

Q 358324
ав 15840

01-5457

КОНТРОЛЬНЫЙ
ЭКЗЕМПЛЯР

И. Н. ПЛАКСИН

Д е о

ОБРАБОТКА ЗОЛОТЫХ РУД

155043

РУКОВОДСТВО - СПРАВОЧНИК
ДЛЯ ПРОИЗВОДИТЕЛЕЙ
И СТУДЕНТОВ

Республіканська
науково-технічна
бібліотека

4. 97. 07



Н. К. Т. П.

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

ПОДАШЕНО

ПРЕДИСЛОВИЕ

Добыча золота распадается на следующие три крупные категории производственных процессов: 1) добыча золотых руд и их обработка; 2) эксплуатация россыпных месторождений и промывка песков; 3) получение золота в качестве попутчика на предприятиях собственно цветной металлургии, добывающих золото, серебро и платину как спутников цветных металлов из полиметаллических и медных месторождений Союза.

До начала первой пятилетки мы имели весьма слабое развитие добычи рудного золота и золота, получаемого в качестве спутника цветных металлов. Промышленность дореволюционного периода базировала промышленный успех золотого дела в значительной степени на эксплуатации россыпей. Если до революции мы имели не более 15% добычи рудного золота по отношению ко всей добыче золота, то к началу пятилетки у нас было около 20% рудного золота, а в процессе осуществления первой пятилетки промышленность сделала крупные сдвиги в своем техническом развитии.

В последнем году первой пятилетки уже должно быть получено около 40% рудного золота по отношению к общей добыче золота в Союзе¹.

Такого рода тенденции, осуществлявшиеся нашей промышленностью в течение первой пятилетки, вполне отвечают задаче — поставить Союз в положение передовой индустриальной страны в части золотопромышленности.

Если мировая добыча рудного золота доходит до 87—90%, и если такая передовая индустриальная страна, как Америка, получает только около 20% своего золота из россыпей, то исключительно доминирующая роль последнего вида добычи золота в нашем Союзе в прежнее время объясняется, конечно, не только девственным состоянием ее, не только богатствами запасами россыпного золота, но в значительной степени слабым развитием более высоких технических форм золотопромышленности, которые существуют в добыче и обработке рудного золота. Россыпные месторождения, будучи сравнительно менее мощными и менее долговечными, чем месторождения рудного золота, не дают возможности в той же степени механизировать добычу и обработку золотосодержащего материала, а следовательно приводят всегда к более низким техническим формам и к менее эффективному использованию капиталовложений, чем это имеет место на предприятиях рудного золота.

Постепенное истощение запасов россыпного золота, в порядке неизбежности, ставит каждую страну, развивающую свою золотопромышленность, перед необходимостью подготовить запасы рудного золота и поднять на должную техническую высоту методы их эксплуатации и обработки.

Рудное золото обычно представляет золото, получаемое из кварцевых или силикатных руд коренных месторождений, содержащих небольшое количество колчеданов, или почти не содержащих последних.

¹ Д. Я. Одинов. Цветные металлы, 1930 г., № 5.

С другой стороны, но в меньшей степени к золотым рудам можно отнести также золотосодержащие полиметаллические и медные руды, которые иногда ошибочно именуются указанными терминами, так как золото в них представляет главнейшую экономическую ценность и должно, следовательно, определять ведение технологического процесса. При игнорировании последнего обстоятельства нередко теряют большие количества драгоценных металлов как в процессе обогащения, так и в течение дальнейших металлургических операций.

С этой точки зрения золотая руда — как термин — определяется не только содержанием золота, но и преимущественным экономическим содержанием данного ценного металла.

В дальнейшем изложении термин «обработка золотых руд» (иногда заменяемый более широким термином «металлургия золота») мы будем относить к тем золотым рудам, технологический процесс обработки которых определяется их специфическими характерными особенностями кварцевых и силикатных руд, а также сульфидных руд, не содержащих значительных количеств других полезных минералов (меди, свинца), которые могли бы дать возможность построить извлечение золота на базе металлургии свинца или меди.

Последнее обстоятельство не исключает необходимости рассматривать обработку золотых руд как комплексную проблему с извлечением некоторых полезных элементов в качестве попутчиков.

Обработка золотых руд, а также и горные работы по эксплуатации рудных месторождений золота на правильно поставленных предприятиях могут быть отнесены к такого рода процессам, которые с точки зрения современной техники довольно полно отвечают ряду требований для любого производственного процесса.

Извлечение золота из руд на большинстве правильно поставленных предприятий составляет от 95 до 98%, иногда понижаясь, но при нормальном ходе процесса мало отступая от вышеуказанных лимитных цифр.

С точки зрения характеристики процесса по его методологии мы имеем следующее.

1) Ведущим процессом по извлечению золота из руд в настоящее время является цианирование, представляющее собою извлечение золота путем обработки измельченной руды щелочными растворами цианистого натрия. С этим основным стержневым процессом связываются другие процессы обработки золотых руд. К категории последних, по линии извлечения, нужно отнести амальгамацию и различные методы обогащения руд в части извлечения из руд сульфидных концентратов, требующих специфической обработки, а также — улавливание (преимущественно крупного) золота на плисовых шлюзах.

2) Процессы механической обработки руд, которые сопровождают процессы гидрометаллургической обработки и в основном слагаются из дробления, сортировки, измельчения, классификации и различных процессов обезвоживания, к которым примыкают другие более мелкие процессы чисто служебного характера (загрузка, выгрузка, перекачивание растворов и пульпы и проч.).

3) Совершенно новым для предшествующего периода золотопромышленности является флотационный процесс обогащения, сравнительно недавно вошедший в практику обработки золотых, серебряных и платиновых руд в большом промышленном масштабе и в ряде случаев оправ-

давший возлагавшиеся на него надежды. В тех случаях, когда флотация по технологическим соображениям оказалась применимой к обработке золотых руд, она внесла в этот процесс такую же техническую революцию, которая раньше была ею произведена в металлургии меди.

Комбинированные флотационно-цианистые установки, в случае большого масштаба производства, требуют меньшего места, меньших капитальных вложений и осуществляются по следующим основным видам схем: а) амальгамация, флотация и цианирование концентратов; б) флотация и цианирование хвостов; в) флотация и амальгамация концентратов; г) цианирование всей руды и извлечение упорной части из нее флотацией для специальной дальнейшей обработки.

Не решая в настоящее время будущего флотации в золотом деле, нужно отметить весьма большое значение, которое она может сыграть для нашей золотой промышленности, особо выделяя в этом отношении вопрос об обработке убогих руд.

Цианистый процесс извлечения золота и серебра, имеющий достаточную давность (с 1888 г.), в нашем Союзе возник вскоре после его изобретения Мак-Артуром и братьями Форрест.

За время своего существования он применялся преимущественно в наиболее простой форме, а именно — осуществлялся путем перколяции. Перколяционный процесс извлечения золота из руды состоит в обработке измельченной руды в чанах раствором, просачивающимся под действием собственной тяжести через поры измельченной руды. Он применим только к одной части измельченной руды, а именно к пескам, т. е. к материалу, не проходящему через сито с 200 отверстиями на линейный дюйм. Более тонкий материал, а также материал, содержащий глинистые ила, не поддается перколяции и требует введения илового процесса обработки, который состоит в агитации измельченной руды с цианистым раствором.

В настоящее время в промышленной практике существуют три процесса:

1) Обработка перколяцией песков с оставлением в отвале значительного количества илов или обработка последних совместно с первыми.

2) Раздельная обработка песков перколяцией и илов агитацией.

3) Полный иловый процесс, состоящий в том, что руда измельчается до такой степени, когда она целиком может быть обработана в процессе агитации. Измельчение для последнего процесса до недавнего времени обычно составляло от —120 до —200 отверстий на лин. дюйм.

Недавно возникло чрезвычайно интересное по своей технике золотое предприятие — Хауи в Канаде, на берегу Красного озера, обрабатывающее в полном иловом процессе золотую руду, измельченную настолько крупно, что она проходит сито с 40 отверстиями на лин. дюйм. Такого рода нововведение может показаться маловероятным для практиков цианистого процесса. Но между тем, в случае обработки руд, не требующих исключительно тонкого помола, этот метод может открыть весьма интересные перспективы для введения полного илового процесса или, вернее, для обработки всей руды путем агитации в значительно большем масштабе, чем это было до настоящего времени. Главнейшим препятствием к широкому введению полного илового процесса являлась стоимость механической энергии, затрачиваемой на выполнение

его в части более тонкого измельчения. Но наряду с этим нужно отметить значительную механизацию и сохранение рабочей силы, которые характеризуют данный процесс.

Таким образом, при оценке процессов, осуществляемых в социалистической промышленности, с точки зрения количества вкладываемого труда мы должны уделить значительно большее внимание полному иловому процессу, чем это делается в буржуазных странах. Но несмотря на это, в нашем Союзе в настоящее время имеет гораздо большее применение раздельный процесс обработки золотых руд, чем полный иловый процесс, который нашел чрезвычайно широкое распространение в Америке.

Вышеприведенный пример Хауи указывает, как иногда стирается грань между экономикой раздельного и полного илового процессов. Создание крупных энергетических центральных должно еще больше стимулировать и обеспечить более широкое развитие полного илового процесса.

К другим проблемам обработки золотых руд относится регенерация цианистых растворов, которые до последнего времени ни на одном из наших предприятий не подвергаются регенерации, в результате чего мы имеем значительный расход цианида, особенно на тех предприятиях, которые обрабатывают руду с содержанием соединений меди, железа и некоторых других веществ, вызывающих большой расход цианистого натра. Следует отметить, что цианистые соединения в настоящее время почти исключительно импортируются из-за границы, и мы не имеем еще своей развернутой промышленности цианистых соединений. В результате этого теряется около 1 рубля валюты на 1 кг цианистого натрия при весьма крупной годовой потребности в нем — в 1933 году не менее 2 500 т для целей только цианирования и флотации¹.

Как указано выше, техника механической обработки золотых руд имеет крупное значение в экономике золоторудного предприятия. В первую очередь нужно обратить внимание: 1) на установку рудоразборки (сортировка руды), 2) на рационально построенную схему дробления и 3) на обезвоживание илов (сгущение и фильтрация).

Чрезвычайно общим местом для большей части наших золотых комбинатов является недопустимое до последнего времени хранение отвалов, эфелей и илов, идущих после амальгамации золотой руды в так называемые разрезы, или прудки.

Такой способ в большинстве случаев является недостаточным, и фабрики по обработке золотых руд, расположенные нередко на берегу моря (Аскольд) и на склонах рек (Березовский рудник около Свердловска или Берикюль в Марининской тайге) теряют значительное количество металла в виде илов, уходящих или непосредственно с морской или с речной водой, или переливающихся через переполненные запруды. Течение речек Березовки и Пышмы при первом взгляде на них совершенно ясно подтверждает это положение.

По подсчетам автора количество потерь золота по Аскольду за время его работы составляет цифру порядка 1 500 кг. Количество илов на Березовском руднике соответствует его производительности за несколько лет, несмотря на длительную предшествующую историю его работы. На руднике Берикюль также потеряны почти все ила за прежнее время работы бегунной фабрики.

Одним из других печальных следствий подобной системы хранения

¹ С. М. Ясюкевич. Флотореагенты. Цветные металлы, 1931 г., № 6.

хвостов после амальгамации является необходимость затрачивать значительные средства на последующий подъем их из отвалов, а также необходимость классификации, так как последняя почти не может быть достигнута путем последовательного перетекания из одного резервуара в другой.

Если в порядке осуществления плана развития промышленности в течение первой пятилетки, так называемые американские фабрики¹ по обработке золотых руд введены на ряде предприятий, то во второй пятилетке эти фабрики должны явиться единственным правильным решением вопроса о методах извлечения золота для всех месторождений рудного золота, которые допускают развертывание обработки руд в достаточном масштабе, обеспечивающем деятельность фабрики.

Рудная платина в нашем Союзе пока мало изучена, но тем не менее в дальнейшем должны быть применены и изучены в промышленном масштабе новейшие методы извлечения платины из руды путем весьма своеобразного процесса, состоящего в амальгамации в бочках платиновых концентратов с сернокислой медью и серной кислотой или путем так называемой электролитической амальгамации. Данный процесс имеет уже промышленное применение и опыт в Южной Африке. Кроме того амальгамация платины могла бы быть применена к концентратам из серых шлихов, получаемым при промыве россыпей.

Для платиновых сульфидных флотационных концентратов сравнительно недавно возник процесс хлоринации, представляющий, собственно говоря, хлорирующий обжиг в атмосфере хлора.

Указанные выше проблемы, стоящие перед рудным сектором золотой промышленности Союза в части методики обработки руд золота, серебра и платины, побудили автора собрать тот справочный материал, который имеется в иностранной практике (главным образом САСШ, Канады, и Южной Африки), а также сравнительно небольшой еще опыт работы предприятий нашего Союза.

Первоначально данная работа должна была представлять несколько глав справочника по золоту и платине.

В дальнейшем увеличившийся объем справочника побудил Издательство и Редакцию предпринять издание ряда книг по соответствующим разделам золото-платиновой промышленности, составленных по типу руководств-справочников.

В основу составления настоящей книги положен конспект курса, читанного автором студентам Моск. горной академии, а затем — Моск. института цветных металлов и золота. Относительно небольшой объем издания побудил сократить изложение теории данного дела, оставив таковое только в тех главах, по которым у нас совершенно отсутствует литература. Для облегчения пользования данной книгой в качестве справочника в большинстве случаев принято конспективное изложение и увеличено число таблиц.

Имея в виду первый опыт в нашей литературе издания самостоятельного руководства-справочника по обработке золотых руд, можно уже сейчас предвидеть ряд возможных пробелов и упущений. За указание таковых автор заранее благодарит всех товарищей по работе.

И. Плакин.

Москва. 23 февраля 1932 г.

¹ Термин «американские фабрики», введенный в нашей золотой промышленности, означает цинковые заводы с законченным циклом обработки по раздельному или иловому процессу.

ВВЕДЕНИЕ

ЗОЛОТАЯ И ПЛАТИНОВАЯ ПРОМЫШЛЕННОСТЬ.

Основные методы, применяемые в промышленности для получения благородных (драгоценных) металлов — золота, серебра и платины, — распадаются (в порядке их относительного значения для золота) на следующие группы: 1) гидрометаллургия и обогащение руд, 2) промывка россыпей и 3) плавка руд и концентратов (пиromеталлургический путь) и электролитическое рафинирование металлов (получение золота и серебра при электролизе меди и платиновых металлов при электролизе золота).

СТАТИСТИКА ДОВЫЧИ ЗОЛОТА, СЕРЕБРА И ПЛАТИНЫ.

ТАБЛИЦА 1. Золото и серебро, полученные путем различных методов из руд и россыпей в САСШ¹ (процентное отношение)

	З о л о т о							С е р е б р о				
	1917	1918	1919	1920	1921	1928	Среднее за 10 лет 1917 — 1928 г.	1917	1918	1919	1920	1921
Россыпи (главным образом драгирование)	25,8	23,6	25,6	25,3	28,9	18,91	24,0	0,2	0,13	0,15	0,13	0,18
Амальгамация	20,9	20,7	31,5	28,5	32,5	61,30	63,9	0,4	0,3	0,5	0,4	0,45
Цианирование	29,7 ²	32,2 ²	28,5	24,3	23,9			16,3	14,3	13,8	13,4	15,7
Плавка руд и концентратов	23,6	23,5	14,4	21,9	14,6	19,79	12,1	83,1	85,3	85,55	86,07	83,67

¹ По данным Mines Resources U. S. Geol. Surv. за 1921 и 1928 гг.

² Включая 0,2%, извлеченные путем хлоринации в 1917—1918 гг.

ТАБЛИЦА 2. Годовая добыча золота в главнейших странах (по Штраусу) (в унциях чистого золота)

Средняя годовая добыча по пятилетиям

Страны	1901 — 05	1906 — 10	1911 — 15	1916 — 20	1921 — 25	1926 — 30	1930 ²	1931 ²
Южноафриканский союз	2 726 688	6 837 230	8 742 492	8 682 555	8 698 551	10 317 181	10 716 351	10 780 000
САСШ ¹	3 878 744	4 591 342	4 556 932	3 387 511	2 368 637	2 131 523	2 100 395	2 100 000
Канада	922 729	482 172	715 667	780 537	1 334 882	1 903 988	2 102 068	2 750 000
СССР	1 113 102	1 375 726	1 313 559	536 840	561 725	—	—	—
Мексика	578 834	1 048 195	774 352	623 630	760 167	703 558	668 977	650 000
Южная Родезия	222 863	564 625	755 360	708 492	620 603	571 882	547 631	525 000
Австралия	3 614 257	3 078 683	2 211 170	1 294 598	700 371	479 053	466 435	550 000
Британская Индия	523 281	523 870	553 301	511 350	416 640	367 281	328 242	290 000
Япония	116 969	158 322	215 418	241 164	255 984	317 626	—	—
Британская Западная Африка	66 571	235 876	359 917	303 887	210 235	197 144	248 491	260 000
Бельгийское Конго	—	14 873	39 989	107 545	93 254	152 545	194 154	225 000
Новая Зеландия	462 426	480 557	346 543	207 442	135 558	121 172	—	—
Филиппинские острова	—	9 085	36 612	61 696	78 027	124 606	185 208	225 000
Бразилия	108 784	104 758	137 619	128 714	135 801	106 921	—	—
Перу	51 657	27 635	34 915	61 522	103 176	107 388	—	—
Колумбия	121 971	149 224	186 176	280 323	203 005	58 229	—	—

¹ Не включая Филиппинских островов.² Согласно предварительным подсчетам.

Приводим таблицу мировой добычи золота с 1900 до 1914 г. с указанием процента, падающего на добычу в английских владениях.

ТАБЛИЦА 3.

Год	Всего добыто золота в кг	И з н и х			
		в Англии		в других странах	
		кг	%	кг	%
1900	330 198	188 481	47,94	204 705	52,06
1901	391 025	184 854	47,28	206 171	52,72
1902	447 844	237 507	51,94	215 137	48,06
1903	491 872	284 837	57,92	206 835	42,08
1904	516 127	306 133	59,31	209 994	40,69
1905	530 087	342 005	58,95	238 082	41,05
1906	598 836	364 189	60,84	234 447	39,16
1907	614 732	372 149	60,52	242 582	39,48
1908	656 388	392 080	59,84	263 250	40,16
1909	686 029	395 281	57,62	290 748	42,38
1910	693 376	393 152	56,69	300 224	43,3
1911	716 865	410 477	57,25	306 388	42,75
1912	713 867	436 935	61,22	276 882	38,78
1913	682 911	432 549	63,34	250 362	36,66

Приведем таблицу, характеризующую распределение добычи серебра по различным странам (в 1923 г.).

ТАБЛИЦА 4. Распределение добычи серебра по различным странам (в 1923 г.)

	Серебро в кг		Серебро в кг
САСШ	2 279 499,7	Европа	255 467,4
Канада	552 171,4	Азия	311 848,5
Мексика	2 225 717,5	Африка	48 025,6
Северная Америка	657 388,6	Австралия и Новая Зеландия	337 989,7
Южная и Центральная Америка	928 492,8	Итого во всех странах	7 589 212,6

ТАБЛИЦА 5. Золото и серебро, добытые за последние 430 лет

	Золото	Серебро
Общее количество металла в кг, добытое с 1492 по 1923 г. включительно (по цифрам Soetbeer)	28 767 500	410 955 400

На нижеприведенном рис. 1 представлена диаграмма добычи золота за период 400 с лишним лет. Географическое распределение золото-добычи представлено на рис. 2.

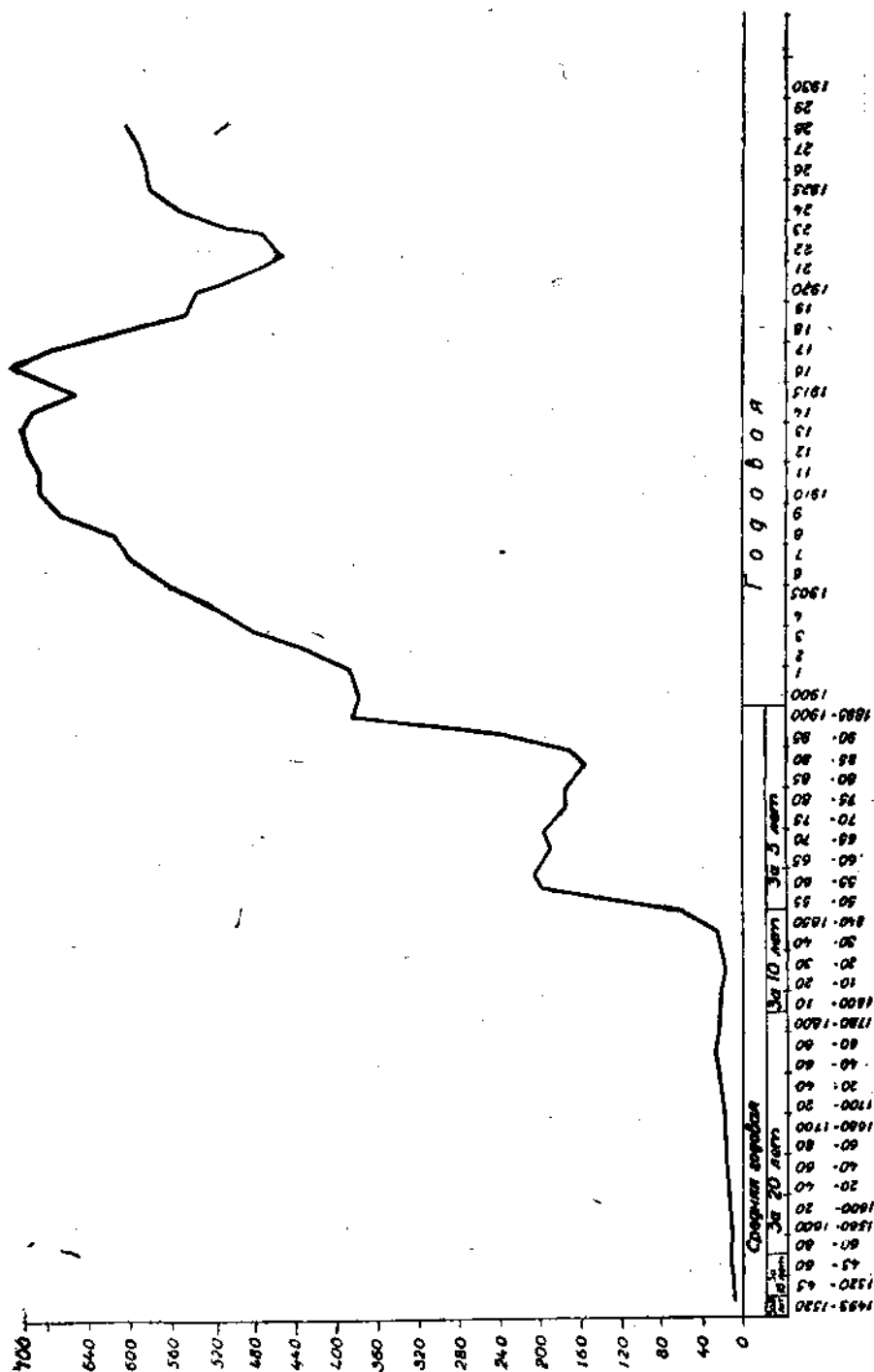


Рис. 1. Мировая добыча золота (в тоннах).

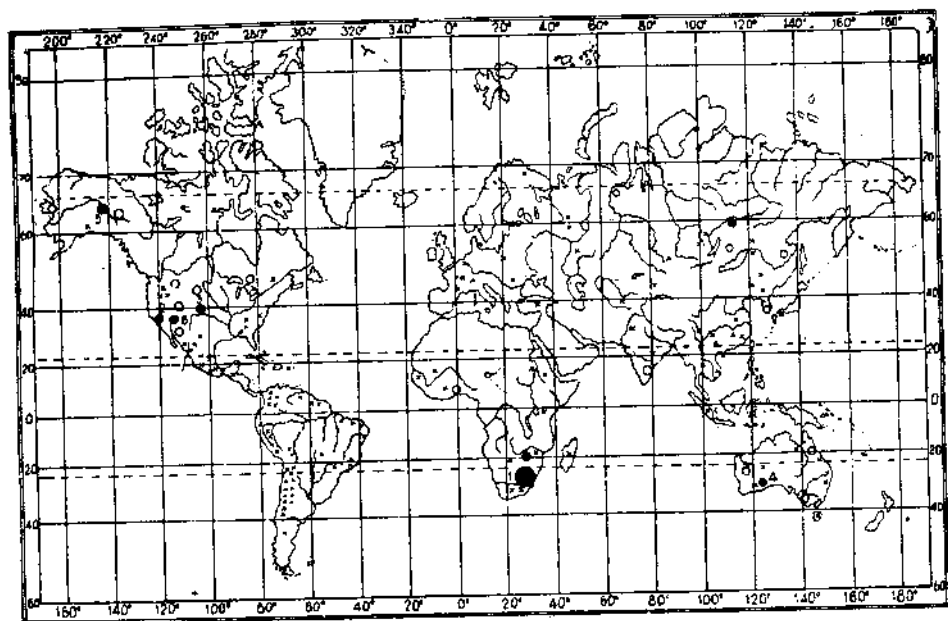


Рис. 2. Карта распределения добычи золота.

- 1) Ренд. 2) Калифорния. 3) Колорадо. 4) Колгуран. 5) Клондайк. 6) Невада.

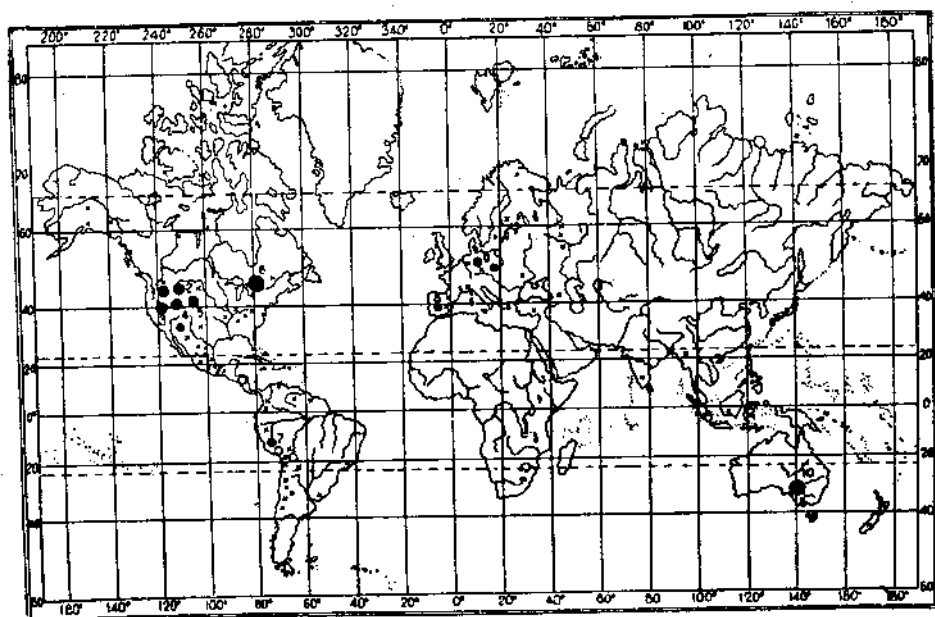


Рис. 3. Карта распределения добычи серебра.

- 1) Кердлах. 2) Бутта. 3) Тонсоа. 4) Парк Сити. 5) Денвер. 6) Кобальт. 7) Церро де-Паско. 8) Линарес.
9) Мансфелд. 10) Бракен-Вилл.

В мировой добыче золота и в добыче в отдельных промышленно-развитых странах превалирующее значение имеет извлечение золота из руд (коренных месторождений) путем цианирования и амальгамации.

Особенно ясно это можно видеть на примере английских владений (где максимум добычи падает на Трансвааль). То же имеет место и в золотой промышленности САСШ (табл. 1 и 3).

ТАБЛИЦА 6. Золото, полученное из различных руд и россыпей, в САСШ

	Россыпи	Кварцевые руды	Мелкие руды	Свинцовые руды	Цинковые руды	Медно- свинцовые и медно- цинковые руды	Свинцово- цинковые руды	Итого в кг
	Б л о ц о в н ы х							
Золото								
1906	28,24	663,17	5,77	1,29	0,02	1,26	0,25	146 263,8
1907	28,22	62,11	6,44	2,56	0,14	0,05	0,48	131 475,3
1914	25,30	66,56	6,00	1,69	0,04	0,01	0,40	137 399,8
1915	22,66	67,57	7,22	1,78	0,10	0,05	0,62	147 865,0
1920	25,30	63,93	7,18	1,96	0,15	0,16	1,32	74 111,3
1921	28,09	66,02	2,25	2,64	0,003	0,007	0,19	72 929,5
1926	18,91	61,30	15,08	2,18	0,02	0,24	2,27	69 221
Серебро								
1906	0,30	26,27	27,69	26,72	0,17	11,86	3,97	1 783 972,2
1907	0,24	36,27	26,58	32,99	0,18	0,93	2,81	1 632 658,6
1914	0,22	39,95	21,80	27,72	0,21	0,36	10,24	2 165 281,5
1915	0,21	35,53	25,96	27,40	1,57	0,83	9,00	2 250 200,1
1920	0,13	36,22	21,49	30,19	2,25	1,18	8,56	1 758 197,4
1921	0,18	51,88	10,36	32,30	0,01	0,97	4,30	1 435 927,4

До последнего времени добыча платины и ее спутников производилась путем следующих процессов: 1) промывки платиносодержащих песков (Урал, Южная Америка); 2) пирометаллургических процессов, в результате которых получают медь или медно-никелевый сплав. При электролизе последних получают шламы, содержащие металлы платиновой группы (Сэдбери в Канаде); 3) электролиза золота, при котором в электролите накапливаются платиновые металлы. Последние высаживают из раствора прибавлением хлористого аммония. Осажденные хлороплатинаты прокалывают и получают губчатую платину.

За последнее время в Южной Африке начали применяться для извлечения платины из руды: амальгамация, флотация и хлоринация.

ТАБЛИЦА 7. Мировая добыча платины (в унциях чистой платины) (по Mineral Industry)

	1900	1913	1924	1926
Австралия	—	335	490	—
Канада	—	311	9 131	9 521
Колумбия	10 000	17 264	46 538	55 000
СССР	212 000	202 000	40 000	92 760
Южная Африка	—	—	—	4 951
САСШ	—	1 434	3 523	4 923
Мировая добыча	—	229 815	100 764	167 500

ЗОЛОТАЯ И ПЛАТИНОВАЯ ПРОМЫШЛЕННОСТЬ СССР.

Золотая и платиновая промышленность в СССР занимала довольно значительное место в дореволюционное время, но методы, которыми пользовались при эксплуатации золотых и платиновых месторождений в значительной части были кустарными, и подход к разработке месторождений в большинстве случаев являлся хищническим.

Из крупных заводов американского типа для обработки золотых руд можно было указать на Кочкарский иловый завод на Центральном, завод на руднике Богом-дарованном (Коммунаре). Другие цинистые заводы были значительно меньшего масштаба и слабее оборудованы (Березовский, Бериккуль и др.) (рис. 4—8).

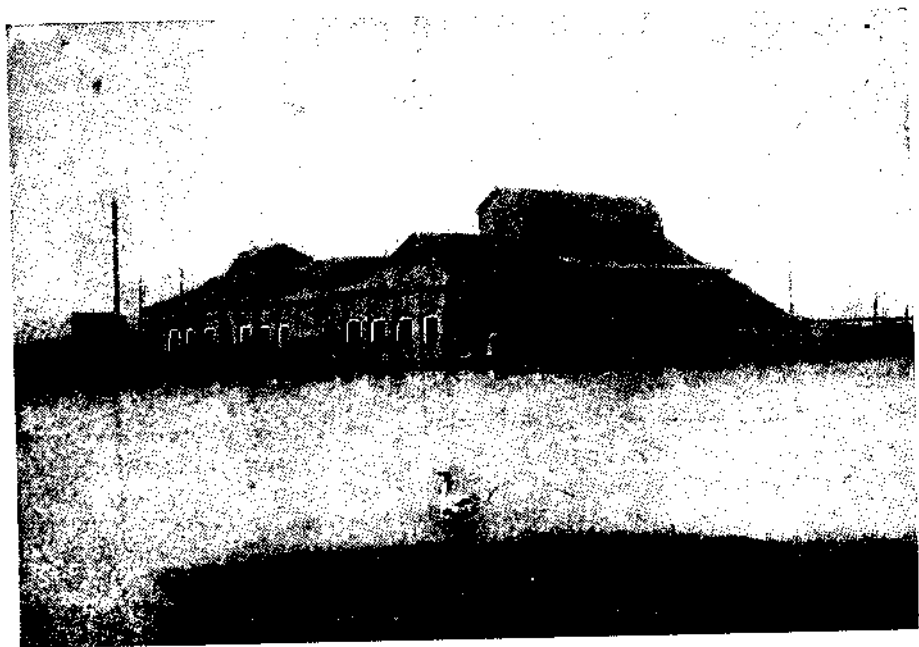


Рис. 4. Иловой завод на Кочкаре.

Рост золотопромышленности в Союзе после 1926 г. базируется на значительном развитии добычи рудного золота и на введении механизации в области разработки и промывки россыпей.

В настоящее время пущены с увеличенной производительностью, выстроены и строятся крупные золоторудные предприятия, из числа которых в первую очередь следует отметить комбинаты: Кочкарский, Мариинский, Степняк, Волей, Минусинский, Саралинский, Джетыгаринский, Березовский, Енисейский, Тубинский иловый завод и ряд других.

Основные цифры, характеризующие развитие золотопромышленности в СССР, приводятся в следующих таблицах:



Рис. 5. Иловой завод на Центральном руднике Марининской тайги.

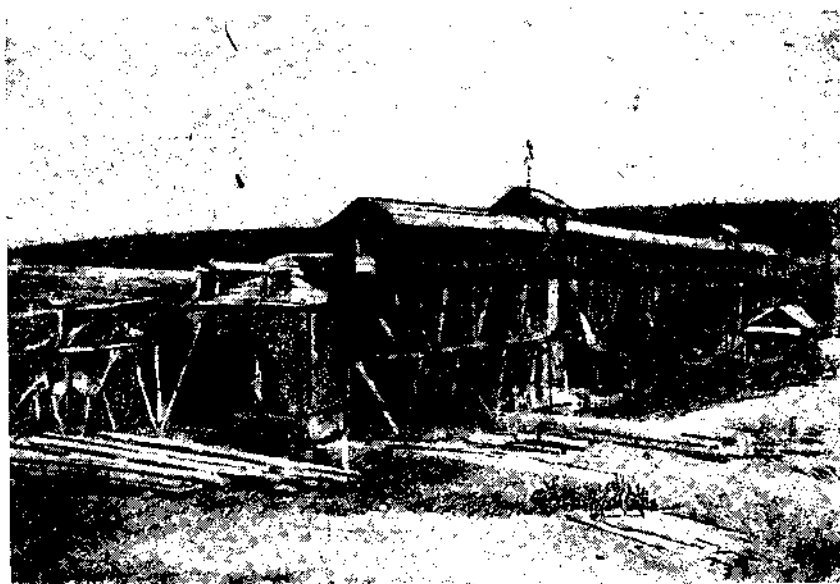


Рис. 6. Березовская бегунная фабрика.

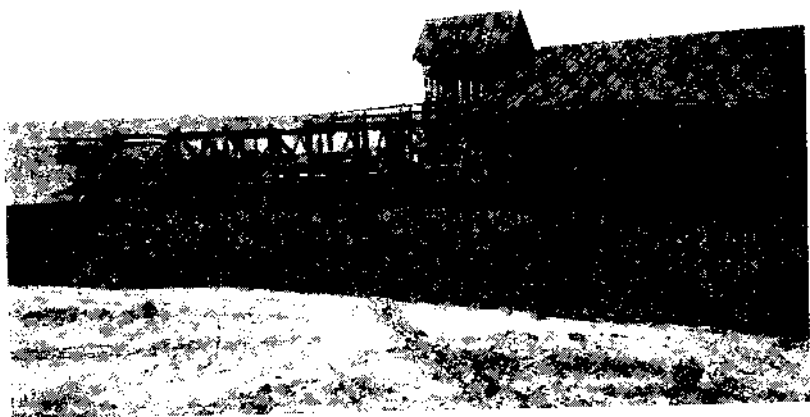


Рис. 7. Общий вид перколяционного (эфельного) завода. Березовский рудник.

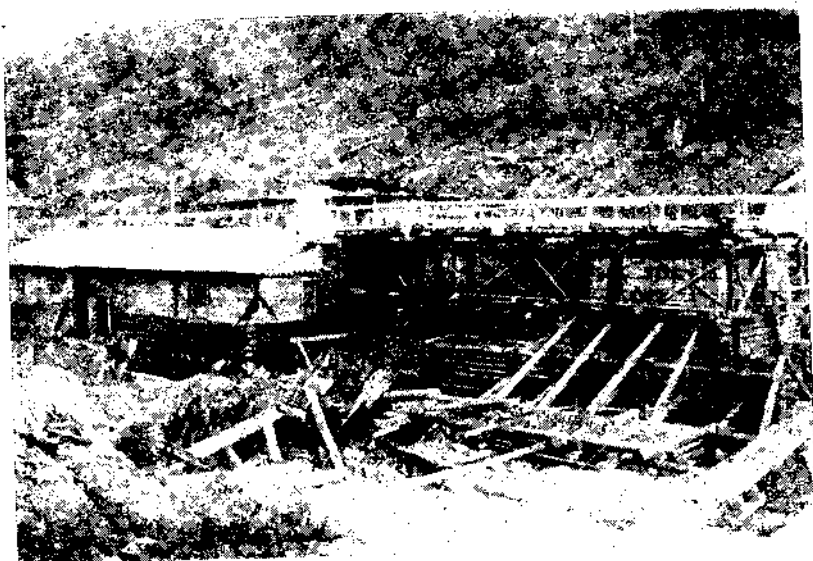


Рис. 8. Летний перколяционный (эфельный) завод на Берикуне

ТАБЛИЦА 8. Добыча золота в СССР по годам

Год добычи	Добыча золота в кг
1914	49 245
1915	40 934
1916	25 619
1917	25 881
1918	21 163
1919	6 514
1920	4 311

ТАБЛИЦА 9. Добыча рудного и россыпного золота в СССР (в % к общей добыче)

Золото	1913	1925/26	1926/27	1927/28	1928/29	1929/30	1930/31
Россыпное	85	83	80	78	75	74,5	67
Рудное	15	17	20	22	25	25,5	33
	100	100	100	100	100	100	100

ТАБЛИЦА 10. Строительство заводов (фабрик) и механизация разработки россыпей

	Число установок		
	1927/28	1928/29	1929/30
Рудники	—	74	90
Амальгамационные ф-ки	44	55	74
Американские ф-ки	—	—	1
Иловые заводы	2	3	8
Эфельные заводы	11	18	27
Драги	24	29	34
Гидравлики	21	53	78
Скрепера	—	—	7
Экскаваторы	—	2	4

Приведенные цифры в достаточной степени характеризуют состояние, в котором находилась золотопромышленная база в начале 30-х годов, и задачи полного реконструирования ее на базе создания крупных предприятий, имеющих хорошо развитое рудничное хозяйство и обрабатывающих свои руды на технически правильно построенных фабриках и заводах.

СПЛАВЫ ЗОЛОТА И ДРУГИХ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ, ВСТРЕЧАЮЩИЕСЯ В ПРАКТИКЕ

Драгоценные металлы в практике их употребления довольно часто встречаются в виде сплавов.

Л и г а т у р а представляет металлы, входящие в сплав с благородным металлом. Введение литатуры в торговые и технические сплавы благородных металлов вызывается коммерческими соображениями или стремлением придать сплаву определенные механические свойства (твердость).

Золотые и серебряные сплавы. Чистое золото значительно мягче серебра. Каждый из этих металлов делается тверже от прибавления небольшого количества другого, а также и от прибавления меди или другого неблагородного металла. В сплавах золота с серебром наибольшей твердостью обладает сплав с содержанием $\frac{1}{3}$ серебра; в сплавах золота с медью — сплав с содержанием 12% меди. Небольшое прибавление серебра существенно изменяет цвет золота, но очень мало влияет на температуру плавления сплавов, содержащих выше $\frac{1}{3}$ серебра.

Золото и серебро образуют непрерывный ряд твердых растворов. То же дает золото с медью, наиболее легкоплавкий сплав которых имеет температуру плавления 885° при содержании в сплаве 82% серебра. Серебро с медью дает эвтектику (при содержании 28% меди) с температурой плавления равной 778° . Растворимость в твердом состоянии (после отжига) меди в серебре равна 7,5% и серебра в меди 8%. Самородный сплав золота и серебра встречается в виде электрума, содержащего до 45% серебра. Сплавы золота с серебром тверже, более легкоплавки и более пластичны, чем каждый из этих металлов в отдельности. Присутствие серебра делает золото бледным. При 50% серебра желтая окраска сплава исчезает. В ювелирном деле содержание серебра в золотых изделиях изменяется в пределах от 25 до 30% и выше. В эти сплавы часто вводят небольшие количества меди: так называемое зеленое золото содержит 10% серебра. Присутствие меди делает сплавы красно-золотыми.

Л и к в а ц и я сплавов золота и серебра в некоторых случаях сказывается довольно сильно, и ее необходимо учитывать при опробовании литатурных сплавов, так как получаемые сплавы неоднородны по своему составу. Такого рода явления довольно заметны в сплавах серебра с медью и золота с медью. Содержание золота в таких слитках изменяется в пределах от 10 до 15 тысячных. Содержание серебра повышается к центру слитка, а золота — к периферии. Присутствие свинца, цинка и сурьмы еще более усиливает это явление. Особенно сильно явление ликвации сказывается в сплавах платины, осмия и иридия.

Белое золото в собственном смысле этого слова представляет собой сплав золота с палладием. Он содержит золото 750 проб, остальные 250 проб падают на палладий и небольшое количество серебра. Сплавы с рутением сходны в этом отношении с предыдущими. Для дешевой имитации белого золота употребляется никелевый сплав состава: 65% меди, 21% цинка и 24% никеля, который сплавляют с чистым золотом. Для получения зеленого золота пользуются таким же образом обыкновенной латуны состава 67% меди, 33% цинка. Алюминий дает ряд сплавов с золотом. Сплавы золота с алюминием интересны по нестесненности их окраски, которая изменяется от желтой до пурпуровой. Их твердость и температура плавления изменяются в широких пределах. Сплав золота, содержащий 22% алюминия (соответствует химическому соединению

Аи, А1, имеет характерный пурпуровый цвет. Так называемое алюминевое золото» представляет собой сплав меди с содержанием около 25% алюминия. Он мало подвержен действию азотной кислоты, очень похож по цвету на золото, но отличается более низким удельным весом.

Весьма небольшое количество свинца (менее 1 ч. на 1 000) делает золото ломким, особенно в горячем состоянии. Таким же образом влияет присутствие в сплаве Bi, Fe, Sn, Sb, As. Цинк и кадмий, несмотря на присутствие в сплаве в большом количестве, дают менее ломкие сплавы. Отжиг устраняет ломкость, обусловленную следами свинца, но не устраняет влияния Bi или Te. Теллур делает сплав золота очень легкоплавким; при нагревании теллур улетучивается. Влияние примесей на свойства серебра сходно с описанным для золота.

Для спаивания чистого и лигатурного золота употребляются сплавы различного состава. Для этого берутся сплавы значительно более легкоплавкие, чем спаиваемые предметы, но мало отличающиеся от них по цвету.

Некоторые из этих сплавов состоят из цинка, меди, серебра и золота. В присутствии нескольких процентов цинка медные сплавы не делаются ломкими, но они весьма тверды и с трудом поддаются прокатке. В более новых сплавах цинк заменяют кадмием. При спаивании эти сплавы теряют цинк и кадмий вследствие улетучивания при нагревании и постепенно делаются менее плавкими.

Проба лигатурных сплавов золота и серебра. Согласно положению о пробирном надзоре, внутреннее достоинство сплава благородного металла, из которого изготавливаются изделия, а также слитки, полосы, золотые и серебряные листы, выражается в цифрах, указывающих число частей чистого золота, платины или серебра в 1 000 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.

Установлены (в СССР) следующие пробы: 1) для платиновых изделий — 950; 2) для золотых — 583, 750 и 958; 3) для золотобойного производства от 910 до 1 000; 4) для зеленого золота — 750; 5) для серебряных изделий — 800, 875 и 916.

Кроме указанной французской системы, которая принята в СССР, практиковалась оценка внутреннего 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 установлены следующие пробы: 56, 72 и 92; для серебряных изделий: 76, 84, 88; для изделий золотобойного производства от 87 до 96; для так называемого зеленого золота — 72.

В Англии и Америке вес драгоценных металлов обычно выражается в пробирных унциях (troy ounces).

В других странах для этой цели распространена метрическая система мер. Пробы лигатурных сплавов выражаются в каратах ($\frac{1}{24}$ ч.) или в тысячных частях, т. е. чистое золото имеет 24 карата или 1 000 проб. Стандартное монетное золото в САСШ 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 САСШ имеет 900 проб. Британская серебряная монета в течение долгого времени отвечала 925 пробе, но с 1920 г. снижена до 500,

Сплавы платины. Сплавы платиновых металлов находят себе применение в химической и электротехнической промышленности, в зубоорудном и ювелирном деле и для различных мелких изделий. Введение лигатуры в сплавы требуется ввиду большой мягкости платины. Для повышения твердости практиковалось введение иридия в количестве 1—20% и даже 30%. Кроме того применяются сплавы с содержанием 3—5% иридия и 5% тапала. Для целей электротехнической промышленности применяется ряд сплавов для изготовления различных частей аппаратуры. Составы этих сплавов приведены в табл. 11.

ТАБЛИЦА 11. ¹ Сплавы платины, применяемые в электротехнической промышленности

Платина	Золото	Серебро	Другие металлы	Платина	Золото	Серебро	Другие металлы
95,0	—	—	Ir = 5,0	33,0	67,0	—	—
95,0	—	—	Ta = 5,0	25,0	—	70,0	Ni = 5,0
93,0	—	—	Mo = 7,9	20,0	—	—	Cr = 40
90,0	—	—	Ir = 10,0	—	—	—	Ni = 25
90,0	—	—	Rh = 10,0	7,5	67,5	25,0	Cu = 1,0
84,0	12,3	1,8	Pd = 1,3	5,0	70,0	25,0	—
80,0	—	—	Ir = 20,0	—	—	—	—
80,0	—	—	Rh = 20,0	3,0	77,0	20,0	—
45,0	15,0	25,0	Cu = 15,0	—	—	—	—

Весьма большой спрос на сплавы платины предъявляет ювелирное дело. Состав сплавов приводится в таблице 12.

ТАБЛИЦА 12. Сплавы платины, применяемые в ювелирном деле

Платина	Иридий	Золото	Другие металлы	Платина	Иридий	Золото	Другие металлы
97,0	—	—	Ru 3,0	55,0	—	—	Cu 18,0
95,0	5,0	—	—	—	—	—	Ni 27,0
93,5	5,0	—	Ru 1,5	—	—	—	Cd 3,0
90,0	10,0	—	—	40,0	—	—	Cu 35,0
90,0	5,0	5,0	—	—	—	—	Ni 25,0
85,0	—	7,0	Pd 8,0	—	—	—	—
80,0	—	7,5	Pd 12,5	40,0	—	60,0	—
63,5	—	—	Cu 18,25	30,0	—	70,0	—
—	—	—	Ni 18,25	10,0	2,0	58,0	Pd 30,0
—	—	—	(Cd 2,5)	4,5	—	74,0	Pd 21,5
60,0	—	—	Cu 19,0	—	—	—	—
—	—	—	Ni 21,0	—	—	—	—
—	—	—	(Cd 2,5)	—	—	—	—

¹ По статье J. S. Negru в Revue Universelle des Mines, 7 Ser., XII, 157 — 169, 281 — 283 (1928).

ЧАСТЬ I

АМАЛЬГАМАЦИЯ И МЕХАНИЧЕСКАЯ ОБРАБОТКА.

Извлечение золота и серебра из руд производится следующими основными способами: амальгамацией, цианированием и плавкой концентратов и руд (пирометаллургия меди и свинца)¹.

ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА СХЕМ ПРОЦЕССОВ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА ИЗ РУД

Цианистый процесс, играющий доминирующую роль в металлургии золота и применяемый к извлечению серебра из руд, подвергающихся гидрометаллургической переработке, распадается на 2 основных способа осуществления его:

1) Иловой процесс, в котором руда измельчается до такой степени, что позволяет производить всю обработку ее цианистыми растворами путем агитации (во взмученном состоянии).

2) Песковый или перколяционный процесс, в котором руда обрабатывается цианистыми растворами путем просачивания последних через слой измельченной руды, загруженной в перколяционный чан.

Цианистые заводы с законченным циклом обработки (американские фабрики) осуществляют эти два процесса одновременно или ведут исключительно иловой процесс — так называемый полный иловой процесс (all-sliming process).

Кроме способа осуществления цианистого процесса в схеме проектируемого завода должен быть путем предварительного исследования определен способ выделения крупного золота (если таковое имеется). Для последнего в современной практике применяются амальгамация и плюсовые шлюзы.

Преимущества амальгамации заключаются в возможности быстро реализовать капитал, вложенный в затраты по предприятию, и в относительной простоте операций. На небольших предприятиях амальгамация приобретает часто самостоятельное значение, особенно в случае последующего выделения концентратов из хвостов после нее².

Выделение концентратов мокрым обогащением (по удельному весу) или флотацией имеет довольно широкое применение к колчеданистым и вообще к упорным рудам (например сульфо-теллуристым и теллуристым).

¹ Хлоринация в настоящее время не применяется к извлечению золота и серебра из руд, в то время как в истории металлургии золота и серебра она занимает видное место. В настоящее время хлоринация применяется к извлечению платины из концентратов.

² Примером такого рода фабрик большого масштаба может служить амальгамационная установка в районе Поркьюпайн в Канаде (Eng. Min. World, 1931 г., № 5).

Концентраты подвергаются специальной гидрометаллургической обработке, или же их отправляют в медную или свинцовую плавку (пирометаллургия меди и свинца).

В самое последнее время флотация применяется как стадия обработки руды, предшествующая цианированию. Выделенный флотационный концентрат (при сравнительно невысокой степени сокращения) затем подвергают цианированию. На ряде предприятий Канады, САСШ, Мексики, Южной Африки и Австралии флотация оказала существенную помощь цианистому процессу.

Дальнейшая общая характеристика принятого процесса (не останавливаясь на отдельных операциях его как агитация, фильтрация, осаждение и др.) касается вопроса о применении замкнутого цикла обработки в цианистом растворе. В случае применения замкнутого цикла измельчение руды и последующее тонкое измельчение (как и вся обработка) производится в цианистом растворе. В случае измельчения в воде руда приходит в контакт с цианистым раствором только во время перколяции, или непосредственно перед агитацией (в иловом процессе), или в момент начала ее.

Принятие той или иной схемы обработки руды производится на основании ее исследования и на основании экономических соображений, среди которых на первом месте стоит содержание золота и серебра в руде, масштаб производства и стоимость энергии.

МЕХАНИЧЕСКАЯ ОБРАБОТКА РУДЫ В ПРОЦЕССАХ ИЗВЛЕЧЕНИЯ

Для подготовки руды к амальгамации и цианированию и в самих этих процессах применяется ряд операций механической обработки, из числа которых в первую очередь нужно указать на следующие: дробление, измельчение, тонкое измельчение. В связи с процессом цианирования в дальнейшем мы рассматриваем применение классификации, концентрации и обезвоживания к процессам обработки золотых руд.

Не вдаваясь в вопросы, связанные с механическим обогащением руд, приведем ниже основные данные по характеристике производительности размеров и работы аппаратов для механической обработки на золото-рудных предприятиях.

1. Дробление (к р у п н о е) производится в щековых (челюстных) дробилках (Блэка, Доджа, Акме) или во вращающихся дробилках (МакКулли, Гэтса).

ТАБЛИЦА 13. Дробилка Блэка (по каталогу Allis-Chalmers Manuf. Co.)

Производит. и т/час на НР	№	Размеры загру. отгор. в дм	Промыв. в т/час					Прим. можн. в НР, потреби. для дробл.	Размер шквина в дм	Число оборотов в мин.	Вес в кг	Стоимость на заполн. в коп. за 1 м³
			Размер измельченного продукта									
			1"	1 1/2"	2"	2 1/2"	3"					
0,66	3	15 × 9	6	8	10	12	—	10	24 × 11	250 — 275	5 500	44,01
0,81	4	20 × 10	—	10	15	17 1/2	20	15	30 × 13	250 — 275	7 000	44,0
0,83	5	24 × 12	—	—	20	25	30	25	42 × 15	250 — 275	11 500	43,0
0,87	6	30 × 18	—	—	—	30	37 1/2	40	60 × 15	250 — 275	20 000	43,0
1,04	7	36 × 40	—	—	—	—	76	75	—	250 — 275	39 000	42,0

¹ С литьем из закаленного чугуна.

По Таггарту стоимость дробления тонны руды составляет (в условиях САСШ):

для малых размеров дробилок 16—20 коп.
 „ больших размеров дробилок 4—6 „

ТАБЛИЦА 14. Дробилка Доджа (Allis-Chalmers M. Co.)

Размеры загрузочн. отверстия в дм	Приблиз. мощн. в НР, потреби. для дробл.	Производит. в т/час	Условная производ. в т/час на НР	Число оборотов в мин.	Вес в кг	Стоим. в коп. за 1 кв фтанно- завод
4 × 6	3	$\frac{1}{2}$	0,17	300	500	75
7 × 9	6	$1\frac{1}{2}$ — $2\frac{1}{2}$	0,4	300	1 500	86
7 ₁ × 9	6	$1\frac{1}{2}$ — $2\frac{1}{2}$	0,4	300	1 545	68
(Разъемная)						
8 × 12	10	3 — 5	0,5	300	2 680	—
11 × 15	15	6 — 8	0,5	250	8 100	—

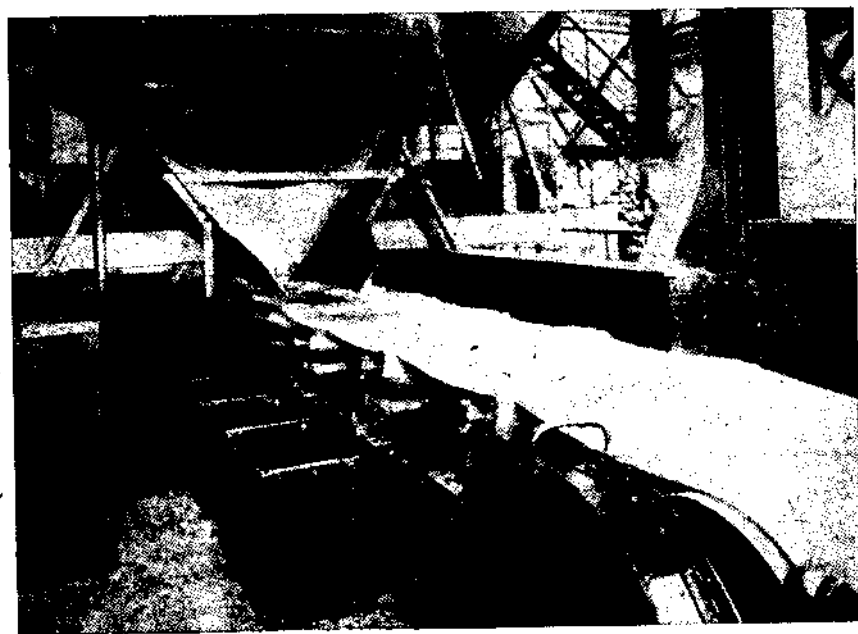


Рис. 9. Троммель для промывки руды и сортировочная лента.

По сравнению с дробилкой Блэка дробилки Доджа дают более мелкое и равномерное дробление, но первые имеют большую производительность. В настоящее время дробилки Доджа применяются почти исключительно в лабораторной практике.

ТАБЛИЦА 15. Дробилки Гэтса (Allis-Chalmers M. Co.)

№	Размер каждого загрузочн. отверстия в дм	Вес дробилки в кг.	Производит. в т/час (в зависимости от характера руды) при измельчении до размера							Приблизит. мощн. в HP для дробл.	Число оборо- тов	Стоимость в коп. за 1 кг (б/перес.)
			1 1/2"	2"	2 1/2"	3"	3 1/2"	4"	5"			
1	5 × 18	2 850	—	—	—	—	—	—	—	4 — 5	—	100 — 103
5	10 × 38	15 000	30	40	50	60	70	—	—	22 — 30	375	45 — 49,5
9	21 × 76	70 000	—	—	—	—	—	250	300	100 — 150	300	87 — 42,5
24	48 × 125	240 000	—	—	—	—	—	—	—	—	—	33 — 38

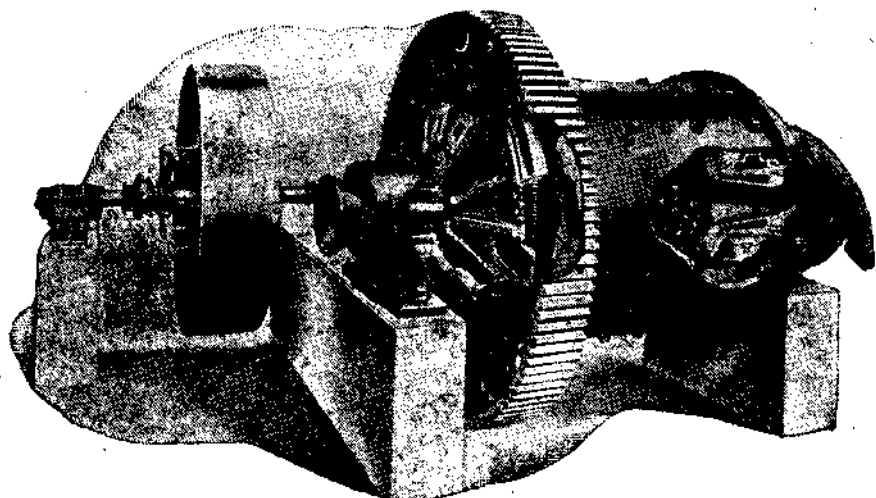


Рис. 10. Шаровая мельница Аллис-Чальмерс.

ТАБЛИЦА 16. Дробилки Мав-Кулли (Allis-Chalmers M. Co.). (Рис. 10, 11 и 12)

№	Размер загруз. отверстия в дм	Вес в кг	Приблиз. мощн. в HP для дробл.	Производит. в т/час	Стоим. в коп. за 1 кг (б/раск. по перес. и пр.)	Дробилки с рабочими частями марганц. ста- ли дороже: большие на 15, небольшие на 10
10	10 × 40	12 300	30	60	45,0	
16	16 × 56	28 200	90	180	40,0	
30	30 × 90	73 000	175	490	36,0	
42	42 × 132	138 000	275	1 100	33,0	
50	50 × 162	236 000	300	1 200	33,0	

Среднее дробление производится в дробилках Саймонса или на дробильных валках.

² Первая цифра стоимости отвечает закаленному чугуну, вторая — марганцевистой стали.

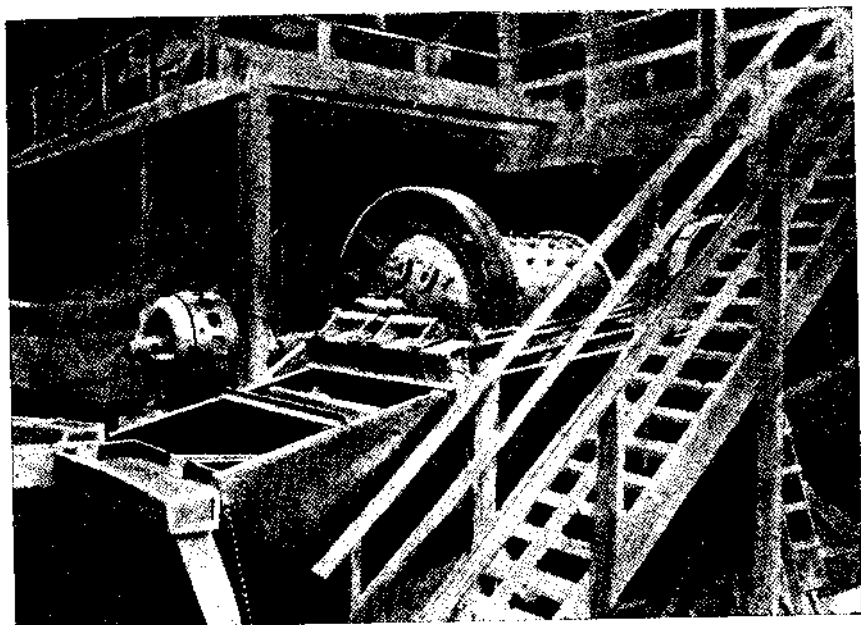


Рис. 11. Шаровая мельница 7' × 6', работающая в замкнутом цикле с классификатором Дорра (Колорадо).

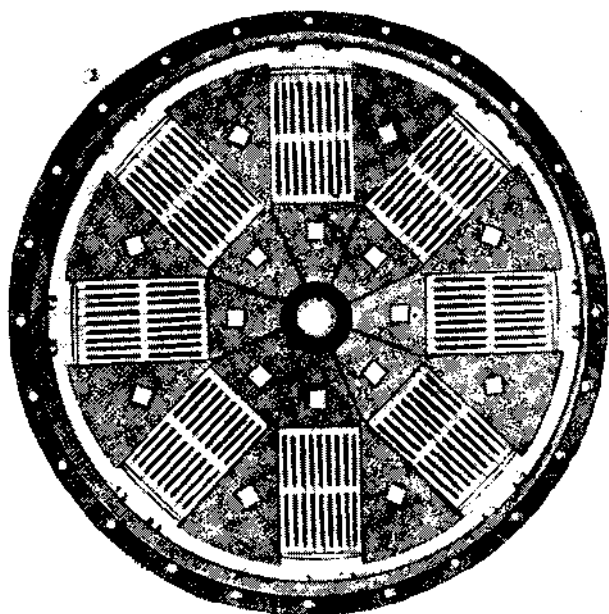


Рис. 12. «G — H». Диафрагма для разгрузки, патентованная для шаровых мельниц фирмой Аллис-Чальмерс.

ТАБЛИЦА 17. Конические (редукционные) дробилки Саймонса (Symons - Bros. Co.)

Размер (максим. диаметр кону- са) в фут.	Шош в дм.	Производительность в тоннах									Мощность в HP, потребная для дробления	Вес в фунт.	
		Размер продукта в дм.											
		1/2	2/16	1/4	3/8	1/2	5/8	3/4	1	1 1/2			1 3/4
2	5 1/8	7	10	14	20	25	—	—	— *	—	—	25	—
2	3	—	—	—	—	25	30	35	45	50	—	30	10 500
3	2 3/4	14	20	25	35	40	—	—	—	—	—	50	—
3	4 1/8	—	—	—	—	40	55	70	80	100	—	60	21 000
4	4 1/2	—	30	40	60	80	—	—	—	—	—	75	—
4	6 3/4	—	—	—	—	80	100	120	150	180	—	100	35 000
5 1/2	6	—	50	65	100	130	—	—	—	—	—	125	—
5 1/2	9	—	—	—	—	130	160	200	275	300	—	150	70 000
7	6 3/4	—	—	110	160	225	280	—	—	—	—	150	—
7	—	—	—	—	—	225	—	330	450	560	600	200	110 000

ТАБЛИЦА 18. Горизонтальные дисковые дробилки Саймонса (Allis-Chalmers M. Co.)

Диаметр дисков в дм.	Максим. разм. плат. в дм.	Производительность в т/час. до размера продукта в дм.										
		Макс. разм. плат. в дм.										
18	1,5	3/8	5—8	1/2	8—10	3/4	10—12	1	12—15	2 500	12—18	115
24	2,5	1/2	12—15	3/4	18—20	1	20—25	1 1/2	25—30	4 200	18—25	113
36	3,5	3/4	25—30	1	30—45	1 1/2	45—60	2	50—65	10 700	30—40	—
48	6,5	1	45—60	1 1/2	60—80	2	80—100	2 1/2	100—120	17 700	50—65	—

ТАБЛИЦА 19. Дробильные валки (Allis-Chalmers M. Co.)

Размеры валков в дм.	Вес в кг	Мощность, потребная для дробления—HP	Пронз. валков в т/час.	Стоим. в коп. за 1 кг франко- заход	
24 × 14	6 400	11	13	58	В случае бандажей из марганцевистой стали стоимость выше на 10—15%
30 × 14	8 300	15	18	58	
35 × 16	11 100	18	22	56	
42 × 16	17 700	20	24	51	

2. Измельчение (мелкое дробление). Производится в шаровых мельницах, в бегунах и толчеях (см. ниже в главе А м а л ь т а ц и я), в стержневых и реже в конических мельницах.

Наибольшим распространением на современных установках пользуются шаровые мельницы (грануляторы) (рис. 10).

ТАБЛИЦА 20. Стандартные размеры шаровых мельниц (Allis-Chalmers Co.)

Размеры мельниц		Производ. в т в 24 ч. при дроблении кварца средней твердости		HP на привод в дви- жение	Рекомендуемый мотор HP	Число оборотов в мин. мельницы	Предлагат. вес шаров в фунт.	Приблиз. вес со шка- лами или приподн. (по 603 шаров) в фунт.
Диаметр	Длина	Питание 2—1 1/2"						
		до 48 меш	до 10 меш					
фут. ам.	фут. ам.							
3 — 0	3 — 0	20	30	10	15	40,0	1 200	8 350—8 450
3 — 0	5 — 0	30	40	15	25	40,0	2 000	11 500—12 500
4 — 0	4 — 0	40	70	25	40	32,5	3 000	23 200—23 000
5 — 0	4 — 0	60	120	40	60	28,0	5 000	33 000—30 000
5 — 0	5 — 0	75	150	50	75	28,0	6 500	36 000—33 000
6 — 0	4 — 0	120	210	60	85	24,0	9 000	48 000—43 000
6 — 0	3 — 0	150	260	80	100	24,0	11 000	52 000—47 000
6 — 0	6 — 0	190	320	100	125	24,0	13 500	56 000—51 000
7 — 0	5 — 0	225	375	110	125	20,0	18 000	68 000—66 000
7 — 0	— 0	275	450	135	150	20,0	23 000	73 000—71 000
8 — 0	5 — 0	320	500	150	175	18,0	25 000	89 500—86 250
8 — 0	6 — 0	385	600	180	200	18,0	30 000	95 000—91 750

а) Шаровые мельницы в настоящее время являются лучшим (по производительности, экономичности и относительно небольшой занимаемой площади) аппаратом для измельчения золотых руд перед их дальнейшей обработкой. Они изготовляются фирмами Майн энд Сметтер Сэйлай К°, Аллис-Чальмерс К°, Вильфли К° и др. Обычно мельницы работают в замкнутом цикле с классификатором, что дает возможность легко регулировать измельчение руды (рис. 11).

б) Для регулировки измельчения в шаровых мельницах пользуются следующими средствами: 1) изменением количества воды (или раствора), поступающей в классификатор; 2) изменением угла наклона классификатора, 3) изменением числа движений гребков в минуту и положения их¹. Вода или раствор частично поступают в мельницу и частично в классификатор (по желобу, подающему измельченную руду, выходящую из мельницы).

Наилучшее (с точки зрения условий механической работы) отношение ж : т при измельчении в мельницах зависит от характера измельчаемого материала, особенно от его крупности. Для измельчения до более крупного материала — песка — наилучшим является отношение влаги к руде равное 1 : 1,5 (40% влаги), для получения мелкого материала наилучшее ж : т — 1,5 : 1 (60% влаги). Содержание влаги в практических условиях работы мельницы нередко принимается более высоким и достигает 1,9 : 1.

¹ Кроме указанных методов регулировки на результаты классификации влияет высота порога классификатора.

ТАБЛИЦА 21. Шаровые мельницы Марси (производительность и расход энергии). Фирма The Mine Smelter and Supply Co.

№ №	Диаметр в мм	Длина в мм	Производительность в т в 24 ч. при измельчении				Вес шаров в кг	Расход энергии в HP	Мощность реак- мотора в HP	Число оборотов	Общий вес в кг
			до 20 (0,63 мм)	до 48 (0,30 мм)	до 65 (0,208 мм)	до 100 (0,147 мм)					
32	840	550	15	10	7	4	450	6—8	10	35	3 375
43	1 130	890	38	25	18	11	1 125	15—20	20	31	6 525
54	1 390	1 180	94	63	44	25	2 250	30—40	40	29	10 800
64 1/2	1 540	1 295	225	150	105	60	4 050	65—90	100	25	18 900
75	2 170	1 524	400	325	230	130	8 100	100—150	150	23	33 750
86	2 330	1 830	750	500	360	200	12 600	150—225	225	22	45 900

ТАБЛИЦА 22. Стоимость измельчения в шаровых мельницах

Мельница	Год	Дробление		Стоимость в долл. на 1 т					
		от	до	Рабочие руки	Рабочие на ремонте	Мате- риалы	Энер- гия	Разные	Всего в долл.
Марси № 64 1/2	1917	2 1/4 меш	20 меш	0,0429	0,0140	0,5097	0,1183	0,0001	0,2850
Марси № 64 1/2	1918	2 1/4 "	20 "	0,0387	0,0165	0,1424	0,1465	0,0021	0,3462
5 × 6 галечно- шаров. . . .	1917	20 "	65 "	0,0553	0,0328	0,1862	0,1899	—	0,4642
5 × 6 галечно- шаров. . . .	1918	20 "	65 "	0,0678	0,0171	0,2393	0,2055	—	0,5297

Кроме указанных элементов регулировки измельчения, достигаемого в мельнице, результаты работы последней зависят от веса шаров, количества поступающей руды, отношения ж : т в мельнице, числа оборотов ее и от установки гребков классификатора.

Критическая скорость шаровых (цилиндрических) мельниц определяется числом оборотов $n = \frac{42,3}{\sqrt{D}}$, где D есть диаметр мельницы, выраженный в метрах по наружному размеру мельницы.

Практически скорость вращения составляет не более 0,75 критической скорости.

в) Р а з м е р ш а р о в изменяется в зависимости от питания мельницы. Шары из хромистой и марганцевистой стали имеют диаметр в пределах от 3,5 до 17,5 см. Работа шаровых грануляторов в замкнутом цикле с классификатором показана в табл. 23.

г) Р а з г р у з к а и з м е л ь ч е н н о й р у д ы из мельницы. В обыкновенных шаровых мельницах, а также в трубных и конических мельницах измельченный материал разгружают через полую цапфу путем деакации. В мельницах Марси (фирма Майн Сметтер энд Сэплай К^о) разгрузка производится через решетку с отверстиями, которая ставится перед разгрузочной цапфой.

Между нею и цапфой находятся радиальные ребра, в функции которых входит поднимать пульпу и разгружать ее через цапфу. Такого рода

ТАБЛИЦА 23. Шаровые грануляторы (Allis-Chalmers M. Co.), работающие в замкнутом цикле с классификаторами Дорра
а) Крупное измельчение

Гранулятор				Классификатор				
Размеры в см	Величина кусков руды	Продукт, измельч. до числа оч. на дм.	Произ- водств. в 24 ч. в т	Ширина в см	Длина в см	Число движе- ний в мин.	Наклон в мм на 1 м	Циркули- рующая нагрузка мельницы в 24 час. в т
122 × 91,5	5	— 30	43	68,5	447	30	262	350
122 × 91	5	— 48	30	68,5	447	28	250	350
122 × 91,5	5	— 60	25	68,5	447	25	229	300
122 × 122	5	— 30	57	68,5	447	30	262	350
122 × 122	5	— 48	40	68,5	447	28	250	350
122 × 122	5	— 60	33	68,5	447	25	229	300
152,5 × 122	5	— 30	80	68,5	447	30	262	350
152,5 × 122	5	— 48	60	68,5	447	28	250	350
152,5 × 122	5	— 60	50	68,5	447	25	229	300
152,5 × 152,5	5	— 30	100	68,5	447	30	262	350
152,5 × 152,5	5	— 48	75	68,5	447	28	250	350
152,5 × 152,5	5	— 60	65	68,5	447	25	229	350
152,5 × 183	5	— 30	120	68,5	447	30	262	350
152,5 × 183	5	— 48	25	137	447	28	250	700
152,5 × 183	5	— 60	80	137	447	25	229	600
183 × 122	5	— 30	140	137	447	30	262	700
183 × 122	5	— 48	120	137	447	28	250	700
183 × 122	5	— 60	95	137	447	25	229	600
183 × 152,5	5	— 30	190	137	447	30	262	700
183 × 152,5	5	— 48	150	137	447	28	250	700
183 × 152,5	5	— 60	125	137	447	25	229	600
183 × 183	5	— 30	235	137	498	30	262	700
183 × 183	5	— 48	190	137	498	28	250	700
183 × 183	5	— 60	150	137	498	25	229	600
213,5 × 152,5	5	— 30	275	137	498	30	262	700
213,5 × 152,5	5	— 48	225	137	498	28	250	700
213,5 × 152,5	5	— 60	175	137	498	25	229	600
213,5 × 183	5	— 30	330	137	498	30	229	700
213,5 × 183	5	— 48	275	137	498	28	250	700
213,5 × 183	5	— 60	210	137	549	25	229	600
244 × 152,5	5	— 30	375	183	711,5	30	262	1 500
244 × 152,5	5	— 48	320	183	711,5	28	250	1 500
244 × 152,5	5	— 60	250	183	711,5	25	229	1 200
244 × 183	5	— 30	450	183	711,5	30	262	1 500
244 × 183	5	— 48	385	183	711,5	28	250	1 500
244 × 183	5	— 60	300	183	711,5	25	229	1 200

ТАБЛИЦА 23. (Продолжение)

б) Тонкое измельчение

Гранулятор				Классификатор				
Размеры в см	Величина кусков руды	Продукт, измельч. до числа отв. на дм.	Произ- водит. в 24 ч. в т	Ширина в см	Длина в см	Число движе- ний в мин.	Наклон в м.м на 1 м	Циркули- рующая нагрузка мельницы в 24 часа в т
122 × 91,5	— 10 отв.	— 100	45	68,5	447	20	208	325
122 × 122	— 10 "	— 100	60	91,5	447	20	208	325
122 × 152,5	— 10 "	— 100	75	137	447	20	208	500
122 × 183	— 10 "	— 100	90	137	447	20	208	500
152,5 × 122	— 10 "	— 100	90	137	447	20	208	500
152,5 × 152,5	— 10 "	— 100	115	137	447	20	208	500
152,5 × 183	— 10 "	— 100	145	137	498	20	208	500
183 × 122	— 10 "	— 100	125	137	498	20	208	500
183 × 152,5	— 10 "	— 100	180	183	711,5	20	208	800
183 × 183	— 10 "	— 100	195	183	711,5	20	208	800

устройство значительно увеличивает производительность мельницы и снижает расход энергии.

Фирма Аллис-Чальмерс строит мельницы, называемые грануляторами, по типу шаровых, а также галечных (и шариковых) мельниц. Разгрузка в шаровых грануляторах производится через диафрагму, при помощи которой возможно регулировать уровень пульпы внутри барабана мельницы. Диафрагма (чугунная) устанавливается перед разгрузочной цапфой и несет на своей поверхности, обращенной к цапфе, ребра, которые поднимают пульпу в направлении к разгрузке. Диафрагма имеет ряд радиально расположенных колосниковых решеток (рис. 12). Кроме диафрагмы устанавливается разгрузочный конус и сливная труба (рис. 10). При высоте разгрузки на середине радиуса барабана производительность выше на 15—20%, а расход энергии повышается на 10% по сравнению с мельницами без диафрагмы. При периферической разгрузке производительность повышается до 40%, а расход энергии — до 20%.

ТАБЛИЦА 24. Стержневые мельницы

Размер D' × L'	НР на привод в движение	Производит. т/час	В е с в кг	Стоимость в коп. за 1 кг		
				Франко- завод	Пошл., фрахт, торговые расходы	Сиф. порт СССР
1 × 2	1—1,5	—	—	—	—	—
2 × 4	5—7	0,21—1,0	3 600	90,0	31,0	121,0
3 × 6	15—18	0,7—3,0	11 000	83,0	29,0	112,0
3 × 8	24—28	1,0—4,0	11 400	83,0	29,0	112,0
4 × 8	45—50	2,0—10,0	20 000	66,0	23,0	91,0
4 × 10	55—60	2,5—13,0	21 000	65,0	23,0	88,0
5 × 10	95—100	5,0—23,0	40 000	62,5	22,0	84,5
5 × 12	115—120	5,0—26,0	—	—	—	—
6 × 12	140—150	7,0—33,0	50 000	76,0	26,0	102,0
7 × 15	165—175	11,0—53,0	—	—	—	—
7 × 16	—	—	—	—	—	—

Примечание. Производительность для руд средней твердости при измельчении от 1" до 8 и 10 меш.

ТАБЛИЦА 25. Износ стержней и футеровки в стержневых мельницах

Части машин	Материал в кг на 1 т руды				
	Чугун	Закал. чугун	Марганц. сталь	Хромист. сталь	Углерод. сталь
Футеровка	0,06—0,1	0,03—0,27	0,22	0,03—0,2	—
Стержни	—	—	—	—	0,12—1,35

Срок службы футеровки из чугуна 72—135 дней, из марганцевистой стали 150—180 дней.

Стоимость измельчения 1 т твердой руды в стержневых мельницах обходится около 40 центов (80 коп.).

ТАБЛИЦА 26. Галечные грануляторы (Allis-Chalmers M. Co.)

Размер <i>D' × L'</i>	Мощи. реком. мотора HP	Провзв. в т/час	Вес в кг	Стоимость в коп. за 1 кг			Примечания
				Франко- завод	Полн., фрахт, торгов. расходы	Сиф. порт СССР	
4 × 8	20	1,0	9 000	От 60 до 150	От 18 до 45	От 78 до 195	Промежуточные номера мельниц с длиной через 2 фута. Производитель- ность нетто-загрузка без циркулирующей на- грузки при измельчении от — 8 меш до 95% — 100 меш.
4 × 20	50	1,70	14 800				
5 × 8	40	1,75	14 000				
5 × 22	75	3,1	28 400				
6 × 8	50	2,3	16 600				
6 × 22	125	5,0	28 600	От 60 до 150	От 18 до 45	От 78 до 195	
7 × 10	75	3,5	20 700				
7 × 15	125	5,0	24 500				
8 × 10	100	4,7	20 600				
8 × 16	150	8,0	34 100				

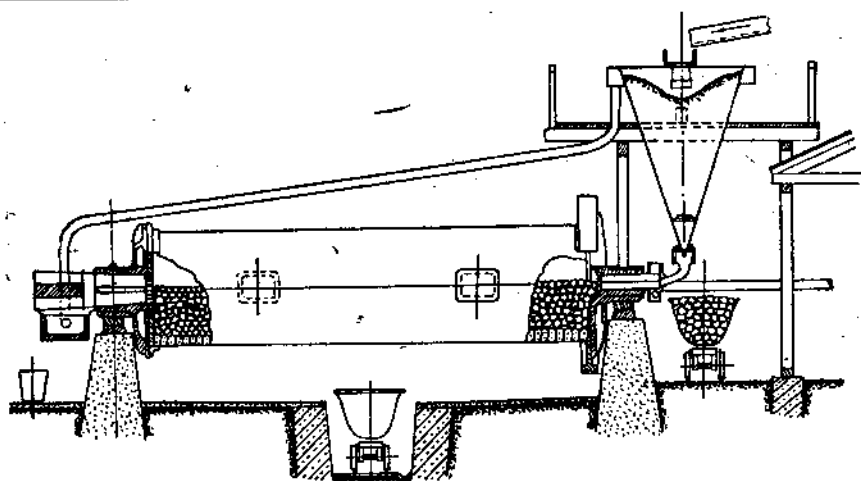


Рис. 13. Трубная мельница с конусом Кальдекотта, работающая на цианистом заводе (Южная Африка, Рэнд).

3. Тонкое измельчение производится в трубных мельницах (рис. 13), галечных грануляторах и в галечно-шаровых грануляторах. Тонкое измельчение обычно вводится в случае полного илового процесса, т. е. тогда,

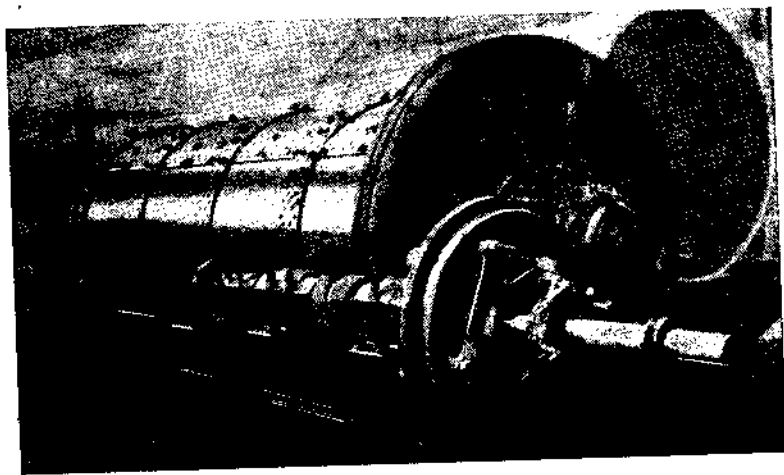


Рис. 14. Галечный гранулятор (6' × 14') с шевронной передачей, присоединенный к водяному двигателю. Разбирается на секции для перевозки вьюком.

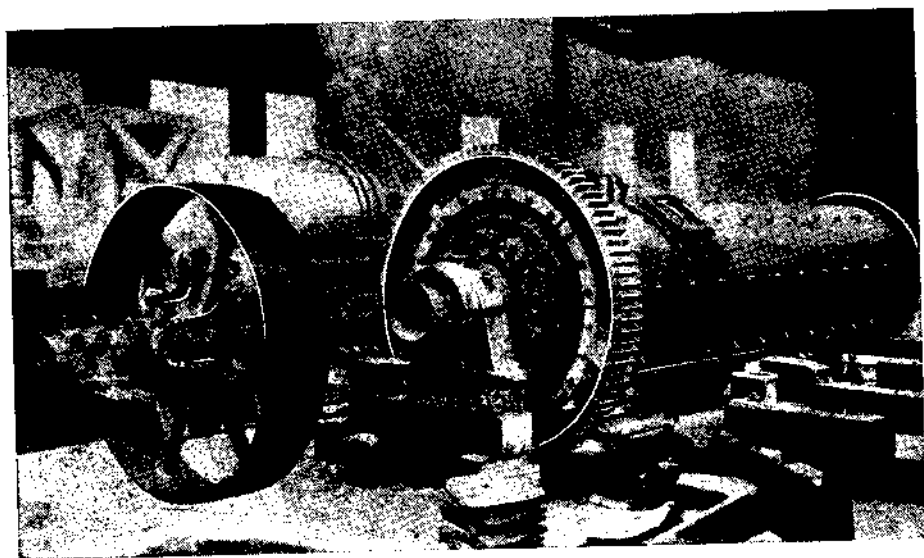


Рис. 15. Галечно-шаровой гранулятор с зубчатой передачей. Привод через шкив.

когда требуется всю руду измельчить до состояния, которое допускает обработку ее путем одной агитации. В этих случаях измельчение достигает —200, во многих случаях принимают —150 и сравнительно редко —120 и —80. В практике известны случаи обработки по схеме полного илового процесса при —60 и даже при —40. Последние случаи естественно не требуют введения галечных мельниц.

ТАБЛИЦА 27. Резиновая и железная футеровка в трубных мельницах (при размоле цемента)

Тип футеровки	Железо			Гладкая резина	Волнистая резина		
Нагрузка шаров, % объема мельницы	45—50	46	45—50	45—50	30	40	46
Число оборотов в мин.	27	27	24,4	27	27	27	27
Тонна сухого материала в час	8,15	8,5	7,4	9,8	9,1	10,3	11,8
Продукта — 200 в %	93,2	93,2	93,5	94,1	93,4	92,6	92,5
Киловатт-час	14,9	14,9	16,2	13,5	9,8	11,6	11,1

ТАБЛИЦА 28. Стандартные размеры галечных грануляторов (Allis-Chalmers M. Co.) (рис. 14)

Диаметр фут. дюйм.	Длина фут. дюйм.	Вес дробовой галечной загрузки	Производ. в м в 24 часа при максимальной нагрузке от 8 до 95% — 100 меш	Расход энергии HP	Мощность мотора HP	Число оборотов в мин.	Скор. вращ. шала корен. привода		Размер шлама в мм.	Приблизит. вес молн. фунт.	
							с зубчатой передачей	с шестеренкой пере-дачей		с зубчатой передачей	с шестеренкой пере-дачей
4—0	8—0	5 000	25	15	20	32	170	575	30×15	20 000	21 000
4—0	10—0	6 200	27	19	25	32	170	575	30×15	22 000	23 000
4—0	12—0	7 500	29	23	30	32	170	580	30×15	24 000	25 000
4—0	14—0	8 800	35	27	40	32	170	580	30×15	26 000	27 000
4—0	16—0	10 000	38	30	40	32	170	580	30×15	28 000	29 000
4—0	18—0	11 200	39	34	40	32	170	580	30×15	30 000	31 000
4—0	20—0	12 500	40	38	50	32	170	580	54×15	32 200	33 000
5—0	8—0	7 800	42	22	40	28	145	435	54×15	30 800	31 800
5—0	10—0	9 800	46	28	40	28	145	435	54×15	33 500	34 800
5—0	12—0	11 800	50	33	50	28	145	435	54×17	37 800	37 800
5—0	14—0	13 700	54	39	50	28	145	435	54×17	40 500	40 500
5—0	16—0	15 700	59	44	50	28	145	435	54×17	43 200	43 200
5—0	18—0	17 600	64	50	60	28	145	435	54×17	46 000	46 000
5—0	20—0	19 600	70	55	60	28	145	235	54×17	48 700	48 800
5—0	22—0	21 500	75	61	75	28	145	435	54×17	51 400	51 600
6—0	8—0	11 300	55	34	50	24	145	435	54×17	36 500	36 000
6—0	10—0	14 200	63	43	60	24	145	435	54×17	40 100	39 600
6—0	12—0	17 000	71	52	75	24	145	435	54×17	43 700	43 200
6—0	14—0	19 800	80	61	75	24	145	435	54×17	47 300	45 800
6—0	16—0	22 600	90	70	100	24	145	435	72×17	52 200	49 700
6—0	18—0	25 500	96	79	100	24	145	435	72×17	55 800	53 300
6—0	20—0	28 300	107	88	100	24	145	435	72×17	59 400	56 900
6—0	22—0	30 200	118	97	125	24	145	435	72×17	63 000	60 500
7—0	10—0	19 200	85	63	75	20	115	435	66×16 ¹ / ₂	45 600	42 900
7—0	12—0	23 100	94	72	100	20	115	435	66×16 ¹ / ₂	48 800	46 100
7—0	14—0	27 000	108	87	100	20	115	435	66×16 ¹ / ₂	52 000	49 300
7—0	16—0	30 800	120	100	125	20	115	390	66×16 ¹ / ₂	54 000	52 800
8—0	10—0	25 100	112	83	100	18	108	435	72×17	67 300	66 500
8—0	12—0	30 100	132	100	125	18	108	390	72×17	69 800	69 000
8—0	14—0	35 200	153	117	150	18	108	390	72×17	72 300	71 500
8—0	16—0	40 200	186	134	150	18	108	390	84×19	75 000	74 000

Примечание. Производительность представляет тоннаж в замкнутом цикле с классификатором Дорра. Ее следует увеличить на 30% для работы мельницы с диафрагмой (не в замкнутом цикле класс.).

¹ Приблизительный вес мельницы с футеровкой, но без галечной загрузки.

² Не включая мотор.

ТАБЛИЦА 29. Стандартные размеры галечно-шариковых грануляторов (рис. 16)
(Allis-Chalmers M. Co.)

Размеры		Макс. разм. шариков дроб. напр.	Пропав. в 24 час. при кам. от-10 до 90% — 100 меш	Пропав. в 24 часа от 20 до 85% — 200 меш	Расход энергии НР		Число оборотов коренного вала		Число оборотов в мин.	Размер шкивов	Приблизит. полный вес	
Диаметр фут. дюйм.	Кам. фут. дюйм.				Расход энергии НР	Рекомендуем. мотор НР	Зубчат. пара Дача	Шаровая передача			с передачей через шкивы ¹	с приводом от мотора ²
3—10	5—0	3 000	30	20	15	25	230	490	40,0	30 × 6 ¹ / ₂	11 500	12 500
4—0	4—0	5 500	65	35	21	30	170	580	32,5	30 × 15	23 200	23 000
4—0	5—0	6 500	80	40	26	40	170	580	32,5	30 × 15	25 250	25 000
4—0	6—0	8 000	95	50	32	40	170	580	32,5	30 × 15	27 300	27 000
4—0	7—0	9 500	115	60	38	50	170	580	32,5	54 × 15	29 350	29 000
4—0	8—0	10 000	130	72	43	50	170	580	32,5	54 × 15	31 400	31 000
5—0	4—0	9 000	90	60	38	50	145	430	28,0	54 × 17	33 000	30 000
5—0	5—0	11 000	115	78	45	60	145	430	28,0	54 × 17	36 000	33 000
5—0	6—0	13 000	145	90	53	75	145	430	28,0	54 × 17	38 000	35 800
5—0	7—0	15 500	160	104	61	75	145	430	28,0	54 × 17	41 600	38 600
5—0	8—0	18 000	180	120	69	75	145	430	28,0	54 × 17	44 400	41 400
6—0	4—0	12 000	125	84	58	75	145	435	24,0	72 × 17	48 000	43 000
6—0	5—0	15 000	155	100	71	100	145	435	24,0	72 × 17	52 000	47 000
6—0	6—0	18 000	190	120	84	100	145	435	24,0	72 × 17	56 000	51 000
6—0	7—0	21 000	220	140	98	125	145	435	24,0	72 × 17	59 700	54 700
6—0	8—0	24 000	250	180	109	125	145	435	24,0	72 × 17	63 400	58 400

Примечание. Производительность относится к работе с диафрагмой и представляет количество поступающей в мельницу руды при измельчении в замкнутом цикле.

ТАБЛИЦА 30. Мельница Хардинжа (по А. Ф. Таггарту Транз. А. И. М. Е. Июль, 1915)

		6' × 16" шаровая мельница	8' × 22" галечная мельница
Средн.	максимальный размер питания мм	44,5	9,7
"	размер питания мм	9,0	1,26
"	максимальный размер выгрузки мм	6,0	1,5
"	размер измельченного продукта мм	0,37	0,14
"	содержание продукта—200 в выгрузке	28,9	37,0
"	содержание продукта—200 в выгрузке уст. без наклона	—	44,3
"	процент—200 меш в выгрузке, уст. с наклоном от 1,2 см—до 10 см	—	31,6
Средн.	степень измельчения (пределы)	7,67	6—15
"	степень измельчения	39,6	8
"	размер выгрузки мм для уст. без наклона	—	0,10
"	размер выгрузки с наклоном 1,2—10 см	—	0,17
"	суточная производительность	203	110
"	суточная производительность при уст. без наклона	—	85
"	производительность при наклоне 1,2—10 см	—	—
Необходимая мощность мотора НР		35,06	35,8
Средн.	шаровая или галечная дробящая нагрузка, тонны	4,0	4,5
"	расход шаров или галек кг на т	0,22	0,86
"	процентное содержание воды в питании	60	58,7
Число оборотов в минуту		28	27,8

¹ Полный вес без шаров.

² Полный вес без мотора и шаров.

ТАБЛИЦА 31. Сравнение работы цилиндрических и конических галечных мельниц
(Кларк; Trans. Am. Inst. Min. Eng., 1914)

№	1	2	3	4
Тип	Цилиндри- ческий	Цилиндри- ческий	Цилиндри- ческий	Конический
Диаметр, фут	5	5	5	6
Длина, фут	14	18	18	6
Число оборотов в минуту	27	28,5	28,0	26,5
Мотор в HP	32	42	42	27
Число <i>m</i> в 24 ч.	98	138	133	93
Расход гальки на <i>m</i> руды	1,40	1,24	1,38	1,71
Число <i>m</i> измельчен. до 100	41	52	49	34
" <i>m</i> изм. до 100 на 1 HP	1,28	1,24	1,17	1,26

Приводим сравнение стоимости измельчения в мельницах различной конструкции.

ТАБЛИЦА 32. Сравнение стоимости тонкого измельчения в конических и цилиндрических шаровых и стержневых мельницах (в долларах на 1 *m*)

Р у д а	П о р ф и р и т		Т в е р д ы й к в а р ц и д о р и т		
	Конический	Цилиндри- ческий	Стержневой	Цилиндри- ческий	Конический
Расход мощн. на 1 <i>m</i>					
Крупное дробление	0,813	0,480	0,710	0,710	—
Тонкое дробление	7,592	9,170	9,500	13,790	—
Итого	8,405	9,650	10,210	14,500	12,640
Расход шаров в <i>m</i> на 1 <i>m</i>	1,0	0,8	—	1,3	1,68
То же для стержней	—	—	1,3	—	—
Материал облицовки	Стали- стый чугун, марганц. сталь	Марган- цев. сталь	Листовая сталь	Марган- цев. сталь	Стали- стый чугун, марганц. сталь
Износ футеровки в <i>m</i> на 1 <i>m</i>	{ 0,07 0,004 }	0,19	0,5	0,345	{ 0,12 0,007 }
Стоимость крупного дробления и транспорта за исключением энер- гии	0,04187	0,02850	0,04750	0,04750	0,07187
Крупное и тонкое дробление	—	—	—	—	—
Энергия	0,11162	0,12815	0,13559	0,19256	0,16786
Шары и стержни	0,10385	0,08395	0,13080	0,13785	0,17052
Футеровка	0,01886	0,05811	0,12542	0,10515	0,03234
Итого	0,27620	0,29871	0,43931	0,48306	0,44259

4. Сортировка (рудоразборка) в процессах обработки золотых руд. Сортировка, или как ее иначе называют рудоразборка, связана с операциями крупного и среднего дробления и обычно сопровождается промывкой руды во вращающихся барабанных грохотах-трюмелях. Первая

операция дробления обнажает грани и отделяет куски, состоящие из пустой породы, от кусков золотой руды, которые после обмывки их для удаления глины и мелочи — могут быть легко разделены путем ручного обогащения на одном из следующих аппаратов, нашедших себе распространение в практике обработки руд: 1) неподвижные столы, 2) вращающиеся круглые столы, 3) рудоразборные ленты (горизонтальные и наклонные), изготавливаемые чаще из резины и реже из отдельных металлических звеньев.

Сортировка применяется на золоторудных предприятиях в следующих случаях:

1) Когда пустая порода легко отличается по внешним признакам от золотосодержащей руды, напр. кварцевые жилы в граните.

2) Когда характер самого месторождения допускает возможность (при резко ограниченных от пустой породы жилах, штоках и др. вида рудных тел) получения четко отделенных кусков пустой породы и руды. Для последнего имеет большое значение характер зальбандов и импреньяция пустой породы прожилками кварца или другой золотой руды.

Например на Кочкаре, где имеются техно-экономические предпосылки для введения сортировки, естественные условия разделяют руды по их характеру на 2 группы: а) руда шахт северной группы (шахты Фрунзе и Стенлей) с резким разделением жильной массы от боковых пород; б) руда шахт южной группы (шахты Красная, Октябрь), которая представляет с одной стороны руду кварцевых жил и с другой — зальбанды, представляющие боковую породу — табашку, импреньированную кварцевыми прожилками и в значительной части золотосодержащую. Таким образом, отделение кварца от табашки в первом случае будет отвечать основной цели сортировки, а во втором случае — будет ей противоречить.

3) Когда имеется предприятие достаточного масштаба, чтобы оправдать капитальные вложения по сооружению хорошо оборудованной и механизированной установки для сортировки, которая обычно объединяется с дроблением.

4) Кроме указанных условий на рентабельность сортировки весьма влияют следующие обстоятельства: стоимость рабочей силы, система очистных работ, способ обработки руды, содержание в руде драгоценных металлов (а иногда и их спутников).

При введении сортировки удается отсортировать в некоторых случаях довольно значительное количество пустой породы. Так на американских рудниках отсортировывают 8—16% пустой породы, на Аляске до 50%, в Южной Африке (Трансвааль) от 10 до 30%, на Кочкаре от 15 до 25%.

Сортировка на Рэнде (Южная Африка) при обработке золотых руд дает возможность отделять в среднем 20% пустой породы. Стоимость обработки руды на заводах Рэнда составляет 1,1 долл. на 1 т руды, при стоимости сортировки 0,14 долл. на 1 т отсортированной породы (при зарплате 0,5 долл. за поденщину), которая дает возможность сохранить 1,1 долл. на 1 т пустой породы.

Содержание золота в отделенной сортировкой породе ниже, чем в хвостах после цианирования.

Сортировка тесно связана с применением той или иной системы разработки рудного месторождения. Так, некоторые системы очистных работ (магазинирование) и применение весьма бризантного динамита дают довольно значительное количество мелочи, понижающее эффективность

сортировки. Надо отметить, что сортировка, как процесс отделения пустой породы, обычно начинается в забое. Сортировка на поверхности может быть одинарной после первого дробления и двойной после первого и второго дробления. Обычно сортировка применяется для кусков не медле $2-1\frac{1}{2}$ ".

Наиболее часто встречающаяся сортировка на конвейерных лентах (рис. 9) связана с транспортом руды. Ширина конвейерной ленты при разборщиках, стоящих с одной стороны, равна 60—75 см, а при сортировке с двух сторон—1,2 м. Расстояние между сортировщиками 1—2 м. Скорость рудоразборной ленты составляет от 9 до 18 м/мин. (скорость конвейеров для транспорта руды 60—75 м/мин.). Куски разбираемой руды не должны быть крупнее 15—20 см., наклон ленты не более 15—20°. Ролики на рудоразборной ленте менее вогнуты, чем на ленточных транспортерах.

До сортировки руда отделяется от мелочи на грохотах и обычно обмывается струей воды. Помещение должно быть хорошо освещено. Успех сортировки весьма зависит от опыта рабочих. На одного сортировщика приходится от 75 до 105 см полезной длины ленты. На руднике Топола-Бельмонт при крупности кусков руды 5—22 см, скорости движения ленты 15 м при 7 сортировщиках, находящихся на расстоянии 1,2 м,—1 сортировщик за 1 час отбирает 1,5 т пустой породы.

Кроме описанной сортировки на лентах в Южной Африке производится сортировка золотых руд на круглых вращающихся столах. Ширина их (кольца) — 0,75—1,05 м., диаметр 5,5—9 м, производительность рабочего 2—3 т (пустой породы); на рабочего приходится полезной длины—0,75—1,05 м, учитывая часть пространства, занятого промывочными устройствами—2,5—3,5 м. Скорость движения столов — около 9 м/мин.

ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЗОЛОТА ИЗ РУД АМАЛЬГАМАЦИЕЙ

1. Процесс амальгамации. Амальгамация руд, содержащих золото и серебро, является весьма старым и распространенным процессом. Применение ее в промышленной практике насчитывает по крайней мере две тысячи лет.

Золото дает со ртутью 2 соединения: AuHg_2 и Au_2Hg . Ртуть образует твердый раствор в золоте (предельной концентрации—16% ртути и 84% золота). Растворимость золота в ртути весьма невелика и при обыкновенной температуре (20°) достигает 0,2% (рис. 16). Амальгамы золота представляют смеси, в которых соединение золота со ртутью диспергировано в ртути (вернее в растворе золота в ртути невысокой концентрации). Амальгамы золота, получаемые при амальгамации золотых руд, обыкновенно содержат, кроме золота и ртути, также и другие элементы в виде соединений со ртутью. Амальгама, получаемая после отжима избытка ртути из жидкой амальгамы, содержит в среднем на 2 весовые части ртути 1 часть золота.

Амальгамы с мелким золотом дают после отжимки более высокое содержание ртути и наоборот, так как процесс диффузии ртути в частицах крупного золота неполностью доходит до центра частиц (поверхностная амальгамация), а большое число мелких амальгамированных частиц удерживает некоторое количество прилипшей на их поверхности ртути, больше чем в случае частиц крупного золота. В отжатой избыточной части ртути содержится по весу около 0,1—0,2% и выше растворенного в ней золота (при весьма мелком золоте или недостаточной плотности фильтрующей среды).

Кроме золота непосредственно амальгамируются серебро, медь, свинец, цинк, висмут, олово, натрий, калий и — при температуре 15—20° (но не на холоду) — мышьяк и сурьма; косвенным путем (электролиз, натриевая амальгама и др.) амальгамируются железо, никель, кобальт, хром, алюминий и платина. (Иногда наблюдаются случаи амальгамации свежей поверхности совершенно свободной от окислов, но практического значения эти случаи не имеют). Химически чистая ртуть слабее амальгамирует, чем ртуть, содержащая в растворе золота и серебро в небольших

количества — до 0,1% — цинка, свинца и меди; при более высоком содержании последних веществ ртуть становится мало пригодной для амальгамации. Потеря ртути и золота при амальгамации руд происходит вследствие: 1) присутствия в руде колчеданов, особенно в случае наличия в составе ее мышьяка и сурьмы; 2) образования легких амальгам (напр. медной); 3) систематического загрязнения ртути (для очистки ее взбалтывают с соляной или азотной кислотой или перегоняют под известью); 4) недостатка или большого избытка воды, а также загрязнения ее в процессе амальгамации (попадание в воду машинного масла); 5) образования железной амальгамы (в случае присутствия меди осколки и тонко измельченные кусочки железа, стали и чугуна покрываются слоем цементной меди с поверхности амальгамируются и задерживаются в амальгаме); 6) избытка ртути (образуется слишком жидкая

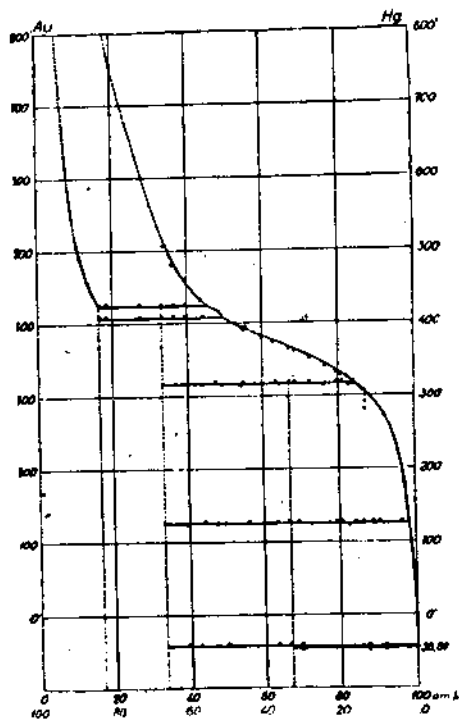


Рис. 16. Система золото-ртуть.

амальгама); 7) недостатка ртути (хрупкая амальгама); 8) недостаточной длины и слишком большого уклона шлюзов, на которых происходит амальгамация; 9) отсутствия и недостатка ловушек; 10) слишком быстрого измельчения руды (при внутренней амальгамации); 11) улетучивания ртути при отпарке амальгамы. При нормальном ведении процесса общая потеря ртути не превышает 0,7—1,0%.

2. Способы ведения амальгамации и аппаратура. Способы ведения амальгамации распадутся на 2 основные группы:

1) **внутренняя амальгамация**, когда процесс производится внутри измельчающих аппаратов и происходит одновременно с процессом измельчения;

2) **наружная или внешняя амальгамация**, когда процесс производится вне измельчающих аппаратов (амальгамация на листах, в амальгаматорах и т. д.).

В настоящее время цианирование получило преобладающее распространение, но и на больших предприятиях амальгамация в ряде случаев

осталась в качестве одного из процессов в обработке руды. В современной американской и английской практике амальгамация применяется почти исключительно для извлечения крупного свободного золота путем амаль-

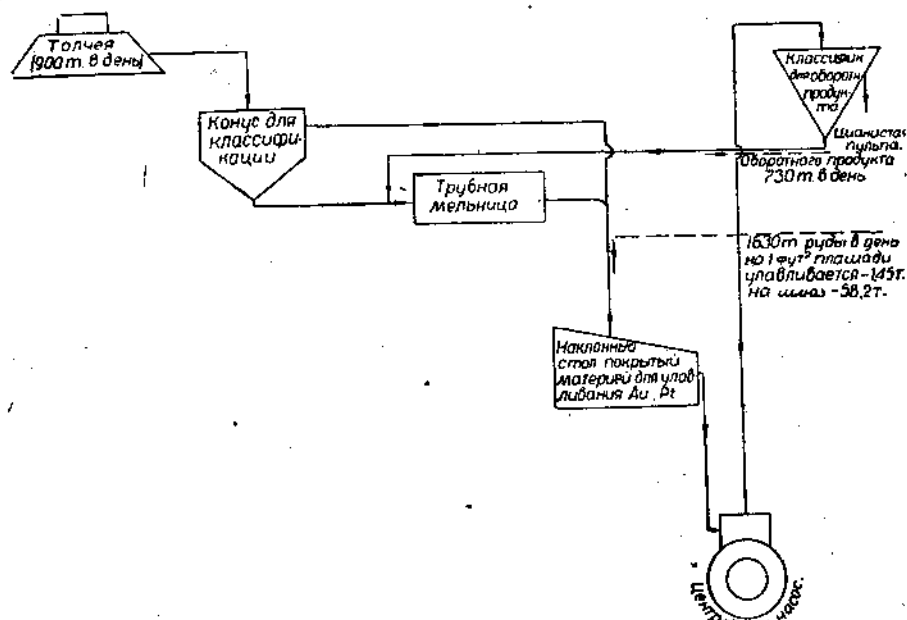


Рис. 17. Улавливание крупного золота и платиновых металлов на плисовых шлюзах (в схеме механической обработки руды цианистого завода Южной Африки).

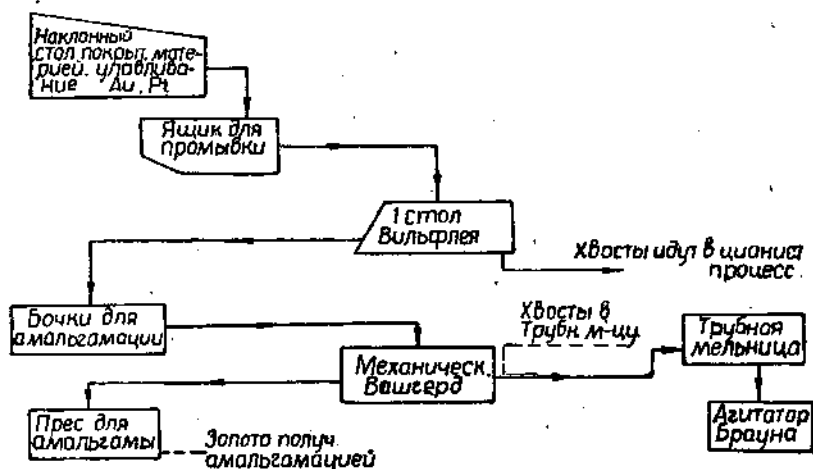


Рис. 18. Улавливание крупного золота и осмистого иридия на плисовых шлюзах, с последующей амальгамацией концентратов.

гамации на листах или для вторичной обработки концентратов, снятых с плисовых или кордеролевых шлюзов путем амальгамации в бочках (рис. 17 и 18). Амальгамация иногда производится одновременно с цианированием, или чаще предшествует последнему.

Особое значение амальгамация приобретает при постановке золоторудных предприятий в Сибири и особенно на Дальнем Востоке в тех случаях, когда месторождение разрабатывается в зоне окисленных руд предприятиями сравнительно малого масштаба.

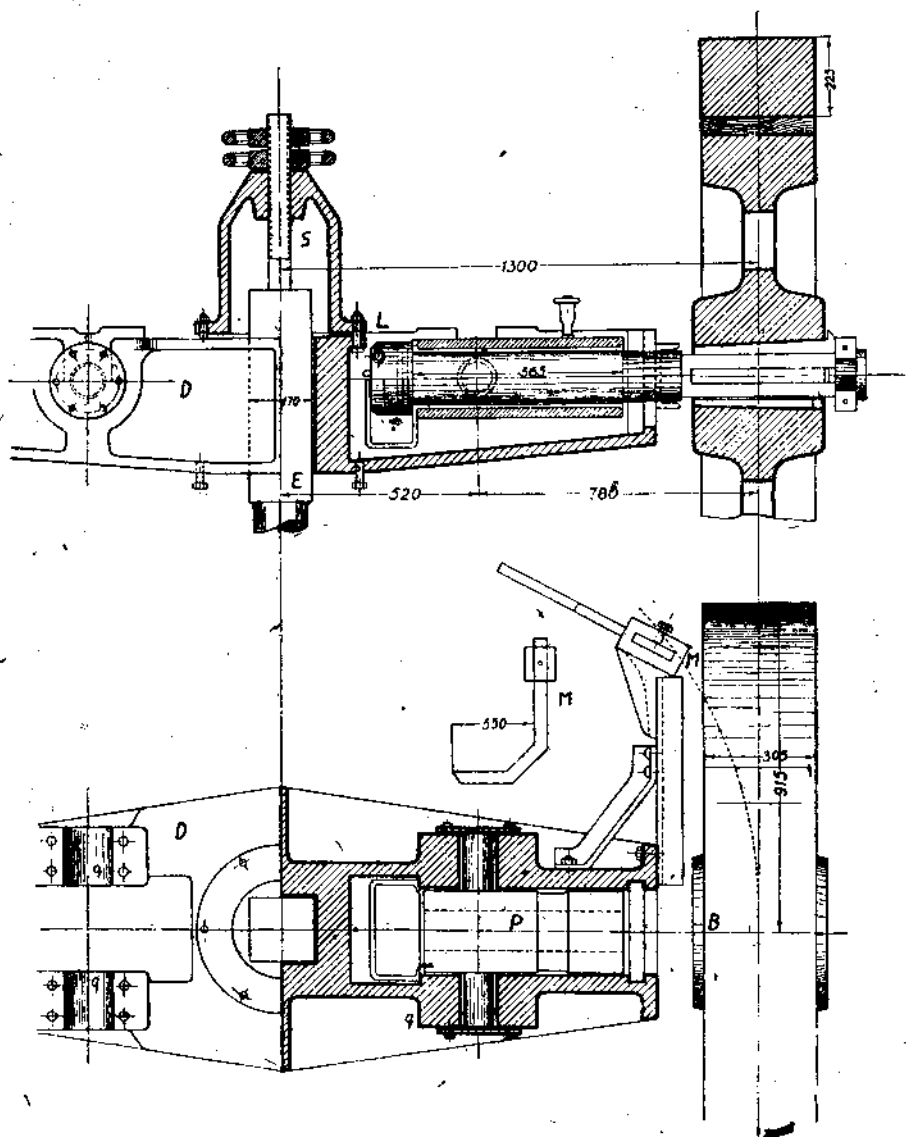


Рис. 19. Каретка бегунов Кочкарского типа завода Крупна (Троицкий рудник).

По экономическим соображениям амальгамация является весьма популярным процессом на золотых промыслах, так как быстро возвращает часть капитала, вложенного в развитие предприятия, требует небольших капитальных вложений и представляет процесс относительно простой в смысле его выполнения.

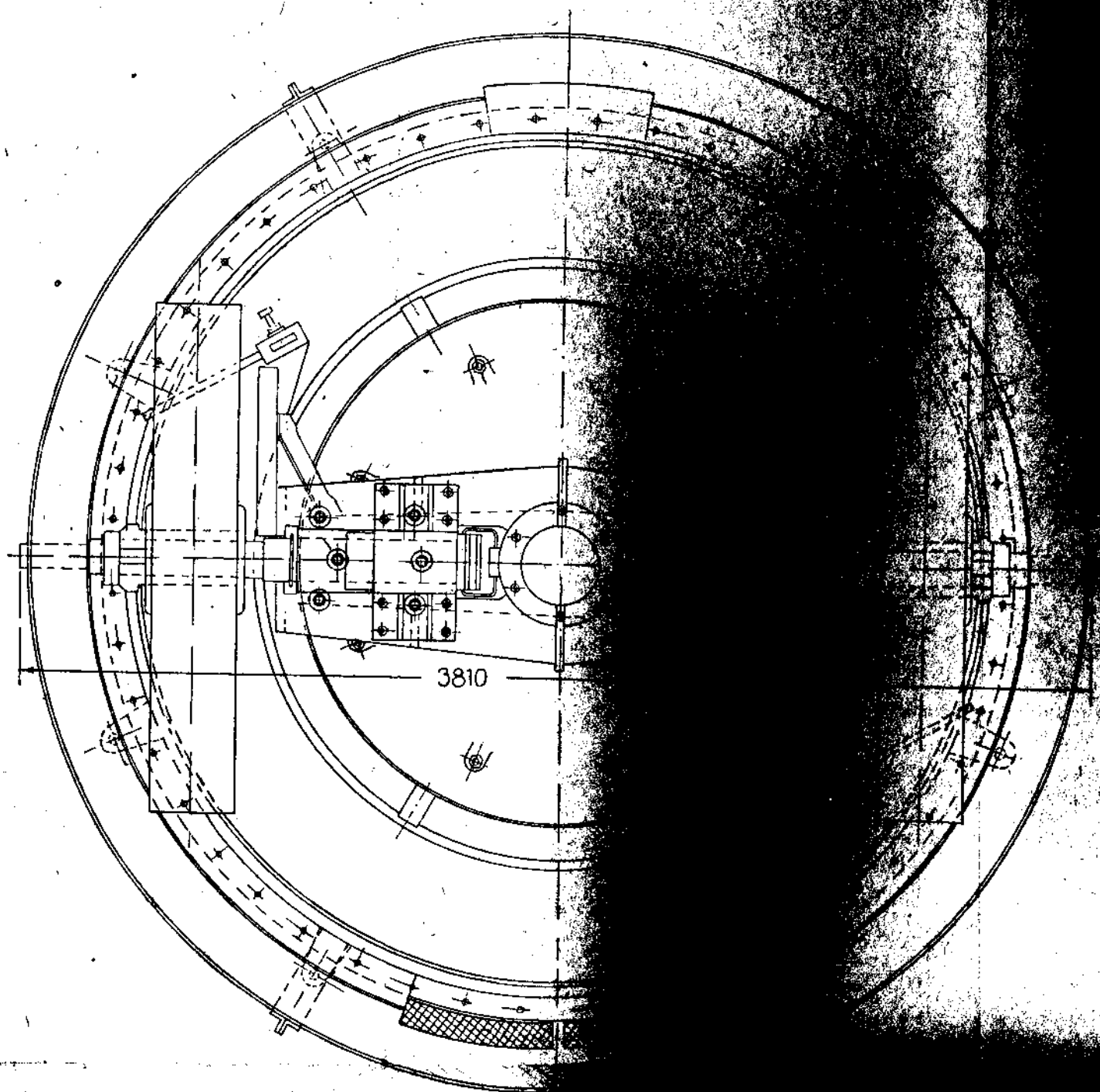
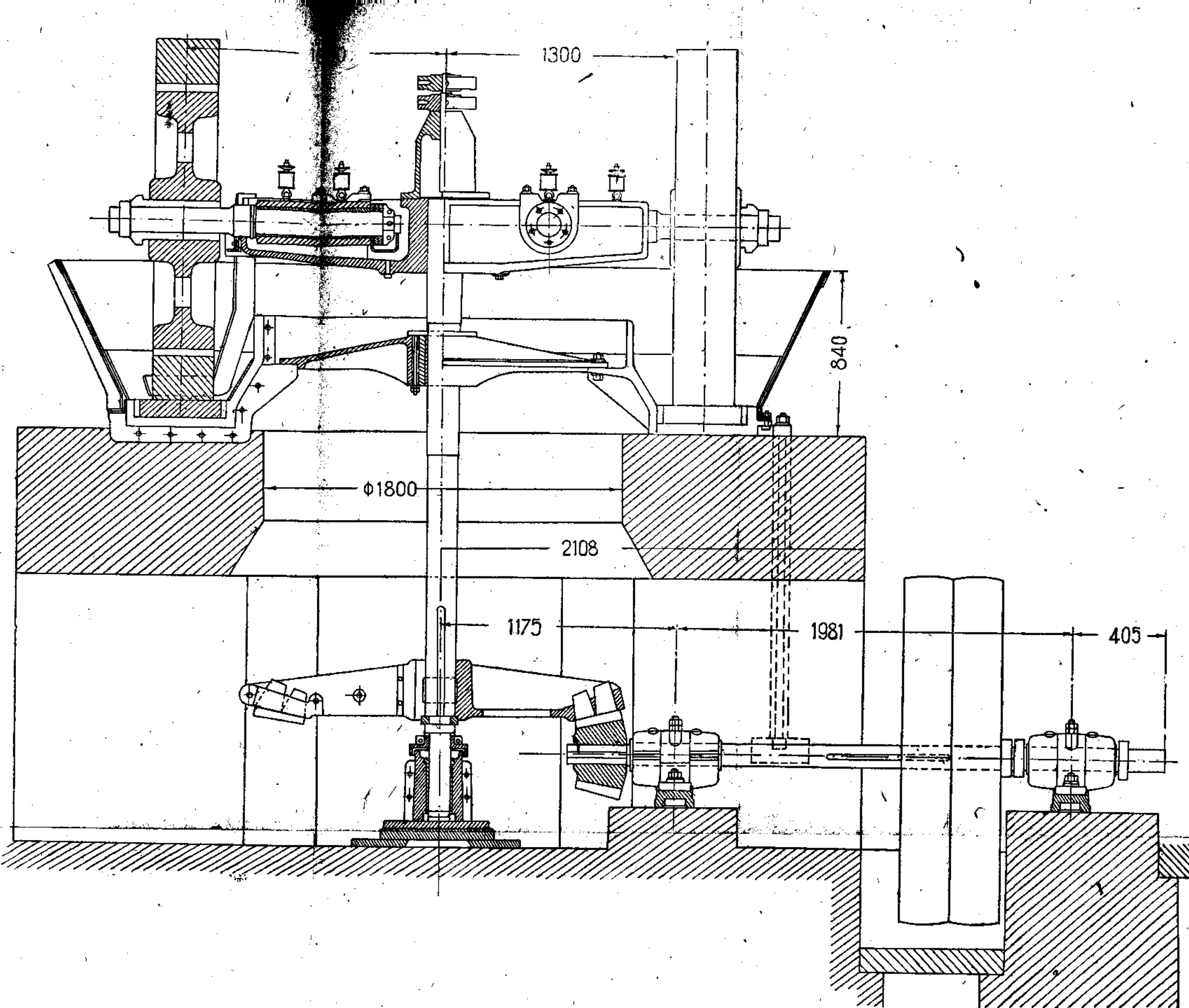


Рис. 21. Бегунная чаша типа...
(Продолжение)



3. Внутренняя амальгамация. Внутренняя амальгамация производится в бегунах и толчеях (очень редко в трубных мельницах)¹.

Наиболее популярным и широко распространенным в Союзе аппаратом для измельчения и амальгамации являются бегуны, что объясняется их удобством для ведения внутренней амальгамации.

В Америке и Южной Африке широким распространением пользовались толчеи; в последнее время во многих случаях они заменяются шаровыми мельницами (шаровыми грануляторами).

Бегуны — чаши (бегуны, или чилийские мельницы). Измельчение производится на горизонтальной поверхности вкладышей — катящимися по ней двумя (или несколькими) бегунами, имеющими цилиндрические поверхности. Измельчение производится таким образом комбинированным действием дробления (при катании) и истирания (при скольжении).

3 типа бегунов распространены преимущественно на рудниках СССР: 1) Кочкарский тип — ось вращения с бегуном, неподвижно укрепленным на ней. На рис. 19 представлено соединение осей бегунов Кочкарского типа. 2) Березовский тип с неподвижной осью. 3) Третьим типом бегунов являются так наз. чаши Бейльдона, (названные по имени бывшего главного инж. Кочкарской английской Компании Beylton), предложившего, употреблять бегуны утяжеленного типа (вес 1 жернова — 5 т). Эти бегуны отличаются высокой производительностью (от 25 до 40 т руды в сутки и выше). На вновь монтируемых бегуных фабриках устанавливаются почти исключительно чаши Бейльдона. На рис. 20 приведен вертикальный разрез и план бегунов Березовского типа.

Главные части их следующие: *A* — чаша, *f* — кожух, *g* — крестовина, *B* — собст. бегуны (жернова), *C* — оси бегунов, *D* — каретка, *E* — вертикальный вал, *a* — подшипник вертикального вала, *b* — подпятник, *c* — приводной вал, *t* — вкладыши (из 4—8 секторов), *C* — отверстия для выгрузки, закрытые сетками, *L* — бандаж бегунов.

Укрепление бандажей на бегунах производится путем забивания клиньев. На рис. 21—23 представлены чертежи видоизмененной чаши Бейльдона, устанавливаемой в настоящее время на наших предприятиях, и ее деталей.

БЕГУНЫ
березовского рудника.

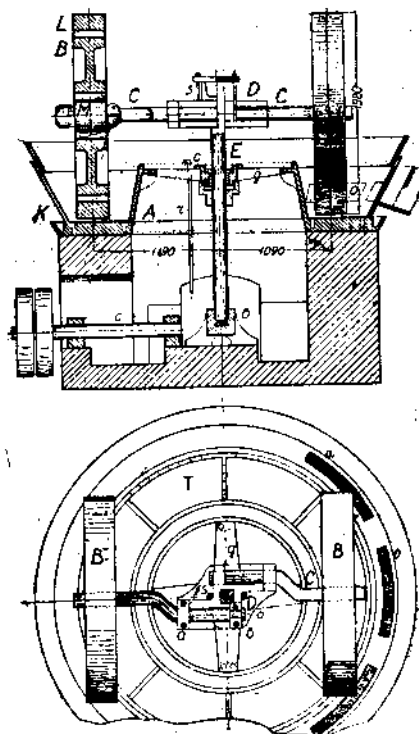


Рис. 20. Бегуны Березовского рудника.

¹ Но часто после шаровых или галечных мельниц на шлюзах ведется внешняя амальгамация.

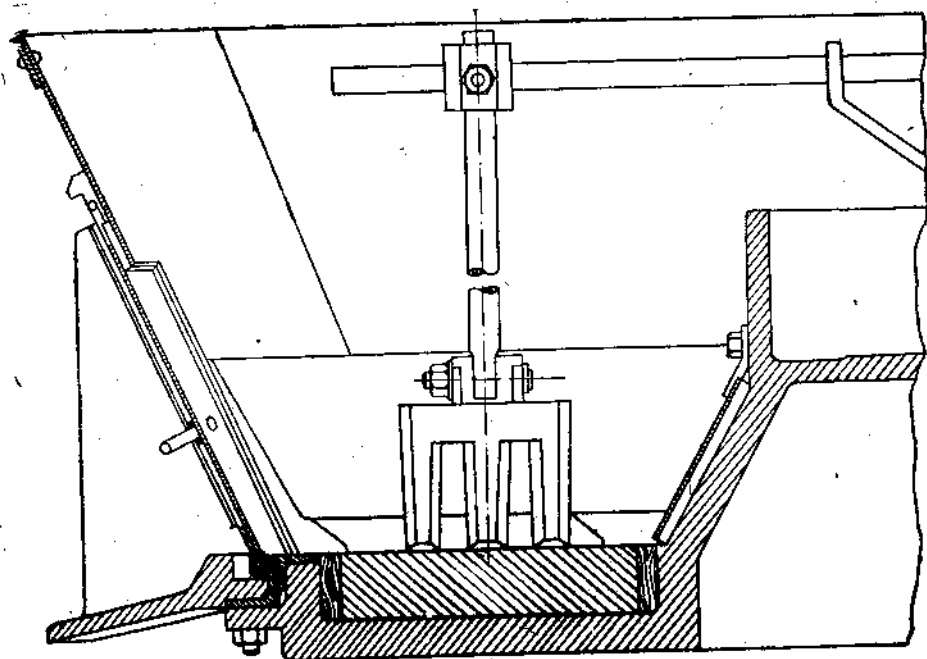


Рис. 22в.

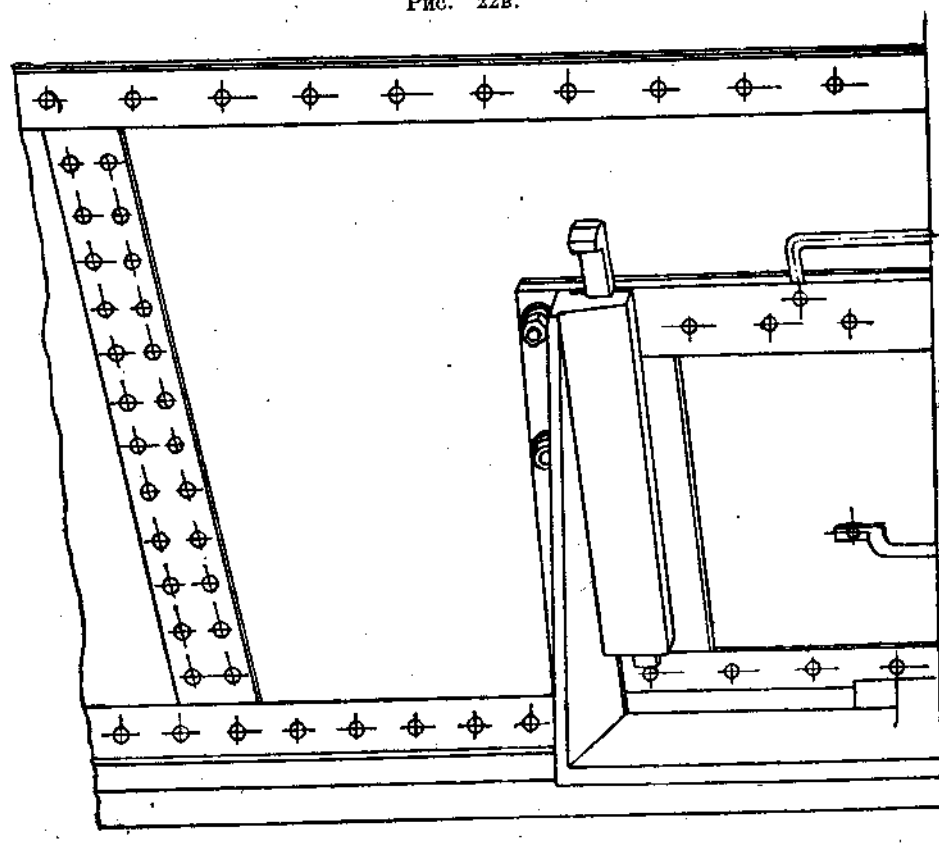
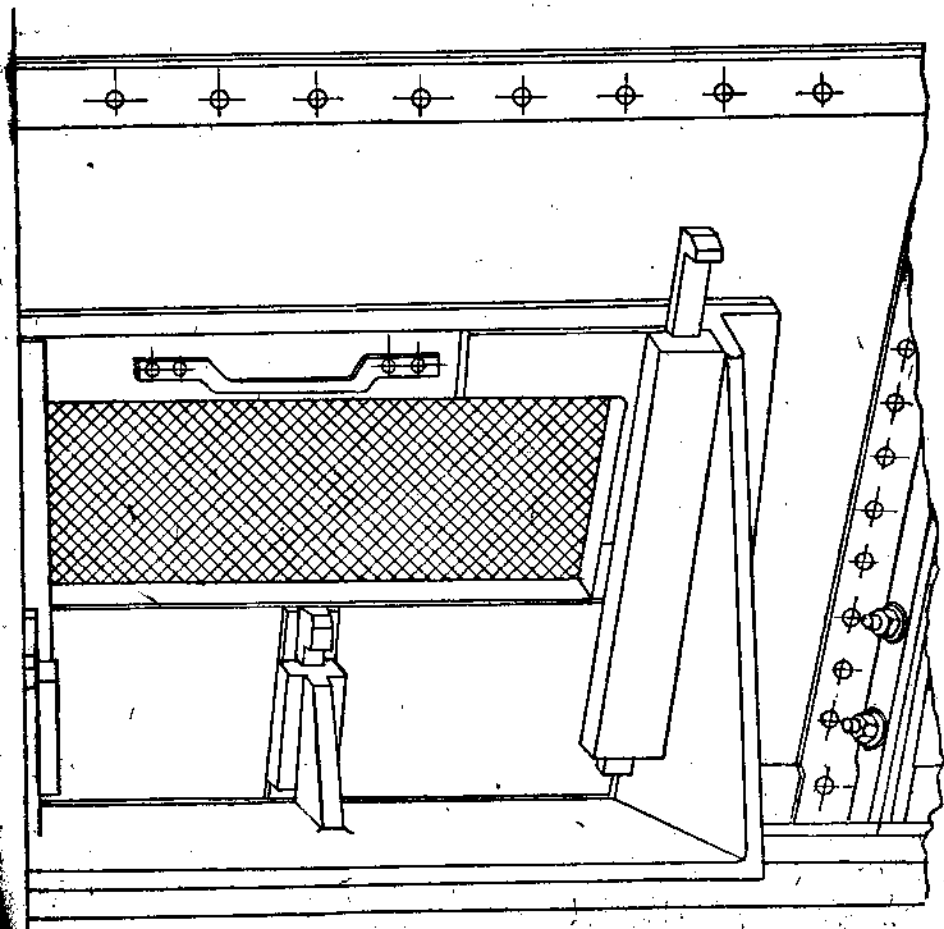
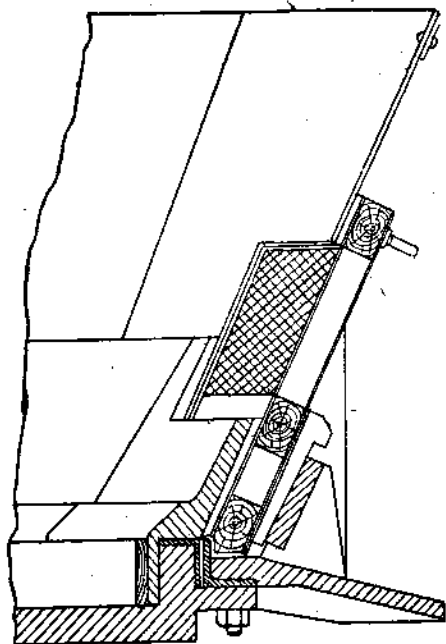


Рис. 22а.



Число отдельных бегунов (жерновов) в различных конструкциях равно 2—3 и достигает 6 (чаши Лапе) (рис. 24).

Толчен производят измельчение руд при падении песта, ударяющегося бойком о поверхность наковальни (стула), на которой находится слой измельчаемой руды. Толчен представляли широко распространенный (Южная Африка, Америка) аппарат для измельчения. Это объясняется большой их производительностью, особенно в случае, если измельчение производится при сетках 8 меш и более крупных.

На рис. 25 представлен чертеж продольного разреза и общего вида толчейного става,

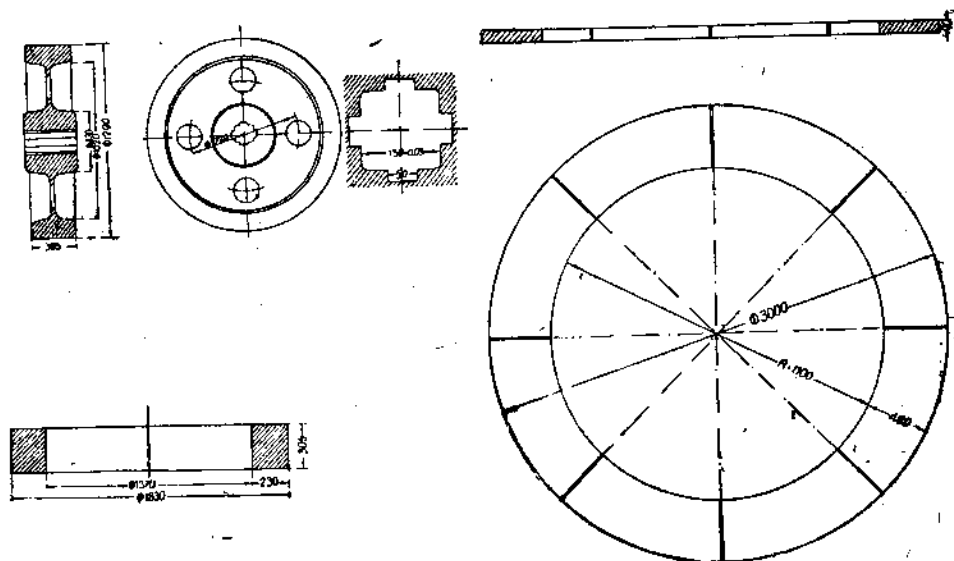


Рис. 23. Детали бегунной чаши Бейльдона (конструкция бегуна и расположение вкладышей).

Главные части его следующие: 1) толчейное корыто, 2) песты (обычно 5 или 10), 3) рама, 4) кулачный вал, 5) сетка для разгрузки, 6) каменные устои для укрепления деревянного фундамента, 7) кулак, 8) подставка или палец для остановки песта.

Составные части рамы (деревянной): 1) продольные лежни, 2) поперечные брусья, 3) вертикальные стойки, 4) направляющие.

Части ударного устройства: 1) стул, 2) пест, 3) боек 4) головка, 5) стержень, 6) муфта.

Загрузка руды в бегуны и в толчен производится автоматическими питателями или вручную. Весьма целесообразным устройством является центральный питатель для бегунной чаши, состоящий из воронки с 2 трубами, по которым загружается руда и поступает под каждый бегун. Все данное устройство для загрузки руды вращается вместе с кареткой и дает возможность равномерной загрузки руды в чашу, тем самым повышая производительность и снижая износ рабочих поверхностей. Кроме того, для подачи руды в бегуны употребляются питатели обычного типа (для толчей обычно питатели Челленджа).

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

Производительность толчей зависит от характера руды и величины ее кусков, числа падений пестов в единицу времени, веса пестов, размера отверстий сетки, высоты падения пестов, числа падений в минуту и коли-



Рис. 24. Березовский рудник. Монтаж бегунов на фабрике.

чества поступающей воды. Отношение $ж : т$ при амальгамации имеет весьма существенное значение как для результатов самой амальгамации на поверхности шлюзов, так и для производительности бегунной чаши. Ввиду этого в целях контроля следует устанавливать водомеры для определения количества поступающей воды.

Толчей широко применялись для измельчения (мелкого дробления) руд до введения шаровых мельниц, вытесняющих их из практики золотого дела. В настоящее время почти на всех рудниках (Южная Африка, Америка), где установлены толчейные фабрики, ведется только внешняя амальгамация на шлюзах без заливки ртути в толчейное корыто (рис. 26). Внутренняя амальгамация в толчаях производилась только на фабриках небольшой производительности путем заливки ртути в толчейное корыто,

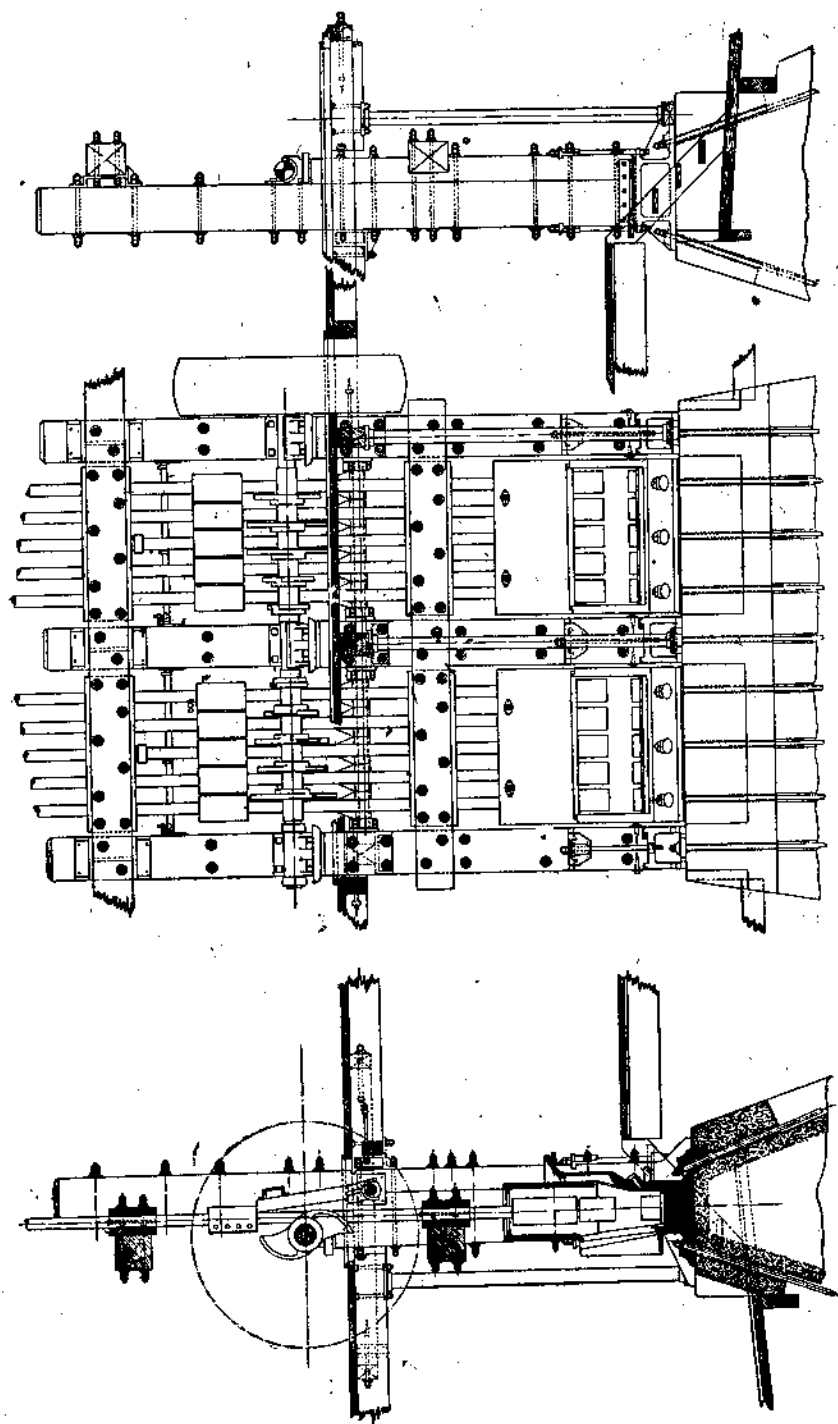


Рис. 25. Десятишестовый толчий стан.

а также путем установки на боковых поверхностях внутри корыта амальгамированных медных листов. Целью установки последних, употребляемых также и в бегунных чашах в виде так наз. бортовых листов, является облегчение удержания амальгамы путем улавливания ее на поверхности амальгамированного листа.

Заливка ртути при внутренней амальгамации производится в зависимости от характерных особенностей руды, содержания золота и условий ведения амальгамации. Количество заливаемой ртути и промежутки времени между заливками определяются для отдельных руд по данным практики их обработки. Отношение заливаемой ртути к количеству золота в руде находится в пределах от 3:1 до 6:1. В случае мышьяковых руд ртуть заливают небольшими порциями и съемки производят 2—3 раза в сутки.

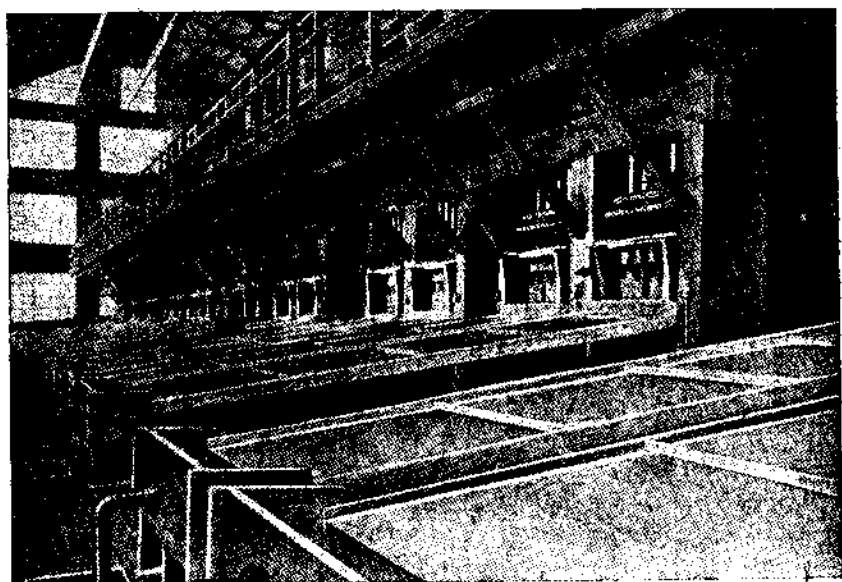


Рис. 26. Внешняя амальгамация после измельчения в толчеях на цианистом заводе Гольдфильд Консолидэтед Майнинг К^о.

Когда амальгама в достаточной мере накопилась внутри чаши или толчейного корыта, производится сполоск или съемка золота. Для этого прекращают подачу руды и «в ы х а ж и в а ю т» чашу или корыто, т. е. по возможности промывают и удаляют оставшуюся в них руду. После этого останавливают бегуны или песты и выбирают в ведра или енды амальгаму, собравшуюся на дне вместе с оставшейся рудой, или, в других случаях, смывают на шлюз смесь песка со ртутью. Затем производится доводка (см. ниже) шлюхов или промывка песка с амальгамой на небольшом ручном вашгерде. На больших амальгамационных фабриках устанавливаются механические вашгерды (рис. 27).

4. Наружная (или внешняя) амальгамация на листах (на шлюзах или на столах) в современной практике встречается значительно чаще внутренней; она производится на амальгамированных медных листах, укрепленных на шлюзах (рис. 28). На шлюзы поступает рудная муть через

сетку, переливаясь через порог бегунной чаши; в других случаях она проходит через распределитель после шаровой мельницы. Иногда пользуются посеребренными медными листами или листами из сплава Мунца. Наклон шлюзов колеблется от $\frac{1}{8}$ до $\frac{1}{24}$. Употребление внешней амальгамации возможно для измельчения, соответствующего размеру отверстий сеток, меньшему чем 8 меш (8 отверстий на лин. дм.), так как более крупные частицы параняют амальгамированную поверхность медных листов и мешают улавливанию золота; поэтому в случае более крупного помола

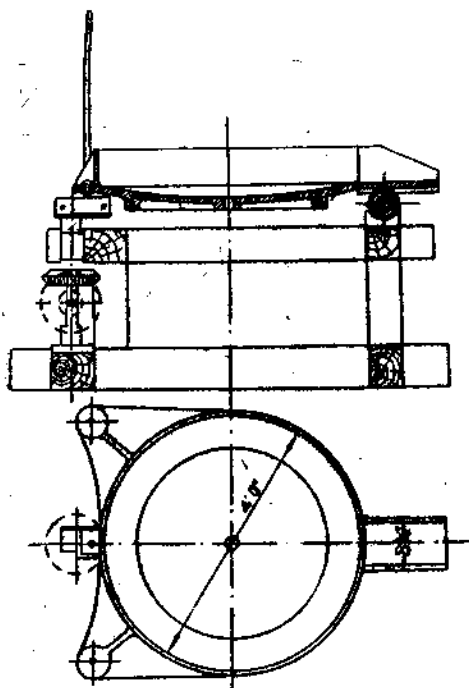


Рис. 27. Механический вашгерд для отделения амальгамы от шлихов и песков.

рудная муть с крупными частицами поступает в трубные мельницы для вторичного (тонкого) измельчения и затем уже — на амальгамированные листы. В других случаях внешняя амальгамация ведется в 2 приема (рис. 29). Наиболее существенным дефектом амальгамации является образование цветного налета из окислов, карбонатов или других соединений меди и разделение листов кислой водой и рудной мутой. Для удаления налетов останавливают работу измельчающих устройств, споласкивают поверхность листов и очищают их напатырем, пианистым калием или соляной кислотой. Употребление пианидов для этой операции не рекомендуется (если только амальгамация не ведется в пианистом растворе), так как было установлено, что это вызывает серьезные потери золота вследствие его растворения. Для удаления жира употребляют соду. Амальгамированные листы периодически 1 раз в 6 или 12 часов натираются ртутью, а в промежутке

между натирками производят взбрызгивание ртути на поверхность листов. Съемку амальгамы с листов производят кусками резины, кожаными или деревянными скребками или стальными ножами, но рекомендуется съемка только резиной ввиду того, что она не портит поверхности медных досок, удаляя в то же время большую часть образовавшейся на их поверхности амальгамы.

Перед съемкой листы должны быть предварительно (перед сполоском) натерты добавочным количеством ртути. Это производит размягчение амальгамы и предотвращает возможность потерь амальгамы во время сполоска.

Съемка амальгамы с листов производится в зависимости от содержания золота в руде. Обычно в заграничной практике съемка со шлюзов производится через одни и через двое суток. В случае внутренней амальгамации сполоск толчейного корыта производят 1 раз в месяц. На бегунных фабриках СССР сполоск бегунной чаши вместе со съемкой с первых двух листов нередко производится через 24 или через 48 часов.

Кроме указанных видов амальгамации применяется амальгамация на бортовых листах, представляющих амальгамированные медные листы, подвешиваемые на края бегунной чаши. В некоторых случаях (Березовский рудник) они с успехом применялись.



Рис. 28. Березовский рудник. Бегунная фабрика (внутренний вид) — амальгамация на шлюзах.

Для удержания ртути и амальгамы, сползающих со шлюзов, применяют промежуточные и концевые ловушки. Промежуточные ловушки представляют собой длинные и узкие ящики или колоды, расположенные поперек шлюза. Концевые ловушки представляют собой ящики или круглые сосуды, в которые попадает рудная мусть после прохождения по амальгамированным листам.

Во время сполоска ловушки опоражнивают от их содержимого, амальгаму отделиют от песка путем промывки на вангерде.

5. Расход железных материалов рабочих частей измельчающей аппаратуры зависит от материала, из которого готовятся рабочие части (сталь, закаленный чугун и др.), и от предварительной обработки, которой он подвергается (термическая обработка).

ТАБЛИЦА 33. Сравнительная таблица работающих бегуных чаш

	Березовский		Кочкарский		Бейльдова	
	Старый	Новый	Старый	Новый крупный	Легкий	Тяжелый
1	2	3	4	5	6	7
Число бегунов	2	3	2	2	2	2
Диаметр бегуна в мм	1 980	1 620	1 920	1 830	1 770	1 830
Ширина бандажей "	305	305	254	305	250	305
Толщина "	152	152	200	225	200	200
Радиус вращения в м	1,190	1,090	1,127	1,300	1,300	1,300
Ширина вкладыша "	0,450	0,382	0,500	0,400	0,340	0,400
Толщина "	0,090	0,090	0,075	0,090	0,090	0,090
Полный вес 1 бегуна в кг . .	4 900	3 300	1 800	4 000	3 000	3 600
Число оборотов в мин.	11	15—16	12—13	12	13—14	13—14
Общая длина сетки в м	2,700	3,650	—	1,160	3 750	2 250
Высота порога мм	180	295	—	225	125	125
Характер руды	Кварц.	Охра	Кварц охрист. и колч.	Кварц охрист. и колч.	Кварц охрист. и колчедан	
Предв. дробление	Без предв. дробл. куски от 50 до 150 мм			Дробл. до 50 мм	Предвар. дробл. до 55 мм	
Расход в руб.	10	15	8—9	18	15	18—20
Стоимость энергии	3 000	4 000	—	6 000	10 000	12 000
Средняя суточн. провзв. за год	15,1	17,9	12,25	—	17—20	25—35
В отд. месяц	18	24,8	—	33,6 круп.	22	40
Изнашивание на бандажи и вкладыши тонну руды в кг	0,532	—	—	0,50	—	—
	0,645	—	—	0,82	—	—



Рис. 29. Внешняя амальгамация после измельчения в трубных мельницах на фабрике К^о Хомстэк в Лэд (Южная Дакота).

ТАБЛИЦА 34. Размеры и производительность бегунов

	Кочеварская система по Вейльсону ¹						Уулик "Байдалаг" Совмещат. обл. (по Черквану)	Центр. район Маринской тайги (по Палкин), ² Бегун. чапа мвл. № 7
	2	2	2	2	2	2		
Число бегунов	1 680	1 680	1 680	1 680	2 010	1 570	3	2
Диаметр нового бегуна в мм	254	254	254	254	305	270	270 мм	1370
Ширина бандажей	—	—	—	—	—	152	152 "	230
Толщина рабочих бандажей	915	1 050	1 020	1 265	1 160	1 065	2 180 "	410
Радиус вращения	—	—	—	—	—	324	318 "	1410
Ширина вкладышей	—	—	—	—	—	75	75 "	350
Толщина	2,5 м	2,5 м	2,5 м	2,5 м	5 м	3 м	3,5 м	10,2
Полный вес бегуна	12	14	13,5	12	11	12	8	2 м
Число оборотов в мин.	—	—	—	—	—	700	720 мм	14,5
Общая длина сетки	—	—	—	—	—	17,5 см	17,5 см	500
Высота порога	20 см	25 см	24,75 см	24,5 см	20 см	70 см	72 см	30 см
Сетка	—	—	—	—	—	9 НР	16 НР	16 отв. на 1"
Расход энергии	—	—	—	—	—	—	—	12 НР
Производительность	—	—	—	—	—	—	—	—
Охристая руда } в 24 ч.								
Колчедан, руда	16 м	26 м	20 м	19 м	24 м	20 м	30 м	12 м
Отход. воды к руде	10:1	6,5:1	7:1	13:1	—	10 м	15 м	8:1—10:1
Расход воды	—	—	—	—	—	25:1	35:1	Около 7,2 м/час.
Заливка ртутн. в чашу	—	—	—	—	—	—	200 + через 2 часа	1 000 + через 8 часов
Заливка ртутн. в ласты	—	—	—	—	—	—	1 000 + через 8 часов	—
Ш л а в:								
Общая длина	—	—	—	—	—	—	—	7,2 м
Ширина	—	—	—	—	—	—	—	1,44
Число уступов	—	—	—	—	—	—	—	5 а
Длина	—	—	—	—	—	—	—	1,42 м
Число колец	—	—	—	—	—	—	—	4
Наклон	—	—	—	—	—	—	—	14 см на 1 м

Примечание: 1) Золото в платина, 1913, № 12. Байдол, Транс. Inst. Min. Met. 1910, XX, 125.

2) Извлечение золота из руд на прииска Маринской тайги. Мин. сырье и цвет. мет., 1929, № 10.

3) Изменение в зависимости от руд. в Последний 35 см.

Бандажи для бегунов, бойки и наковальни (стул) для толчей делают из стали или чугуна.

В настоящее время бойки и наковальни обычно делаются стальными. Бойки делают несколько мягче, чем наковальни. Они больше остаются в работе, чем чугунные. Хромистая и марганцовая сталь также иногда употребляется для изготовления бойков и наковален.

Износ чугунных бойков и наковален раньше достигал в Калифорнии 0,1—0,15% от веса протолченной руды. На Аскольдском руднике (Владивостокский округ) износ чугунных бойков и наковален составляет 0,15% по отношению к весу руды. Износ стальных бойков и наковален составляет (рудник Робинзон, Южная Африка) для бойков — 0,015%, для наковален — 0,023%.

На Рэнде износ обычно составляет для (стальных) бойков 0,009%, для наковален — 0,02%.

Приводим таблицу степени износа дробильных частей из различных железных материалов (по данным Ричардса и Риккарда).

ТАБЛИЦА 35. Изнашивание рабочих частей толчей (относено в % к весу протолченной руды)

Материал рабочих частей	Боек	Наковальня (стул)	Вместе
а) По Ричардсу			
1) { Закаленный чугун	0,0387	0,0298	0,0635
{ Литая сталь	0,0218	—	—
2) Чугун	—	0,0216	—
3) { Кованая сталь	0,0277	0,0237	0,0514
{ Хромистая сталь	0,0193	—	—
4) Чугун	—	0,0183	—
5) { Хромистая сталь	0,0222	—	—
{ Закаленный чугун	—	0,0384	—
6) Хромистая сталь	0,0249	0,0158	0,0407
б) По Риккарду			
1) Чугун (закаленный)	0,0439	0,0234	0,0673
2) { Чугун	0,1275	—	} 0,2667
{ Железо	—	0,1392	
3) { Хромистая сталь	0,0322	—	—
{ Чугун	—	0,0358	—
4) Хромистая сталь	—	0,0173	0,0415
	0,0242		

ТАБЛИЦА 36. Вес и размеры толчейных пестов и других частей ставов

	Simmer Mines	Simmer Day	City Day
Полный вес одного песта в кг	562,5	751,5	900
Вес составляется из веса в %:			
бойка	12,8	17	14,5
головки	29,2	24,5	43,6
стержня	46,4	43,5	27,8
муфты	11,6	15,0	14,1
	100,0	100,0	100,1

Размеры	Диаметр мм.	Высота мм.	Диаметр мм.	Высота мм.	Диаметр мм.	Высота мм.	Диаметр мм.	Высота мм.
Боек	9	9	9 ¹ / ₄	14	9 ¹ / ₄	14	235	355
Головка	9	18	9 ¹ / ₄	24	9 ¹ / ₂	50	240	1 270
Стержень	3 ¹ / ₂	18	4	17	4	13	100	3 950
Муфта	9 ¹ / ₄	13	10 ¹ / ₈	18	9 ¹⁵ / ₁₆	20	250	505
Толчейное корыто (ступа)	9	12	9	12	9 ¹ / ₄	12	235	305
Расстояние между пестами	10	—	—	10	—	10	—	268
Диаметр кулачного вала	6 ¹ / ₂	—	—	7	—	7	—	178
„ шкива	—	—	—	—	—	6	—	1 830
Ширина шкива	—	—	—	—	—	17—34	—	610
Толч. корыто, толщ. основ.	9	—	—	15	—	11	—	280
Ширина	26	—	—	42	—	40	—	1 020
Высота	5,6	—	6,2	1 880	—	4,10	—	1 480

ТАБЛИЦА 37. Сравнительная стоимость измельчения в толчеях и в шаровых мельницах

	Стоимость в долларах на метрич. тонну	
	Толчей	Шаровые мельницы
Рабочие руки	0,355	0,065
Материал	0,132	0,330
Сила	0,153	0,110
Итого	0,640	0,505

6. Условия ведения амальгамации. Внутренняя амальгамация производится путем заливки ртути в чашу бегунов или в корыто толчей (через промежутки от 15 мин. до 2—3 час.). Основными условиями для успеха амальгамации являются чистота ртути и отсутствие вредных примесей в воде,

которая поступает в аппарат для амальгамации. Весьма небольшие (менее 0,1%) количества растворенных в ртути металлов (Pb, Zn, Cu) не вредят, а скорее способствуют амальгамации, но уже сколько-нибудь значительные количества меди, цинка, свинца и др. металлов делают ртуть непригодной для амальгамации. Медь легко восстанавливается железом и дает со ртутью легкую медную амальгаму, являющуюся одной из причин пемзования ртути. Явление пемзования состоит в том, что ртуть разбивается на мелкие шарики, которые уносятся водой и измельченной рудой. Мышьяковые и сурьмяные руды также доставляют затруднения. Особенно следует остерегаться кислых рудничных вод, нередко содержащих растворимые соединения меди ($\text{Cu} + \text{Fe} \rightarrow \text{Cu} + \text{Fe}^2+$; $\text{Cu} + \text{Hg} \rightarrow \text{CuHg}$). При пользовании ими образуется легко пемзующаяся медная амальгама (легкая по удельному весу и с пониженным поверхностным натяжением). Для того, чтобы избежать вредного действия их, рекомендуется прибавление извести к воде. Кроме того следует остерегаться попадания в воду машинного масла (с трансмиссий, со смазываемых частей и с конденсационной водой). Известь, как таковая, кроме вышеуказанного способствует коагуляции мелкого золота и этим повышает извлечение (табл. 38).

ТАБЛИЦА 38. Сравнительные данные по работе толчей и мельниц Хардинжа

	Толчеее отделение	Отделение с шаров. мельницам
Первичное оборудование	30 пост. по 1 000 англ. фунт.	2 конич. мельн. 6 × 22"
Дополнит. оборудование	2 5 × 16	1 5 × 16
Тонн обр. руды в 24 часа	225	200
Расход энергии	186	115
Размер кусков поступ. руды	— 2"	— 2,5
" продукта измельчения	150 меш	150 меш
Тонн на 1 kWh	0,050	0,072

ТАБЛИЦА 39. Влияние извести на извлечение золота при амальгамации по Дж. Е. Вильямсу¹

Р у д н и к и	% извлечения золота амальгамацией		Содержание золота в шламах после амальгамации в пеннивайтах	
	без извести	с известью		
Гельденхайс Дип	49,63	64,53	4,21	2,93
Грежерс	55,60	61,50	4,01	2,55
Краун Риф	50,01	57,81	6,16	4,50
Бонанца	55,71	59,81	8,00	5,75

Примечание. 1 пеннивайт=1,555 г.

¹ Journ. Chem. and Met. Soc. of S. Africa, т. II, стр. 87.

Для очистки ртути производят взбалтывание ее с кислотами (с соляной или с азотной) для удаления растворенных в ней металлов и производят перегонку под слоем извести для очистки от летучих примесей — As и Sb.

Для оживления ртути иногда прибавляют к ней металлический натрий в количестве 2—3 г на 1 кг ртути.

Площадь амальгамационных шлюзов на бегуных фабриках составляет обычно 0,33—0,5 м² на 1 т суточной производительности. В приводимой таблице дается площадь амальгамированных листов для различных толчейных фабрик в расчете на 1 т суточной производительности и на 1 пест (для случаев амальгамации после измельчения в толчеях, а также после трубных мельниц).

ТАБЛИЦА 40. Извлечение амальгамацией и площадь амальгамационных шлюзов

Предприятие, на котором производится амальгамация	кв. м площади амальгам. листов		Среднее извлечение амальгамацией
	на т суточной произв.	на 1 песте	
Тредуэл, Аляска 880 пестов, 1904 г.	0,19	0,84	50
Хомстэк (Южная Дакота) ф-ка Амикус—с трубн. мельн. 240 пестов { 1910 г.	1,26	5,77	70
1923 г.	0,72	4,02	66
Хомстэк, ф-ка Покахонтас, 160 пест. { 1910 г.	0,70	3,04	70
1923 г.	0,33	1,67	66
Хомстэк ф-ка Южная 120 пест., со стержневыми мельницами, 1923 г.	0,15	2,38	66
Рэнд (Южная Африка) типичный завод с трубными мельницами	0,11	0,93	65
Оорегум (Индия), 55 пест. с трубными мельницами, 1923 г.	0,20	1,86	88

Для успешной амальгамации на листах необходимо следить за чистотой их поверхности.

Для амальгамирования листы должны быть очищены от окислов. Этого достигают протираaniem их смоченным мелким речным песком и затем слабой (5%) азотной кислотой.

Листы обмывают водой и после этого 2,5%-ным раствором цианистого натрия или калия (дав последнему некоторое время задержаться на поверхности). После этого следует патирка листов ртутью.

Количество воды, поступающей в чашу бегунов или в корыто толчейного става, зависит от характера руды и употребляемого аппарата (для измельчения).

В случае бегунов оно выше и составляет по отношению к руде 10—13 : 1, а в случае толчей 6—8 : 1. При глинистых рудах и при рудах, содержащих тяжелые минералы, берут большее количество воды, чем при кварцевых. Наименьшее количество воды для измельчения требуют шаровые мельницы. Вследствие этого амальгамация после измельчения в шаровых мельницах ведется при сравнительно низком отношении ж: т, достигающем 4 : 1 и даже 2,5 : 1 (при крутом наклоне шлюзов).

Расход ртути при амальгамации зависит от вышеуказанных причин, вызывающих потерю ртути.

При более примитивных условиях амальгамации и мало благоприятных условиях (вода, состав руды, конструктивные дефекты аппаратуры) расход ртути значительно повышается.

Предельные допустимые цифры изменяются в зависимости от этого, достигая 30 и в некоторых случаях 40 г на 1 т обрабатываемой руды. Расход ртути зависит также от содержания драгоценных металлов в руде. В некоторых случаях (при одной внешней амальгамации) расход ртути опускается до 2—3 г на 1 т.

Периодически производится съемка амальгамы с листов и сплоск чаши или лоточной корыта.

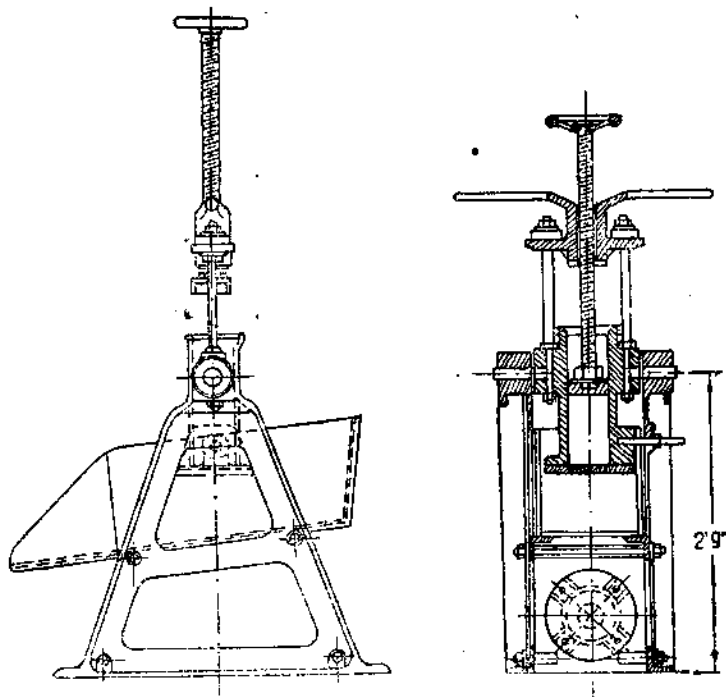


Рис. 30. Винтовой пресс для отжимки амальгамы.

Снятая ртуть промывается для отделения от песка, железные обломки удаляются магнитом. После этого амальгама отжимается в ручном или в винтовом прессе (рис. 30). На кустарных предприятиях отжимку производят без пресса, вручную. Отжимку производят через замшу или через плотную (полотняную) материю. Пресс для отжимки амальгамы представляет цилиндр с отъемным круглым дном, представляющим металлическую перфорированную пластинку. На поверхности ее помещают замшевую прокладку, через которую поршнем продавливают ртуть. Отжатая амальгама выпаривается (отпаривается) в реторте.¹ Пары после отгонки конденсируются, для чего на отводную трубу надевают холодильник или опускают ее в ведро с холодной водой (рис. 31).

¹ В случае небольшого масштаба, на мелких приисках для этого употребляют камфор на древесных углях или небольшую реторту грушевидной формы.

Золото (лигатурное) после отгонки ртути плавится в графитовых тиглях (лучше с шамотовыми вставками) с присадкой соды, буры и селитры.

Доводка шлихов, содержащих амальгаму, полученных из ловушек и из измельчающих аппаратов, производится путем промывки.

Для этого на больших амальгамационных фабриках промывку производят в специальных промывочных устройствах, предварительно подвергая крупный песок и шлихи дополнительному размолу с одновременной амальгамацией в бочках, чашах Нокса и др. аппаратах.

Бочка небольшого размера, склепанная из толстого листового железа, имеет длину 1,4 м и диаметр 0,7 м. Бочка приводится во вращение со скоростью около 30 об/мин посредством ременной передачи от мотора 2,5—3 л. с. Измельчение песка в бочке производится чугунными шарами (12 штук), общий вес которых составляет 120 кг.

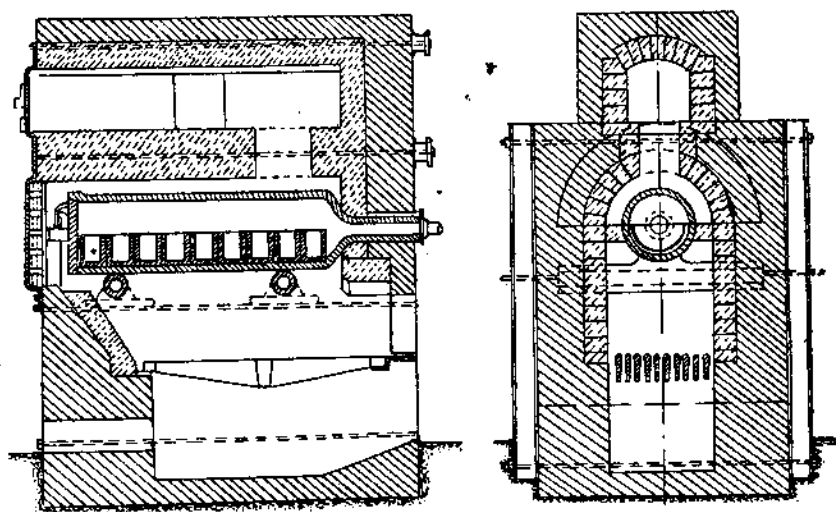


Рис. 31. Реторта для отгонки ртути из амальгамы.

Для амальгамации в бочку заливают около 35 кг ртути и воду. Амальгамация продолжается 1—2 суток. Опорожнение бочки производится через люк. Для этого открывают верхний и нижний люки и смывают содержимое бочки в желоб, откуда оно поступает в промывочную чашу. Слив с нее проходит по амальгамированным листам, а тяжелый осадок промывают для окончательного выделения из него чистой амальгамы.

Окончательную промывку амальгамы производят в чугунных или фарфоровых чашках или ступках. Для этого амальгаму, полученную в результате съемки, помещают в чашку или ступку, добавляют ртути и перетирают, смывая тяжелые шлихи и извлекая магнитом частицы железа, и удаляют осколки меди (капсюли и пр.). Для облегчения данной операции амальгаму размягчают, добавляя горячей воды.

Условия отпарки отжатой амальгамы. Как выше указано, отгонка ртути из отжатой амальгамы (за исключением весьма небольших предприятий) производится в цилиндрических чугунных ретортах, вмазанных в печь и снабженных отводной трубкой (для паров ртути) с падетым на нее холодильником и плотно закрывающейся

крышкой. В некоторых случаях обходится без холодильника и конец отводной трубы опускают непосредственно в ведро с холодной водой. Нужно следить за тем, чтобы количество воды или ртути в приемнике было бы не настолько велико, чтобы при охлаждении реторты оно могло попасть внутрь нее. В противном случае возможен взрыв раскаленной реторты. Над крышкой реторты устраивают колпак, соединенный с тягой.

В цилиндрические реторты отжатая амальгама помещается в железных коробках, которые предварительно смазываются изнутри разболтанной в воде окисью железа (мелом, графитом или тальком), а в некоторых случаях — смесью огнеупорной глины с древесной золой. Сверху их рекомендуется покрывать сеткой или продырявленной пластинкой.

Температуру реторты в начале процесса отгонки следует поднимать весьма постепенно (температура кипения ртути равна 356°). Кроме того, следует избегать переполнения реторты. После того, как большая часть ртути отогнана, повышают температуру так, чтобы она достигла внутри реторты $750-800^{\circ}$. В течение этого последнего периода (наивысшую температуру поддерживают в течение 30 мин.) удаляют последние следы ртути, содержащиеся в сплаве в виде твердого раствора. На небольших установках вся операция продолжается около 3 часов; в случае большого масштаба — от 4 до 6 часов. Кроме того длительность операции зависит от того, насколько полно реторта загружена амальгамой.

Плавка черного золота после отпарки производится в графитовых тиглях. Загруженное в тигель золото посыпают слоем смеси флюсов, в качестве которых употребляют плавленную буру, соду и селитру. В некоторых случаях, по мере расплавления, вводят новые порции золота и флюсов до тех пор, пока тигель не наполнится на 75%. При плавке смесь флюсов составляется примерно в следующем соотношении между ними: буры — 100 частей, серы — 50, селитры — 3. Отливку производят в чугунные (подогретые) изложницы, которые предварительно смазывают стеарином или графитом.

По охлаждении изложницы опрокидывают и отбивают шлак (в некоторых случаях и штейн) от слитков, которые подвергают очистке.

Улавливание весьма мелкого золота при амальгамации достигается введением амальгаматора Пирса, представляющего железный или деревянный длинный ящик, внутри которого подвешен целый ряд чередующихся амальгамированных пластин, часть которых не доходит до дна, а другая — не доходит доверху. 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.

Сотрясающие (пульсирующие) шлюзы употребляются главным образом при амальгамации руд, содержащих тяжелые минералы, которые покрывают тяжелой пленкой амальгамированную поверхность, мешая тем самым амальгамации остальной части руды (пирит, магнетит, барит, шеелит и другие тяжелые минералы). Они делают около 120—150 сотрясений в минуту. Шлюзы имеют меньший наклон, чем неподвижные.

Специальные устройства для амальгамации после измельчения в шаровых мельницах. Для достижения полной

производительности мельницы необходимо включение ее в замкнутый цикл с классификатором или ситом. Между тем опыт показывает, что легко амальгамируемые руды не дают хорошего извлечения амальгамацией при измельчении их в шаровой мельнице, работающей в замкнутом цикле. В некоторых случаях помещают амальгамационные шлюзы между мельницей и классификатором. В других случаях применяют следующее расположение аппаратуры. Продукт, выходящий из мельницы, поступает на вибрационное сито с отверстиями в 14 меш, состоящее из собственно сита и находящегося над ним защитного грубого сита. Материал, прошедший через сито, поступает на амальгамационные шлюзы и, пройдя концевую ловушку, идет в классификатор. Верхний продукт из классификатора вместе с крупным материалом с верхнего сита поступает для измельчения в мельницу.

ТЕОРИЯ АМАЛЬГАМАЦИИ ЗОЛОТЫХ И СЕРЕБРЯНЫХ РУД.

1. Амальгамация золота. Исследование системы золото—ртуть приводит к заключению о существовании 2 соединений золота с ртутью. Кроме того ртуть дает твердые растворы в золоте предельной концентрации 16%, а растворимость золота, вернее—димеркурида (AuHg_2) золота в ртути при обыкновенных температурах невелика и не превышает 0,2%. Между тем в практике часто встречаются амальгамы, содержание золота в которых менее, чем в соединении AuHg_2 .

Рассматривать эти амальгамы как растворы соединения AuHg_2 в избытке ртути не представляется возможным ввиду малой растворимости его в ртути при обыкновенных температурах.

Такие амальгамы, будучи весьма однородными по строению, при фильтрации под давлением через замшу или плотную материю дают твердый (вернее—пластичный) остаток и ртуть с содержанием 0,2—0,1% золота.

Нередки случаи, когда фильтрация через недостаточно плотную или недостаточно толстую фильтрующую материю дает ртуть с содержанием золота выше указанных цифр. Такие псевдорастворы золота в ртути при долгом стоянии дают отстой сметанообразной амальгамы, т. е. соединение золота со ртутью коагулирует из раствора, и нижние слои ртути обогащаются им, а иногда выделяется и осадок. Последнее явление иногда весьма усиливается при амальгамации руд с мелко вкрапленным золотом. Устойчивость суспензий, образующихся при этом, бывает довольно велика. Ртуть, пемзованная при ненормальных условиях амальгамации, уносит золото в подобном диспергированном состоянии. Так, промывка пемзованной ртути у ближайших порогов после прохождения через шлюзы толчеинового става (Аскольдский рудник, 1925 г.) дала отношение Au и Hg равное 1 : 6.

Частицы амальгамированного золота, т. е. в большей или меньшей степени превращенного в соединение золота и ртути, во внешней своей части окружены прилипшей к ним ртутью. Эта периферическая ртутная оболочка облегчает усвоение их ртутной средой, создавая условия близкие к пентизации геля коллоида.

Следует при этом отметить довольно давно¹ сделанные наблюдения: 1) химически чистая ртуть слабее амальгамирует, чем ртуть, содержащая в растворе Au и Ag; 2) малые количества Zn, Pb и Cu действуют

¹ Н. О. Hoffmann, General Metallurgy (1913), 512.

в том же направлении¹. Конечно при более высоком содержании последние металлы делают ртуть мало пригодной для амальгамации (выше 0,1%).

Эти наблюдения указывают на роль среды при амальгамации и несомненное влияние ее на усвоение частиц амальгамируемого металла.

Улавливание ртутью частиц поверхностно амальгамированного золота может быть объяснено явлением избирательного смачивания ртутью частиц золота и серебра. Другие минеральные частицы ртутью не смачиваются. В силу этого частицы золота переходят в ртутную фазу.

Амальгамы золота и серебра, получаемые в заводской практике амальгамации золотых руд, лучше всего отвечают представлению о полидисперсной системе, которая образована жидкой фазой раствора различных металлов в ртути и диспергированной в ней твердой фазой, состоящей из частиц лигатурного металла, полностью или частично образовавших химические соединения со ртутью. Состав твердой фазы заводских амальгам весьма зависит от размера частиц амальгамируемого металла. Обыкновенно принимают, что отжатая амальгама (в случае высокопробного золота) отвечает весовому отношению 1 : 2 золота и ртути. Между тем амальгамы, образованные мелким золотом, содержат больше ртути, чем соответствует этому отношению, так как частицы димеркурида золота, будучи весьма мелкими, удерживают по весьма большой поверхности дисперсной фазы и после ее коагуляции значительное количество ртути. В случае амальгамации крупных частиц золота процесс диффузии ртути не успевает дойти до центра частиц, благодаря чему золото только частично переходит в димеркурид. Ядро частиц отличается по своему составу от периферической зоны². С увеличением серебристости золота повышается содержание ртути в отжатой амальгаме. В связи с этим следует указать, что в соединении AuHg_2 содержание ртути составляет 67,05% (всс.), а в соединении Ag_3Hg_4 — 71,26% (всцов).

В то же время следует отметить, что твердая фаза заводских амальгам в подавляющем большинстве случаев, особенно для цифр, выведенных как среднее многих наблюдений, весьма близко отвечает составу димеркурида золота.

Состав и структура амальгам серебра и меди не могут считаться вполне изученными. Этому мнению придерживаются и последние исследователи этих двух систем Tamman и Stassfurt (1925)³. Тем не менее по имеющимся данным можно предвидеть, что эти амальгамы во многом будут аналогичны амальгамам золота.

С точки зрения процессов обработки руд существенным отличием является то, что серебро и особенно медь труднее амальгамируются, чем золото, и поэтому для извлечения серебра требуется более продолжительный и более полный контакт со ртутью. Медь в сколько-нибудь значитель-

¹ C. I. Auer. Thesis, № 206, Min. Dept. Massach. Inst. of Technol. (1901).

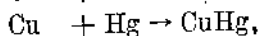
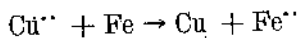
² Так следует отметить наблюдения, сделанные в процессе наших опытных работ по амальгамации на бегунной фабрике Центрального рудника (Марипоская тайга) в 1928 г. В результате их можно сопоставить состав амальгам, получающихся в бегунных чашах, где амальгамируется более крупное золото, с составом амальгам с листов шлюзов, где амальгамируется мелкое золото, причем последние амальгамы, отжатые в таких же условиях как и предыдущие, оказались беднее золотом. Те же наблюдения дают материал для заключения о влиянии состава лигатурного металла на состав амальгам. (Извлечение золота из руд. Мин. сырье, 1929, № 10).

³ Zeit. f. Anorg. Chem., 1925.

ных количествах является вредной составной частью в заводской амальгаме, и случаи перехода ее в амальгаму рассматриваются ниже.

2. Медная амальгама. Непосредственно медь довольно трудно амальгамируется, но этот процесс чрезвычайно ускоряется в случае меди, восстановленной из раствора какой-нибудь медной соли. Для выяснения этого был произведен ряд опытов по изучению перехода меди в амальгаму. При этом восстановление меди производилось металлическим железом из водного раствора медного купороса. Медь весьма быстро амальгамируется и переходит в амальгаму. Это явление приходится всегда иметь в виду при пользовании рудничной водой, а также при амальгамации медных руд.

Что касается ионов меди, имеющих в растворе, то это явление объясняется (в присутствии металлического железа) следующими реакциями:



т. е. происходит реакция восстановления меди, в результате которой образуется легкая медная амальгама, являющаяся одной из причин потери ртути, а следовательно и золота. Это является одним из факторов пемзования ртути, т. е. повышенного споса ее. Действие железа, как восстановителя, ускоряется в приведенной выше реакции присутствием при амальгамации значительного количества тонко измельченного железа от снашивания рабочих поверхностей измельчающих аппаратов.

Как показали собранные цифры статистики этого процесса в заводском масштабе¹, легко видеть, что уменьшение потери ртути после введения нейтрализации воды известковым молоком, умноженное на отношение веса золота в пемзованной ртути к весу самой ртути, почти точно соответствует повышению извлечения золота после введения добавки известкового молока в бассейн с водой. Последнее мероприятие, удаляя из воды ионы меди, должно следовательно исключать и возможность образования медной амальгамы.

3. Переход железа в амальгаму. Другое явление, стоящее в связи с описанным и доставляющее затруднение на фабриках, это — образование «железной амальгамы». В результате съемок на фабрике наблюдаются амальгамы, сильно притягивавшиеся магнитом и затрудняющие (вследствие содержания железа) последующий процесс выделения золота и очистки его. Данное явление иногда сопровождается исключительно большой спосе ртути. Первоначальное предположение, сделанное автором, что это явление можно объяснить реакцией восстановления меди на железных поверхностях, что ускоряется присутствием в ступе значительного количества мелко раздробленного железа (от снашивания рабочих поверхностей), было проверено экспериментальным путем в лаборатории. В результате этих опытов было установлено, что мелко раздробленное железо в условиях, сходных с условиями фабрики, непосредственно не амальгамируется². Опыты велись в водной среде и не имели в виду случаев, рассматривавшихся Bridgman'ом — амальгамация железа совершенно свободного от окислов; так, если сломать иглу под ртутью, то поверхность разлома может быть амальгамирована. При амальгамации меди, восстановленной из раствора мелко раздробленным железом в присутствии

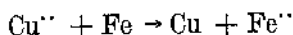
¹ И. Н. Плаксин. О некоторых случаях амальгамации золотых руд, стр. 168.

² См. по этому вопросу: T. K. Rose, Metallurgy of Gold, 1915, 204.

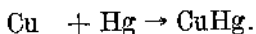
ртути, образуется медная амальгамация с ясно выраженными магнитными свойствами.

Эта амальгама разлагается при действии кислот и с течением времени окисляется на воздухе, а при стоянии частично выделяет металлическое железо.

Описанный случай образования железной амальгамы объясняется тем, что при питании аппаратов для измельчения и амальгамации минерализованной водой, содержащей ионы меди, происходит реакция восстановления меди железом:



и одновременная амальгамация восстановленной меди:



При этом происходит увлечение в медную амальгаму тонко раздробленного железа.

Механизм этого явления вполне понятен. На поверхности отдельных частичек железа образуется фильма восстановленной меди, которая в присутствии ртути тотчас амальгамируется и, удерживая около себя прилипающую к ней ртуть (что связано со свойством медной амальгамы) создает оболочку, весьма облегчающую усвоение частичек амальгамой, и образование (довольно грубо) дисперсной системы. При восстановлении меди тонко раздробленным железом и при одновременной амальгамации восстановленной меди образуется дисперсная система железа в медной амальгаме.

Устойчивость такой системы, вообще говоря, невелика. Она определяется размером суспендированных частиц, составом амальгамы и скоростью диффузии ртути в амальгаме.

Химизм явления указывает и средства борьбы с ним. В щелочном растворе данный процесс не идет. Поэтому нейтрализация воды в достаточной мере известно представляет хорошее средство для борьбы с образованием железной амальгамы.

СПЕЦИАЛЬНЫЕ СЛУЧАИ АМАЛЬГАМАЦИИ

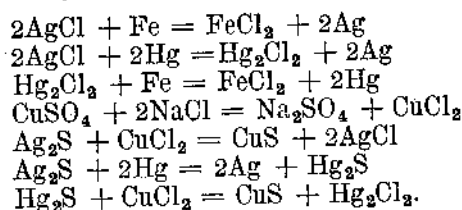
Применение специальных случаев амальгамации в истории промышленности относится к серебряным, а также к упорным рудам. Металлическое серебро, подобно золоту, амальгамируется непосредственно, но данный процесс происходит значительно медленнее, вследствие чего он производится в специальных чанах-амальгаматорах. Кроме того амальгамацией серебро может быть извлечено из некоторых его химических соединений, которые встречаются в виде минералов: кераргерита (роговое серебро) — AgCl и аргентита — Ag_2S . Другие более сложные химические соединения, встречающиеся в виде минералов: полибазита, стефанита, прустита, пираргирита и др., могут подвергаться амальгамации только после предварительного обжига. В настоящее время специальные методы амальгамации могут в некоторых случаях представить интерес в случае извлечения золота и серебра из флотационного концентрата, для установок малого масштаба, а также для обработки концентратов с плинсовых пилзов, вызывающих те или иные затруднения при амальгамации.

1. Процесс Паттио применялся (с XVI столетия) для обработки богатых серебряных руд района Пачука. Кроме того он широко применялся в Мексике и в Южной Америке. Руда тонко измельчалась, промывалась

и высушивалась. Сухая руда увлажнялась водой (или раствором уксуса), в которой растворяли: хлорную ртуть, медный купорос, поваренную соль и иногда — железный купорос. Затем заливали ртуть и пульпу хорошо перетирали или перемешивали в течение 1—2 часов. После этого амальгама отмывалась и подвергалась отгонке.

Процесс Патно применялся некоторое время в Неваде при обработке комстокинской руды, но оказался непригодным вследствие климатических условий и был заменен процессом Уэто или амальгамацией в чанах (иногда с подогревом).

При амальгамации в чанах происходят следующие реакции:



2. Процесс Уэто, или амальгамация в чанах¹, развился на руднике Комстока (Невада).

Руда подвергалась толчению, и в сухом и мокром состоянии; пульпа обрабатывалась партиями — обычно ежедневно по 3 загрузки на чан.

Чаны весьма отличались в деталях своей конструкции. Они имели чугунные днища и делались из деревянных бочарных плах или с бортами из листового железа и с центральным чугунным конусом, через который проходил вертикальный вал, приводящий в движение растирающее устройство с чугунными башмаками, расположенными сегментами. Чугунные вкладыши прикреплялись ко дну. Устройство для поднимания и опускания растирателя снабжалось двигающимися по винту ручными колесами, которые можно было законтрагивать наверху оси, устанавливая подпятник вертикального вала на соответствующем уровне. 3 изогнутых железных крыла обычно прикреплялись к боковым стенкам или к деревянной крышке. Нередко под дном чана устраивалась паровая камера.

Нагрузка составляла обычно от 680 до 1 360 кг, но изменялась в более широких пределах от 360 до 2 270 кг. Пульпа сначала подвергалась уплотнению в деревянном чане (если предварительное измельчение производилось в воде); башмаки опускались, и нагрузка растиралась в течение 1—3 часов; пар подводился под ложное днище или вводился рукавом непосредственно в пульпу. Затем прибавлялась ртуть, которая составляла по крайней мере 10% от веса сухой пульпы (часто 136 кг или 160 кг сразу). растираль поднимался над вкладышами и вращался от 3 до 4 часов. Вместе со ртутью часто прибавлялись сернокислая медь, поваренная соль и иногда серная кислота и металлическое железо, хотя железо часто получалось от износа самих растирающих чугунных частей чана. Затем пульпа разбавлялась водой и поступала в чан-сеттлер, представляющий неглубокий сепаратор или осадитель с вертикальной осью, имеющей 4 радиальных мешалки.

Здесь амальгама и избыток ртути отделялись и отводились сифонной трубкой. В некоторых случаях эта стадия проводилась в чане-

¹ Шервуд. Гидрометаллургия золота и серебра.

амальгаматоре при более медленном вращении механизма. Пульпа затем поступала в агитатор, представляющий более глубокий чан с деревянными стенками, с 4 вращающимися мешалками, несущими вертикальные перекладки для добавочного отстаивания небольшого количества амальгамы и крупного материала, и наконец перекачивалась и направлялась в отстойный прудок. Все септеры и другая аппаратура снабжались отверстиями в боковых стенках, закрывающимися деревянными затычками для выпуска пульпы. В Комстоке извлекалось от 70 до 85% из сульфидной руды, но в обычных условиях обработки извлечение составляло только 65%.

3. Амальгамация в бочках (Фрейбергский процесс) проводилась в деревянных бочках, вращающихся на горизонтальной оси. Руда обжигалась с солью и загружалась в барабаны с водой и железными обрезками, причем происходило восстановление хлорида серебра до металла; медь также восстанавливалась железом из ее солей. После этого прибавлялась ртуть, и вращение продолжалось от 16 до 20 часов. Затем прибавлялась вода для разбавления пульпы, — и после короткого периода вращения ртуть отделялась и руда смывалась струей воды. Этот процесс применялся некоторое время при обработке руды в Комстоке.

4. Комбинированный процесс, введенный в Монтане в конце XIX столетия, состоял в концентрации золото-серебряной руды после измельчения в толчеях и в последующем уплотнении хвостов и в обработке их амальгамацией в чанах. Снижение расхода ртути достигалось удалением путем концентрации мышьяковых и медных минералов. Первоначальная установка состояла из 50 толчей с амальгамированными листами, 20 фрюваннеров, 24 чанов, 12 отстойников, 5 амальгаматоров и наконец 20 фрюваннеров для хвостов после амальгамации в чанах.

5. Процесс Кронке состоял в обработке измельченной руды во вращающихся деревянных бочках фрейбергского типа со ртутью и с крепким раствором хлорной меди в растворе поваренной соли, с последующим приравлением цинковой амальгамы (для более бедной руды употреблялась свинцовая амальгама). Загрязненная медная амальгама затем очищалась путем обработки горячим рассолом и раствором медного купороса, подкисленным серной кислотой, центрифугировалась и отпаривалась.

ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЗОЛОТА НА ПЛИСОВЫХ ШЛЮЗАХ

Как указывалось выше, в современной практике крупных предприятий амальгамация вводится для извлечения крупного золота, затрудняющего дальнейшие процессы цианирования (а также флотации, если последние применяются). Для руд, содержащих крупное золото, удаление последнего может быть осуществлено на плисовых шлюзах. Последние нашли себе весьма широкое распространение в Ю ж н о й А ф р и к е, где применению плиса и кордероя способствовало присутствие в рудах осмистого придия, зерна которого также извлекаются на шлюзах, покрытых плисом.

Схема улавливания на плисовых шлюзах согласно южноафриканской практике представлена на рис. 17. Дальнейшая обработка шлиха (концентрата), снимаемого со шлюзов и состоящего из частиц золота, осмистого придия и тяжелых минералов, показана на схеме рис. 20. Концентрат, смываемый с материи в специальных ящик, поступает затем для вторичной концентрации на стол Вильфлея. Материя, покрывающая шлюзы, подвергается промывке каждые 4 часа. Уклон шлюза составляет

13,7%. Общая площадь шлюзов, при суточной производительности 900 т руды, равна 1134 фут.²; на 1 т суточной производительности она составляет 126 фут.². На 1 фут.² поверхности в сутки приходится 1,45 т обработанной руды (считая вместе с обратным продуктом). На 1 шлюз общее количество прошедшего через него продукта составляет 58,2 т.

Ситовой анализ пульпы, проходящей через шлюзы, и хвостов, направляемых после амальгамации концентрата в цианирование, представлен в следующей таблице:

ТАБЛИЦА 40а.

	+ 60	+ 90	- 90
Пульпа, проходящая через шлюзы	13,9	26,7	59,4
Хвосты, поступающие после амальгамации в цианирование (после трубной мельницы)	1,3	14,0	84,7

Концентрат после вторичной концентрации на столе Вильфлея поступает в амальгамационную бочку, а хвосты с него идут в цианистый процесс. Амальгама из бочки отмывается от песка на механическом вайсгерде и поступает затем в пресс для отжимки и в реторту для отгонки ртути. Хвосты с вайсгерда (крупный песок) измельчаются в трубной мельнице, после чего золото доизвлекается цианированием. В случае присутствия платины и других металлов платиновой группы амальгамация в бочке производится в присутствии CuSO_4 , H_2SO_4 и цинковой амальгамы (см. ниже).

В качестве материала для шлюзов употребляют плис (blanket) или кордерой, представляющий рифленый бумажный бархат вроде вельвета. Сравнение того и другого материала для указанной цели производилось на различных предприятиях Индии¹. При этом плисовые шлюзы изучались в работе как после толчей, так и после трубных мельниц. Надо заметить, что в практике Южной Африки улавливание преимущественно производится на кордерое, улавливающим золото и прочие тяжелые частицы после измельчения в трубной мельнице.

Установлено, что когда все ворсинки или рифли будут забиты уловленными частицами, то тогда шлюз теряет способность к дальнейшему улавливанию. Кроме достаточно частой промывки необходимо, чтобы пульпа протекала по шлюзу равномерным тонким слоем с достаточной скоростью. Материал не должен быть очень грубым, но в то же время он должен быть крепким и обладать короткими, упругими ворсинками.

Амальгамация после измельчения на руднике Оорегум (в Индии), показатели которой были приведены в табл. (стр. 55), недавно была заменена плисовыми шлюзами. Измельчение в толчее производится при сетке с 9 отверстиями на 1" (= 6,68 мм). Шлюзы переданы из прежних амальгамационных.

Для более равномерного распределения пульпы шлюзы (продольно) разделены на 2 части, каждая шириной 0,92 м. В направлении длины шлюз разделен на 3 части длиной по 1,07 м с порогами в 2,5 см. Для улавливания на шлюзе употребляется черный индийский плис. Сполоск

¹ Min. Magaz., Novemb., 1930 г. (За овлад. техникой, № 2, 1932 г.).

головной части производится через 1 час, средней—через 2 часа и нижней—через 3 часа. Уклон составляет $9^{\circ}30'$ (1 : 6). Отношение ж : т = 8 : 1. В составе пульпы содержится 65,15% класса + 60 и 16,0% класса—200. Месячный расход плиса—80 м². Продолжительность службы материи—16,5 дней. Стоимость 1 м² = 1 р. 43 к. Расход плиса на 1 т обработанной руды составляет 0,91 к.

Вышеупомянутое сравнение работы плиса и кордероя производилось в течение 28 дней при концентрации пульпы, выходящей из трубной мельницы. При этом уклон шлюзов составлял $13^{\circ}/23^{\circ}$. Отношение ж : т составляло 4 : 1. В состав пульпы входило: 5,8% класса + 60 и 50,1% класса—200. Плис потерял свой ворс через 16 дней, в то время как кордерой оставался вполне пригодным в течение всех 28 дней.

Сравнительные результаты сведены в следующей таблице.

ТАБЛИЦА 406.

	П л и с	Кордерой
Размеры поверхности	$1,82 \times 2,3$ м	$1,14 \times 3,65$ м
Площадь	4,2 м ²	4,2 м ²
Площадь на 1 т/24 ч.	0,072 м ²	0,072 м ²
Стоимость материи	6 р. 15 к.	9 р. 78 к.
Стоимость материи на 1 т	1,24 к.	1,21 к.
Срок службы	35 дней	61 день
Снято концентрата	93 кг/24 ч.	64 кг/24 ч.
Содержание золота	2,9 кг/т	5,2 кг/т
Извлечение золота из руды	2,25 г/т	2,78 г/т

На руднике Оорегум промывка материала механизирована. Для этого употребляется барабан, на котором укрепляется лента материала, погружаемого в чан с фильтром. Смыв производится струями воды под значительным давлением, которые омывают материю во время вращения барабана. Концентрат ежедневно взвешивается и опробуется.

На другом руднике (в Ипдии) — Мизор (Mysor Mine) плисовые шлюзы употреблялись при переработке старых отвалов от толчейной фабрики после дополнительного измельчения их в трубной мельнице, а также при обработке руды после измельчения последней в толчеях.

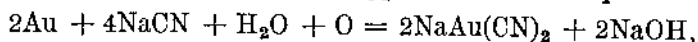
В качестве материала употреблялся индийский и английский плис, но снашивание в результате ручной промывки происходило слишком быстро. Ворсинки при этом выпадали, и извлечение понижалось. Кокосовые маты и другие ткани при ручной промывке также не дали желаемых результатов. Наилучшие результаты получены при применении грубых туземных ковров ($1,2 \times 0,6$ м), которые выдерживали употребление в течение 35 дней при стоимости 2 р. 30 к. На толчейной фабрике в Мизоре измельчение производится при сетке в 8 меш. Пульпа поступает на шлюзы при отношении ж : т = 4 : 1 после предварительного сгущения в конусах. Уклон = 23%. На шлюз в 24 часа приходится 14 т. Площадь шлюза на 1 т/24 ч. = 0,053 м². После трубных мельниц употребляются такие же шлюзы, но с уклоном = 21%. Стоимость материи на 1 т обработанной руды = 1,8 коп.

ЧАСТЬ II

ЦИАНИРОВАНИЕ

ХИМИЗМ ПРОЦЕССА

1. Растворение золота и серебра в цианистых растворах. Извлечение золота и серебра из руд цианированием основано на растворении их в растворах цианистых щелочей по уравнению Эльснера:

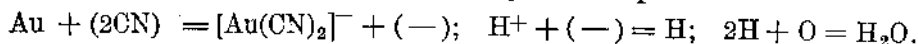


где золото может быть заменено серебром (для случаев растворения металлического серебра в цианистом растворе).

Из уравнения очевидна роль кислорода при растворении золота.

2. Роль кислорода в растворении золота в цианистых растворах становится яснее в случае анализа данного процесса с точки зрения электро-химии¹.

С точки зрения ионной теории процесс растворения золота в цианистых щелочах можно представить следующим образом:



Растворение золота (или серебра) можно рассматривать как результат действия электрической пары, образованной частицей золота и тем минералом, в который она вкраплена (пирит, лимонит и др), или примесями других металлов, входящих в состав зерен самородного золота (анодные участки). При последнем взаимодействии золото является анодом, к которому движутся анионы CN и растворяют металл. Частица минерала, в которой вкраплено золото, играет роль катода, на поверхности которого выделяется водород (при электролитическом разложении NaCN или KCN). Пленка водорода поляризует катод, и дальнейший процесс растворения золота может успешно идти лишь при условии введения кислорода, который, связывая и удаляя водород, является деполяризатором. В противном случае водород образует с компонентом, являющимся катодом, пару, действующую в противоположном направлении, в результате чего растворение золота замедляется и даже прекращается. Доказательством последнего может служить то, что золото не растворяется после израсходования кислорода, содержавшегося в растворе. Прокипяченная вода, из которой удален кислород, дает растворы цианистых соединений, практически не растворяющие золота.

Роль кислорода в работе заводской установки для цианирования аналогична роли его в живом организме. Кислород растворяется в известных пунктах (отдельные участки агитаторов, насосы для перекачивания) и разносится к тем пунктам, где происходит растворение металла (мельницы, сгустители, коллекторы, агитаторы, фильтры).

¹ Evans. Met. a. Met. Comp.; v. 4. Julian, Smarta Allen Cyan. Gold a. Sil. Ores., 1921 г.

В некоторых случаях для ускорения процесса цианирования можно воспользоваться другими окислителями (BrCN , BaO_2 , Na_2O_2 , PbO_2 и некоторые др.). Практическое применение получили: в заводской практике цианирования теллуристых руд — BrCN (см. ниже — бромацианирование) и в лабораторных исследованиях — BaO_2 . В последнее время на некоторых заводах Канады применяют Na_2O_2 .

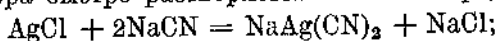
Концентрация цианистых растворов имеет существенное значение для процесса цианирования. Весьма слабые растворы (0,03 — 0,15% NaCN), обычно употребляемые в практике обработки золотых руд, хорошо растворяют кислород и следовательно являются активными растворителями золота. В то же время эти слабые растворы медленно растворяют минеральные соединения (сульфиды, окиси и др.) других металлов, обычно содержащиеся в золотых рудах.

В настоящее время цианистый натрий (NaCN) целиком вытеснил из употребления в практике цианирования в качестве растворителя цианистый калий (KCN).

Цианиды других щелочных или щелочно-земельных металлов также растворяют золото и серебро (Ca , Ba , 2K и т. д. замещают в формулах 2Na). Цианисто-водородная (синильная) кислота (HCN) является крайне слабым растворителем и сам циан — $(\text{CN})_2$ — не действует на золото.

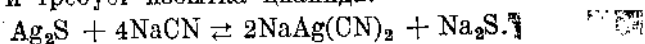
Для практических пересчетов полезны следующие цифры: 4 кг KCN = 3 кг NaCN и 1 кг 98% NaCN = 2 кг «Аеро», содержащего цианиды в количестве эквивалентном 49% NaCN . Также 10 см³ $\text{N}/_{20}$ AgNO_3 (8,50 г на литр) = 0,049 г NaCN = 0,05 г 98% соли, или 0,1 г «Аеро» при 49% содержании.

Хлорид серебра быстро растворяется и без кислорода по уравнению:

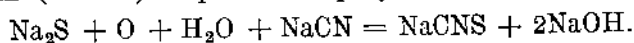


некоторые другие соединения серебра растворяются подобным же образом.

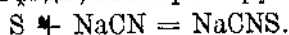
Сульфид серебра растворяется медленно, причем реакция растворения обратимая и требует избытка цианида:



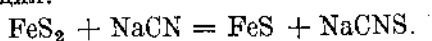
Получающиеся растворы всегда содержат некоторое количество роданнстой соли (NaCNS) вероятно в результате окисления Na_2S .



Свободная сера, получающаяся от частичного окисления пирита, или сера из тиосульфатов, образующихся при действии извести или едкого натра на руду, содержащую сульфиды, также реагирует с образованием цианида:



В случае марказита (на пирит цианистый раствор действует весьма слабо) возможна реакция:



Цианистые растворы слабо растворяют теллуриды золота и серебра, если только теллуриды не измельчены¹ исключительно тонко (— 300 меш), действие их на селениды серебра происходит весьма медленно.

На основании химических эквивалентов можно вычислить, что 1 кг NaCN оказывается достаточным для растворения 1,1 кг Ag или 2 кг Au ; 1 кг Zn — для осаждения 3,3 кг Ag или 6 кг Au . Грамм металлического

¹ См. В. Я. Мостович. Цианир. теллуридов золота. Изв. Том. Тех. Инст., 1923 г. Н. Haultain a. W. Johnston. Can. Bull. 1932. № 243; 349.

серебра поэтому требует в 1,8 раза больше каждого реагента, чем грамм золота, а на единицу стоимости (рубль) серебра (при обычной опепке содержания) расходуется от 40 до 60 раз больше, чем на рубль золота. На практике разница даже больше, потому что серебро часто встречается в виде сульфида, который требует употребления более крепкого цианистого раствора. С другой стороны хлорид серебра растворяется быстро и с небольшим расходом цианистого натрия.

В одинаковых условиях металлическое серебро растворяется приблизительно вдвое медленнее золота. Золото, не содержащее серебра, растворяется труднее, чем золото в сплаве с серебром. Золото-серебряные сплавы растворяются со скоростью, которая измеряется толщиной растворившейся части, и в тех же соотношениях, в которых они входят в первоначальный сплав. В стационарных пробах в колбах с чистым листовым золотом слой амальгамы замедляет растворение приблизительно в такой же мере, как тщательно смоченная ртутная поверхность. Найденная скорость растворения составляет от $\frac{1}{2}$ до $\frac{1}{10}$ скорости растворения для чистого золота; это оказывается справедливым и для агитации смеси цианистого раствора с измельченной рудой.

При данном процентном содержании NaCN золото в плотной иловой пульпе растворяется медленнее, чем в разбавленной пульпе; то же самое относится и к серебру, к кислороду и к таким солям как NaCN , куски которого не следует загружать в агитаторы, а следует предварительно растворить в чистом растворе или в воде. Это объясняется отчасти большей вязкостью плотной пульпы, отчасти меньшим содержанием раствора, отнесенного к единице объема и к единице поверхности. Необходимая крепость раствора зависит от размера частиц золота в руде и от характера ее.

Крепость рабочих и промывных растворов, употребляемых при цианировании, находится в пределах от 0,6 до 0,005%, причем рабочие растворы для извлечения золота из руд в песковом (эфельном) процессе обычно содержат 0,2 — 0,1%, а в иловом — 0,04 — 0,02% NaCN .

Цианистый процесс в зависимости от способа его осуществления, определяемого свойствами цианируемого материала, делится на уже упомянутые песковый (или эфельный) и иловый процессы.

В песковом (эфельном) процессе обработке подвергается материал, допускающий свободную перколяцию, т. е. просачивание через него растворов и промывных вод со скоростью, достаточной для промышленного процесса.

В иловом процессе подвергается обработке в аппаратах, предназначенных для агитации, весьма тонкий материал, способный находиться во взмученном состоянии (глинистый или кристаллический, но весьма тонко измельченный).

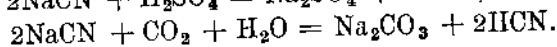
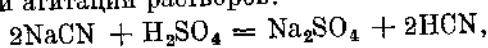
3. Расход цианистого натрия в процессе цианирования. В настоящее время для цианирования в промышленности употребляется почти исключительно цианистый натр (NaCN), но до настоящего времени многие металлурги вели расчеты и выражали крепость растворов в расчете на KCN .

Механические потери цианида в процессе цианирования обусловлены тем, что цианистый натрий после цианирования теряется в выгрузке (отбросах) завода, состоящей из эфелей и илов, от которых нельзя полностью отмыть цианистый раствор, и из ежедневно удаляемых загрязненных растворов. Потери цианида и золота при фильтрации связаны с механическим удержанием раствора и с поглощением из него цианистых соединений коллоидальной глиной и тонко измельченным кварцем. Известь нейтрализует кислый цианистый раствор, напол-

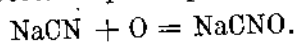
пляет адсорбирующий материал, понижая его адсорбционную способность, и тем уменьшает потерю золота и цианида в хвостах. Отсюда вытекает техническая выгода измельчения руды в известковой воде, но в некоторых случаях бывает экономически выгоднее вести измельчение в цианистом растворе. К числу причин химического характера, обуславливающих расход цианистого натрия, относятся следующие:

1) Гидролиз $\text{NaCN} + \text{H}_2\text{O} = \text{NaOH} + \text{HCN}$ (в ясно щелочных растворах это явление незаметно).

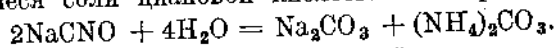
2) Разложение цианистого натрия кислотами, образующимися вследствие окисления колчеданов, и уголекислотой, содержащейся в воздухе, продуваемом при агитации растворов:



3) Окисление кислородом воздуха с образованием цианистых и других соединений, неспособных растворять металлы:



Образующиеся соли циановой кислоты легко разлагаются водой:



Таким же образом действуют на цианистый раствор все окислители.

4) Образование целого ряда соединений при действии цианистого раствора на некоторые составные части руды (соли закисного железа, соединения меди и серы).

Для снижения расхода, происходящего вследствие химических причин, применяют предварительную промывку рудного материала водой, кислотой или аммиаком.

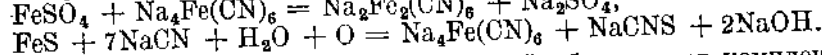
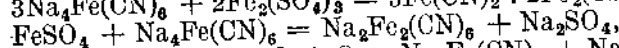
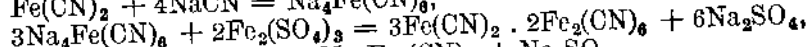
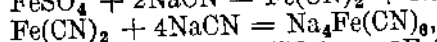
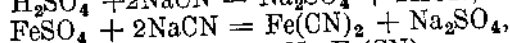
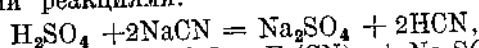
4. Соединения железа в рудах вызывают высокий расход цианистых соединений в том случае, если железо находится в форме растворимых соединений закисного железа или в виде быстро окисляющихся (бых) колчеданов.

К категории последних обычно относят марказит (копьевидный колчедан). Повидимому, не только кристаллографическая форма, но также характер строения и ассоциация отдельных минералов определяют скорость окисления и растворения.

Разложение колчеданов при окислении проходит следующие стадии:¹

1) FeS_2 ; 2) $\text{FeS} + \text{S}$; 3) $\text{FeSO}_4 + \text{H}_2\text{SO}_4$; 4) $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$; 5) $2\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot \text{SO}_3$;
6) $\text{Fe}(\text{OH})_3$.

Действие образующихся соединений может быть выражено следующими реакциями:



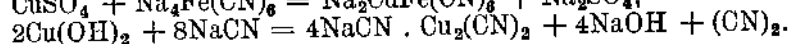
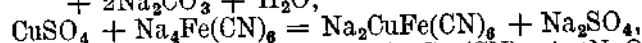
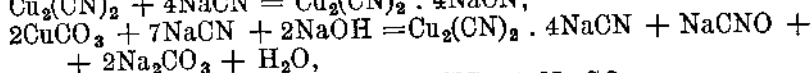
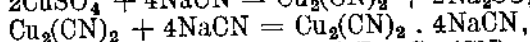
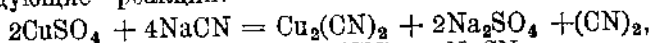
5. Соединения меди являются причиной образования комплексных цианистых соединений. Соединения окиси меди в виде таковой, в виде гидрата или карбонатов почти количественно растворяются в цианистых

¹ W. A. Caldecott. Journ. Chem., Met. and Min. Soc. of S. Afr. (1897), 2, стр. 98, 192; (1907), 7, стр. 315.

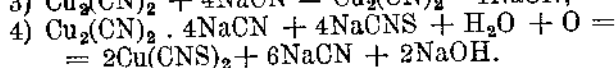
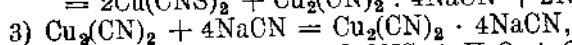
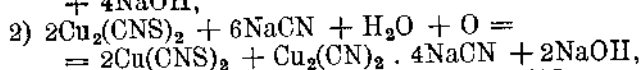
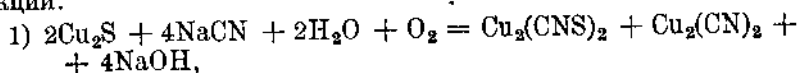
растворах. Сульфиды меди в различной мере (но значительно слабее, чем окисленные минералы) действуют на цианистые растворы. Халькопирит (CuFeS_2) в значительно меньшей степени растворяется в цианистых растворах, чем простые сульфиды (Cu_2S , CuS), причем в замеченных случаях растворение его происходит в результате предварительного окисления.

Присутствие десятых долей процента меди в форме окисленных минералов может сделать нерентабельным процесс цианирования, если не производится предварительного выщелачивания или регенерации цианистых соединений, или не применяются другие специальные методы обработки (см. ниже).

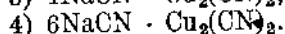
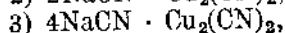
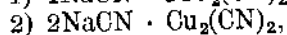
При действии цианистых растворов на соединения меди происходят следующие реакции:



При действии на сернистые соединения меди происходят следующие реакции:



Известны следующие комплексные цианистые соединения меди:



Из числа указанных соединений наиболее часто образуется $4\text{NaCN} \cdot \text{Cu}_2(\text{CN})_2$.

Согласно результатам наших работ с М. А. Кожуховой, проведенных в Гинцветмете по изучению действия цианистых растворов на различные медные минералы, образование последнего соединения меди является наиболее вероятным.

6. Железо и сталь в форме листового материала и в виде других изделий практически не оказывают действия на цианистые растворы. Указывалось на то, что тонко измельченное металлическое железо, попавшее в руду вследствие изнашивания рабочих частей дробильной аппаратуры, стальных шаров, стержней и т. д., которое обычно находится в пределах от $1/2$ до $2 1/2$ кг/т, вызывает расход цианида и влияет на извлечение золота. Некоторый расход вероятно вызывается железными соединениями, образующимися в результате окисления тонко измельченного металла или при действии на него кислот, получающихся в результате окисления сернистых соединений в руде.

7. Отмечены случаи, когда руды, содержащие сурьму в виде стибнита, вызвали затруднения при извлечении, а также давали загрязненный

осадок и затрудняли очистку его (если только не применялось требование).

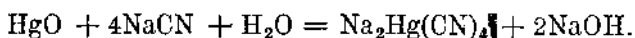
Во избежание этого рекомендуются тонкое измельчение и употребление раствора с возможно низким содержанием цианида и особенно низкого в отношении свободной щелочи.

В других случаях с некоторым успехом применялись: 1) предварительная обработка сравнительно крепким раствором едкого натра, или сернистого натрия, чтобы растворить имеющиеся в руде сурьмянистые соединения, и 2) последующее отмывание этого раствора от руды до цианирования¹.

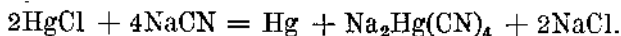
Многие мышьяковые минералы, как напр. арсенопирит (FeAsS), мало подвержены действию цианистого раствора. Тем не менее продукты их окисления растворимы во многих случаях. Когда мышьяк переходит в раствор, некоторая часть его может появиться в осадке, и в этом случае должны быть приняты меры чрезвычайной предосторожности для удаления паров и газов, получающихся при обработке осадка кислотой, так как они могут содержать мышьяковистый водород (AsH_3).

8. Присутствие марганцевых минералов в золотых рудах как будто не производит отрицательного действия при цианировании; некоторые серебряные руды содержат значительное количество перекиси марганца и легко поддаются цианированию. Из других, содержащих относительно небольшие количества марганца, удается извлечь даже крепким цианистым раствором только несколько процентов содержащегося в них серебра.

9. Свинец и ртуть в цианировании. Окись ртути и ее хлорид хорошо растворяются в цианистых растворах:



Но когда закись ртути или ее хлорид обрабатываются щелочным цианидом, то половина ртути остается нерастворимой в металлическом состоянии:



Поэтому при обработке старых хвостов, в случае содержания в них HgCl , нельзя достичь полного извлечения ртути цианированием; окись ртути дает почти полное извлечение, сернистая и металлическая ртуть дают невысокое извлечение или совсем не дают его.

Для осаждения из растворов серы свинец иногда прибавляется к растворам в виде уксуснокислой (54,6% Pb) или азотнокислой (62,56% Pb) соли. Иногда практикуется прибавление глета (PbO) в измельчающие аппараты, или измельчение его вместе с известью. В щелочных растворах свинец растворяется в виде плумбита (Na_2PbO_2), который реагирует с сульфидами и образует PbS . Иногда употребляется окисленная свинцовая руда (PbCO_3). Удаляя Na_2S , свинец облегчает растворение Ag_2S (аргентит), но он не оказывает такого же действия на руды, представляющие комплексные сульфосоли серебра. Ртуть подобным образом осаждает сульфид в виде HgS . Как свинец, так и ртуть также влияют на осаждение. Соприкосновение раствора с цинковой пылью или струж-

¹ В случае содержания в руде сурьмы и ртути предварительное выщелачивание сернистым натром дает возможность осуществить комбинированный процесс извлечения (см.: Плаксин и Фишкова. Гидромет. ртут. руд. и конц., М. 1932 г. Плаксин и Сулова. Гидрометаллургия сурьмы). В случае одной ртути таковая может быть извлечена цианированием (см. ниже, стр. 173).

ками сразу производит осаждение металлического свинца или ртути, образуя цинково-свинцовую или цинково-ртутную пару, которая облегчает осаждение золота и серебра, и применение ее особенно выгодно, когда цинковые стружки могут покрыться осаждающейся на них медью. Свинец, прибавленный к растворам во время осаждения, переходит в осадки и иногда затрудняет обработку осадка, если только для последней операции не применяется трейбование. Небольшие количества ртути в растворе осаждаются подобным же образом, и если осадок из цинковых экстракторов или после осаждения цинковой пылью содержит значительное количество

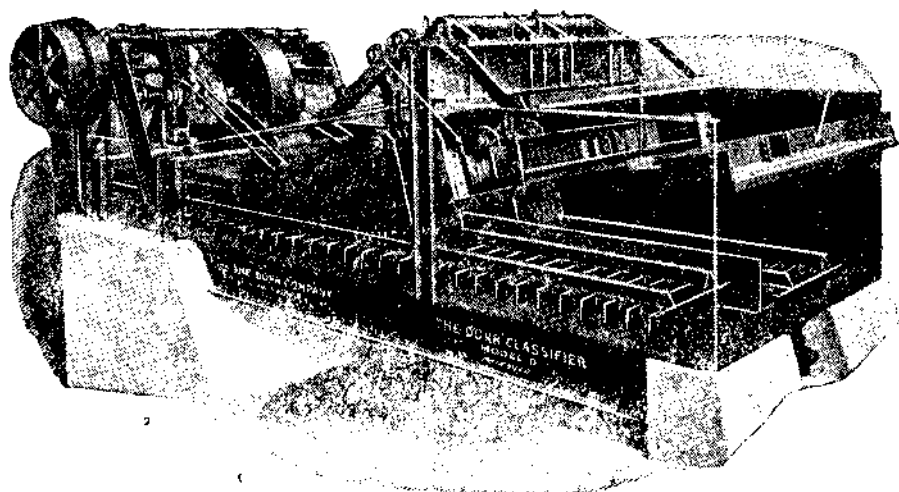


Рис. 32. Классификатор Дорра (двойной) тип D.

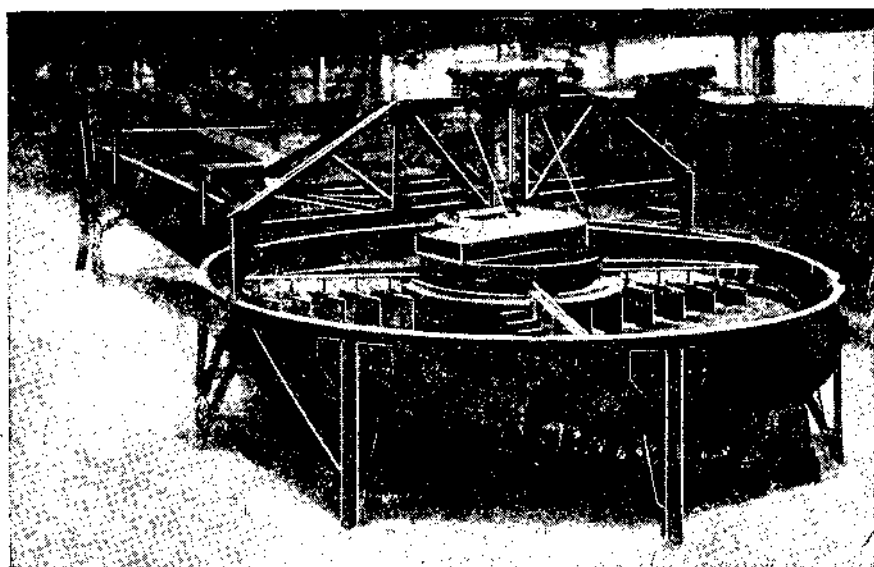
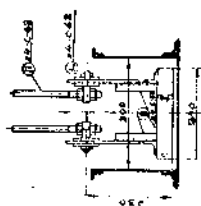
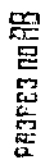
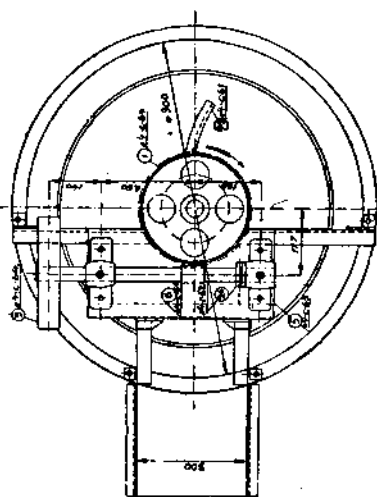
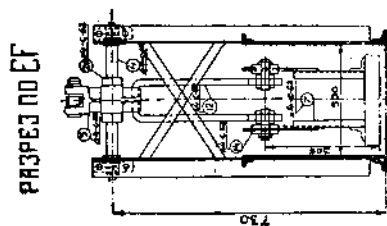
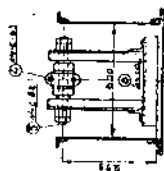
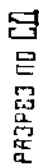


Рис. 33. Классификатор Дорра с чашей.



1. C. Y. Wang, C. H. Lin, and C. C. Lin, *J. Polym. Sci. Polym. Chem. Ed.*, **19**, 1131 (1981).



ВНЕДРЕНИЕ

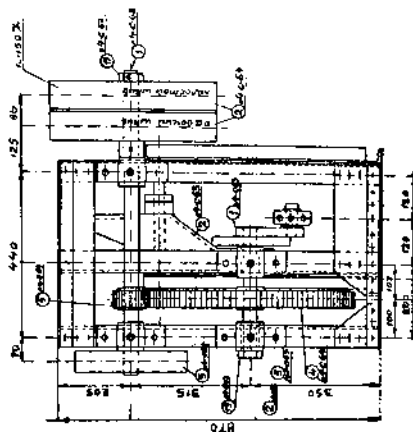


Рис. 34. Механический классификатор Дорра с чашей 3000×300 .

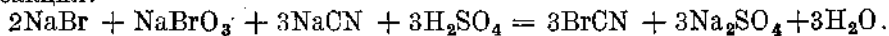
ртути (напр. 10%), то может быть выгодно отделение ее дистилляцией.

10. Бромцианирование представляет разновидность цианирования, где в процессе цианирования употребляется смесь цианистой щелочи и бромциана (как сильного окислителя).

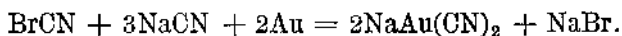
Бромцианирование нашло себе применение в случае извлечения золота из теллуристых и сульфотеллуристых руд, при которых цианирование дает низкое извлечение.

Другим процессом, применяемым к этим рудам, является обжиг с последующим цианированием (см. ниже).

Бромциан добавляют к раствору NaCN в готовом виде или готовят его, смешивая бромистый натрий, бромновато-кислый натрий, цианистый натрий и серную кислоту, причем происходит следующая реакция:



Растворение золота в бромцианистом растворе идет по следующей реакции:



КЛАССИФИКАЦИЯ В ПРОЦЕССАХ ОБРАБОТКИ ЗОЛОТЫХ РУД

1. Классификация шламов, идущих с амальгамационных фабрик или непосредственно с измельчающих приборов, перед цианированием производится на стандартных классификаторах Дорра (рис. 32) или на классификаторах Дорра с чашами (рис. 33 и 34), реже на других классификаторах: Акинса, Эсперанца, или путем классификации в конических классификаторах Каьдекотта, Аллена и др. (рис. 13, 35, 36 и 37).

В табл. 41 приводятся результаты классификации на классификаторе Дорра модели С, разделяющем на пески и ила пульпу после измельчения в шаровой мельнице золото-серебряной кварцевой руды на фабрике Юнайтед Истери. Классификатор размерами: 0,9×4,47 м; наклон — 1 : 4. Число оборотов = 34. В сутки проходит 280 т руды. Материал, поступающий в мельницу, после дробилки проходит через грохот с отверстиями в 5 см.

ТАБЛИЦА 41. Классификация кварцевой золото-серебряной руды на классификаторе Дорра „С“ в Юнайтед Истери

Тонн воды %	Начальн. материал		Пески		Ила (слив)	
	610 27,0		330 20,0		380 52,5	
Класс	%	Кумулятивн. %	%	Кумулятивн. %	%	Кумулятивн. %
+ 14	27,0	27,0	55,0	55,0	—	—
+ 20	11,0	38,0	13,0	68,0	1,9	1,9
+ 28	9,0	47,0	9,0	77,0	9,6	11,5
+ 35	7,0	54,0	5,0	82,0	10,3	21,8
+ 48	7,0	61,0	4,0	86,0	9,8	31,6
+ 65	6,5	67,5	2,0	88,0	8,4	40,0
+ 100	5,0	72,5	2,0	90,0	7,2	47,2
+ 150	5,0	77,5	1,5	91,0	6,8	54,0
+ 200	2,5	80,0	1,5	93,0	7,5	61,5
— 200	20,0	—	7,0	—	38,5	—
	100,0	—	100,0	—	100,0	—

ТАБЛИЦА 42. Производительность классификаторов Дорра

Установка классификат. для разделен. при след. крупн. слива		Наклон лентца в дм. на фут.	Число ходов в мин.	%	Тонн в 24 часа на фут. шар. классиф.	
Меш	д.м.				Песка, сошед. с классифик.	Слива
20	0,833	3—3,75	27—30	45—50	200—250	90—100
28	0,589	3—3,5	27—30	40—45	150—250	60—90
48	0,295	2,6—3	20—25	25—30	150—225	50—80
65	0,208	2—3	17—25	20—25	100—200	40—60
100	0,147	1,5—2,5	10—15	15—20	50—100	20—40
200	0,074	1,5—2	10—12	5—10	30—75	10—20

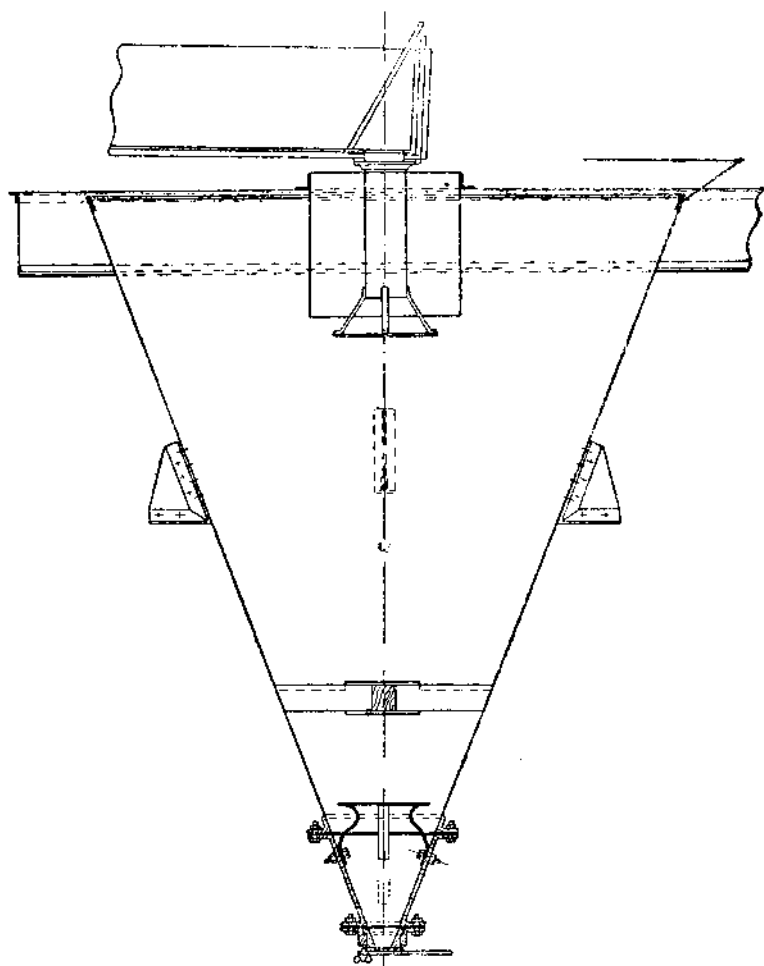


Рис. 35. Классификатор Кальдекотта.

ТАБЛИЦА 42а. Работа классификаторов Дорра на

Показатели	М о с т а			
	United Eastern	Shaftuck Arizona	Miami Copper Co.	Inspiration
Модель и размеры классиф.	<i>S, 3×15—9</i>	<i>CD</i>	<i>DD</i>	<i>DD, 6×27</i>
Уклон в дм. на 1 фут	3	3	5	$2\frac{5}{8}$
Число расходов в минуту	27	27	25	25
Содержание влаги в % в пульпе, поступ. в классиф.	48	—	32,1	25,4
Содержание влаги в % в песке, сход. с классиф.	20	30	23,4	21,9
Содержание влаги в % в сливе с классиф.	53	56	75,1	73,7
Тонн слива в 24 часа	280	200	400	528
" песка "	435	346	862	1 456
Поступающ. матер.	715	546	126,2	1 984
Тонн песка, сходящего с 1 ф. шир. в сутки	193	77	143	242
Результат классиф. в следующей табл. см. №№	1,2,3	4,5,6	7,8,9	10,11,12
Установка классиф. для получения продукта меньшего чем, в мм.	0,833	0,589	0,295	0,295
Характер слива	97,2%—20 меш.	99,0%—28 меш.	92,2%—48 меш.	93,4%—48 меш.

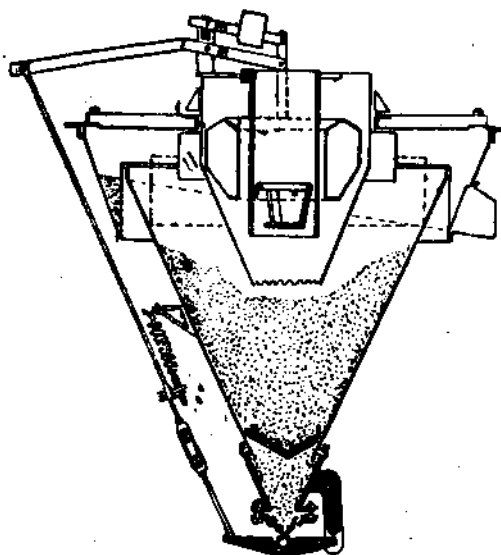


Рис. 36. Конус Аллена (песковый).

Egels C. M. Co.	Afterthought Copper Co.	Miami Copper Co.	Timber Butte	Tonopah Belmont	United Eastern	Nipissing
<i>DD</i> , 6×22—4 27/8 23,4	4—6×16—4 3 28	<i>DD</i> 3 25	<i>CD</i> 2,75 22,5	<i>CD</i> 1,92 10,5	<i>CD</i> 2,25 15	<i>CD</i> — —
63	25,4	33,5	78,3	—	48	—
17	15,6	25,6	31,0	35	20	22,5
70	65,0	70,8	83,9	85	53	90
444	150	340	134	70	90	68
636	560	1 249	270	156	133	83
1 080	710	1 589	401	226	223	151
106	124	208	60	34	30	18,4
13,14,15	16,17,18	19,20,21	22,23,24	25,26,27	28,29,30	31,32,33
0,295 99,3%—48 меш.	0,295 97,5%—48	0,208 96—3%—65 меш.	0,208 99,4%—65 меш.	0,147 99%—100 меш.	0,147 97,4%—100 меш.	0,074 92%—200 меш.

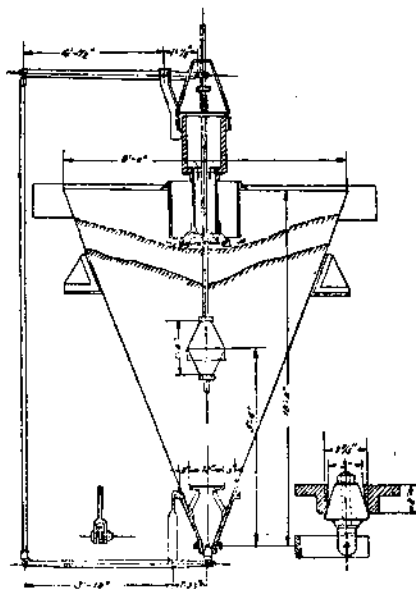


Рис. 37. Классификатор с автоматической регулировкой выпуска (для тонкого песка).

Число мет.	М е с т а у с т а в л е н о в																
	Afterthought			Miami Copper Co.			Timber Butte			Tonopah Belmont			United Eastern			Nipissing	
	№ а м а а а а а а а а а а а а а а а а а а																
	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32
Размер в мм																	
Вход	Песок	Сieve	Вход	Песок	Сieve	Вход	Песок	Сieve	Вход	Песок	Сieve	Вход	Песок	Сieve	Вход	Песок	Сieve
8	—	—	—	0,3	0,3	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
10	6,1	7,6	—	0,9	0,9	—	—	—	—	3,1	5,4	—	—	—	—	6,6	—
14	—	—	—	2,3	2,2	—	—	—	—	—	10,6	—	—	—	—	13,6	—
20	18,5	25,5	—	4,2	4,7	—	—	—	—	9,3	15,9	—	—	—	—	19,4	—
28	30,5	38,5	—	10,0	11,8	—	1,8	4,2	—	12,2	21,8	—	1,1	4,0	—	25,1	—
35	42,5	51,5	—	18,7	23,0	—	4,2	10,2	—	15,7	26,7	—	4,5	9,4	—	30,6	—
48	51,7	62,5	—	34,5	46,0	—	7,4	20,4	—	20,0	33,2	—	9,0	16,4	—	37,0	—
65	60,5	73,0	—	54,9	71,3	3,7	13,8	39,8	0,6	26,5	41,3	—	14,8	24,0	—	41,4	—
100	72,2	86,9	18,2	72,4	86,3	18,4	30,2	70,2	8,6	42,5	61,3	1,0	22,7	34,0	—	46,8	—
150	76,0	91,4	27,6	80,6	93,0	35,8	48,8	85,6	27,8	63,6	85,7	13,5	33,3	54,0	2,6	59,6	0,4
200	80,6	94,0	32,6	84,4	94,9	44,7	62,6	93,2	44,8	73,2	93,5	27,7	80,0	21,7	80,8	67,8	0,8
200	19,4	6,0	67,4	15,6	5,1	65,3	37,4	6,8	55,2	26,8	6,5	72,3	92,0	41,5	84,4	88,7	8,0
—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	8,0	58,5	15,6	11,3	92,0
—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—

ТАБЛИЦА 426. Ситовые анализы продуктов классификации (Для классификаторов Дорра)

Число меш	Размер в мм	М е с т а у с т а н о в к														
		United Eastern			Shattuck Arizona			Miami Copper Co.			Inspiration			Engels C. M. Co.		
		№ а н н ы														
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15		
	Вход	Песок	Слив	Вход	Песок	Слив	Вход	Песок	Слив	Вход	Песок	Слив	Вход	Песок	Слив	
3	—	—	—	—	3,5	—	1,1	—	—	—	—	—	—	—	—	
4	0,8	2,5	—	5,7	7,6	—	2,3	2,1	—	2,2	4,9	—	4,1	8,4	—	
6	3,327	2,0	9,0	—	2,3	—	3,5	3,6	—	—	—	—	6,9	13,6	—	
8	2,362	7,5	19,2	—	17,0	—	5,2	5,7	—	6,0	9,3	—	9,3	18,8	—	
10	1,651	16,5	36,0	—	23,3	—	7,2	8,3	—	—	—	—	12,6	24,6	—	
14	1,168	27,5	51,8	—	20,5	—	9,8	11,6	—	15,0	20,6	—	16,8	30,0	—	
20	0,833	37,5	68,2	2,8	39,5	—	13,1	15,6	—	—	—	—	20,2	35,3	—	
28	0,589	—	—	38,0	51,2	1,0	21,4	26,5	—	30,6	42,7	—	23,6	41,3	—	
35	0,417	—	52,2	21,0	63,7	4,5	32,0	43,0	—	48,0	66,2	0,8	28,4	49,2	—	
48	0,295	63,0	86,3	31,5	75,9	15,4	52,8	75,0	7,8	61,8	82,3	6,6	33,8	56,7	0,7	
65	0,208	68,0	88,5	40,0	82,8	27,0	58,7	80,2	13,7	71,2	90,1	19,6	39,6	64,9	3,0	
100	0,147	73,0	90,4	47,0	87,7	40,2	67,3	87,9	27,5	76,8	93,5	30,2	47,1	75,2	7,8	
150	0,104	77,0	91,6	55,0	89,6	46,2	74,8	91,6	41,6	80,6	95,2	39,8	52,8	82,1	12,6	
200	0,074	81,0	93,3	65,0	94,7	92,2	55,4	78,1	47,7	83,0	96,1	47,0	62,8	89,7	24,7	
—200	0,074	19,0	6,7	35,0	15,3	7,8	44,6	21,9	6,9	17,0	3,9	53,0	37,2	10,3	75,3	

Число мен.	М о с к о в с к а я о б л а с т ь																
	Afterthought			Miami Copper Co.			Timber Butte			Tonopah Belmont			United Eastern			Nipissing	
	М а н а с с и н с к о е																
	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32
Вход	Песок	Слан	Вход	Песок	Слан	Вход	Песок	Слан	Вход	Песок	Слан	Вход	Песок	Слан	Вход	Песок	Слан
8	—	—	—	0,3	0,3	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
10	6,1	7,6	—	0,9	0,9	—	—	—	3,1	5,4	—	—	—	—	—	6,6	—
14	—	—	—	2,3	2,2	—	—	—	—	10,6	—	—	—	—	—	13,6	—
20	18,5	25,5	—	4,2	4,7	—	—	—	9,2	15,9	—	—	—	—	—	19,4	—
28	30,5	38,5	—	10,0	11,8	—	1,8	4,2	—	21,8	—	—	1,1	4,0	—	25,1	—
35	42,5	51,5	—	18,7	23,0	—	4,2	10,2	—	26,7	—	—	4,5	9,4	—	30,6	—
48	51,7	62,5	2,5	34,5	46,0	—	7,4	20,4	—	33,2	—	—	9,0	16,4	—	37,0	—
65	60,5	73,0	6,0	54,9	71,3	3,7	13,8	39,8	0,6	41,3	—	—	14,8	24,0	—	41,4	—
100	72,2	86,9	18,2	72,4	86,3	18,4	30,2	70,2	8,6	61,3	1,0	—	22,7	34,0	—	46,8	—
150	76,0	91,4	27,6	80,6	93,0	35,8	48,8	85,6	27,8	85,7	13,5	—	33,3	54,0	2,6	59,6	0,4
200	80,6	94,0	32,6	84,4	94,9	44,7	62,6	93,2	44,8	93,5	27,7	—	80,0	21,7	80,6	67,8	0,8
—200	19,4	6,0	67,4	15,6	5,1	55,3	37,4	6,8	55,2	6,5	72,3	—	92,0	41,5	84,4	88,7	8,0
—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	8,0	58,5	15,6	11,3	92,0
—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—

Помещенные ниже таблицы иллюстрируют работу чашечных классификаторов разных размеров, установленных на одном из больших пианистых заводов в Колорадо. Эти таблицы дают характеристику результатов, полученных на чашечном классификаторе. Этот ситовой анализ является типичным и может быть применен к любому из чашечных классификаторов.

ТАБЛИЦА 43. Исходный материал чашечного классификатора

Классы (меш)	%	Классы (меш)	%
+ 30	3	+ 100	47
+ 40	11	+ 150	56
+ 60	33	+ 200	63
+ 80	36	— 200	37

Из следующей таблицы видно, что классификатор давал продукт слива, 98,6% которого проходило через сито 350.

ТАБЛИЦА 44. Результаты при разделении 350 меш на чашечном классификаторе.

Тоннаж твердого в сугле		Ж : т в сугле	Ситовые анализы слива в %				
Исходный материал	Слив		+ 200	+ 250	+ 300	+ 350	— 350
260	42	22 : 1	0,30	0,50	0,90	1,40	98,6
275	63	21 : 1	0,21	0,58	1,98	2,78	97,22
275	63	21 : 1	0,38	0,68	2,08	2,78	97,22

Одновременно с классификатора сходилили пески, из состава которых в среднем 2,23% проходило через сито 350.

Следующий ситовой анализ (табл. 45) иллюстрирует работу 2 двойных чашечных классификаторов Дорра 15' в диаметре, работающих в замкнутом цикле с трубной мельницей 20' × 4', на большом пианистом заводе (по извлечению серебра из руд) Ниписсинг Майнинг К° (Nipissing Mining Co.).

ТАБЛИЦА 45. Работа чашечных классификаторов на пианистом заводе в Ниписсинге.

Ж : т в сугле	Исходный материал чашеч. классификат.	Исходный материал трубной мельницы	Продукт трубной мельницы	Слив из классификатора
	12 : 1	1 : 1		
+ 200	5,300	38,50	1,50	0,10
— 200	29,50	54,00	25,70	13,00
Ит	65,20	7,50	72,80	86,90

ТАБЛИЦА 46. Стандартные размеры конусов Аллен
(Allen Cone Co.)

Марки фирмы	Диаметр у сливного края	Высота (от места входа пульпы выпускн. труб)	Вес в англ. фунт.
Песковые конуса			
40-1	3-6"	5-2"	675
40-0	4-6"	6-2"	825
40-2	6-0"	7-9"	1050
40-3	8-0"	9-11"	1600

2. Расчет классификаторов ¹. а) Зумпфовой классификатор. Зумпфовые классификаторы устраиваются на фабриках с незавершенным циклом обработки (амальгамационные). Результаты работы классификатора невысокие, особенно в обычно встречающихся на практике случаях, когда зумпфы (ямы четырехугольного сечения, обшитые деревом) строятся без всякого расчета.

Для улучшения работы классификатора рекомендуется установить 2 перегородки с отверстиями, которые были бы расположены параллельно двум стенкам классификатора (перпендикулярно направлению движения потока). Через отверстия первой пульпа поступает в классификатор, распределяясь в последнем в виде серии параллельных струй. Другая перегородка с отверстиями находится перед сливным порогом (на расстоянии a). Частицы, попавшие в пространство между ней и порогом, поднимаются со скоростью $v = \frac{Q}{a \cdot b}$, где Q и b соответствуют нижеуказанным значениям, и вследствие возрастающей скорости в этом пространстве все неосевшие частицы выносятся из классификатора.

Пусть: H — скорость движения частиц пульпы внутри зумпфа (неклассифицированных пламов) в горизонтальном направлении (горизонтальная слагающая скорости); v — то же в вертикальном направлении (вертикальная слагающая скорости); v_1 — скорость падения частицы в спокойной воде; v_2 — скорость подъема жидкости в зумпфе вследствие его заполнения пульпой; Q — объемное количество жидкости, поступающей в единицу времени; l — длина зумпфа; d — глубина зумпфа; b — ширина зумпфа.

На основании формулы Риттингера и опытов Ричардса:

для частиц крупнее 1,6 мм

$$v_{\text{сис.}} = 92 \sqrt{d(\delta - 1)}; \quad v_{\text{РБС}} = 104 \sqrt{d(\delta - 1)},$$

или в общем виде

$$v_1 = K \sqrt{d(\delta - 1)},$$

где d — диаметр частицы и δ — удельный вес.

¹ A. Taggart. Handbook of ore dressing, 1927.

На основании формулы Ричардса-Стокса для частиц кварца в пределах 0,16 — 0,015 мм, для частиц свинцового блеска в пределах 0,12 — 0,007 мм

$$v_{\text{SiO}_2} = 450d^2(\delta - 1); \quad v_{\text{PbS}} = 640d^2(\delta - 1),$$

или в общем виде

$$v_1 = K_1 d^2 (\delta - 1).$$

Предел для диаметра частиц, которые осадут в классификаторе, находим из следующего основного условия разделения в данном случае классификации:

$$\frac{d}{v} = \frac{l}{H},$$

кроме того находим, что:

$$H = \frac{Q}{b \cdot d},$$

$$v = v_1 - v_2,$$

$$v_2 = \frac{Q}{b \cdot l}.$$

Для случая крупных частиц ($> 1,6$ мм) подставляем

$$v_1 = K \sqrt{d(\delta - 1)},$$

тогда имеем:

$$v = K \sqrt{d(\delta - 1)} - \frac{Q}{b \cdot l},$$

$$\frac{d}{K \sqrt{d(\delta - 1)} - \frac{Q}{b \cdot l}} = \frac{l \cdot b \cdot d}{Q},$$

$$d = \frac{4}{\delta - 1} \left(\frac{Q}{Klb} \right)^2.$$

Горизонтальное сечение зумпфа должно удовлетворять условию:

$$l \cdot b \frac{2Q}{K \sqrt{d(\delta - 1)}} = \frac{2Q}{v_1}.$$

Для случая малых частиц ($< 0,16$ мм)

$$v_1 = K_1 d^2 (\delta - 1),$$

$$v = K_1 d^2 (\delta - 1) - \frac{Q}{l \cdot b},$$

$$d = \sqrt{\frac{2Q}{b \cdot l \cdot K_1 (\delta - 1)}}.$$

Для горизонтального сечения классификатора имеем аналогичное условие:

$$b \cdot l = \frac{2Q}{K_1 d^2 (\delta - 1)} = \frac{2Q}{v_1}.$$

б) Шп и ц к а с т е н (расчет классификатора со сливом с поверхности).

В настоящее время шпипкастены сравнительно редко устанавливаются на золотых предприятиях. Это объясняется значительным распро-

странением конусов и механических классификаторов, занимающих меньшую площадь и стандартизированных производящими их фирмами.

Тем не менее, ввиду простоты конструкции шпичкастенов не исключена возможность установки их, особенно на предприятиях небольшого масштаба.

Шпичкастены представляют ряд соединенных между собою пирамидальных ящиков, в которых оседают определенные классы пульпы, в то время как ила, а иногда и тонкий песок уходят в слив из последнего отделения.

Хотя струи жидкости движутся в отделении шпичкастена в довольно разнообразных (вихревых) направлениях, однако теоретически мы сможем прийти к выводу о существовании некоторой средней скорости для данного отделения шпичкастена, которая определяется как частное от деления объема пульпы на сечение шпичкастена на уровне слива. Это выражается следующей формулой:

$$v = \frac{Q}{S},$$

где v — средняя скорость восходящего вихревого движения в шпичкастене на верхнем уровне его,

Q — объемное количество рудной мути, поступающей в единицу времени в шпичкастен,

S — верхнее сечение его, равное $b \times l$, где b — ширина, а l — длина.

Ясно, что в шпичкастене будут осаждаться частицы мути, для которых v является нижним пределом скорости, и обратно: в слив из него будут уходить частицы, для которых v является верхним пределом скорости падения, и следовательно они будут выноситься из шпичкастена потоком, движущимся с большей скоростью, чем они сами падают.

Для крупных частиц ($> 1,6$ мм) имеем

$$v_1 = K \sqrt{d(\delta - 1)}.$$

Следовательно (в пределе)

$$K \sqrt{d(\delta - 1)} = \frac{Q}{S},$$

$$d = \frac{1}{\delta - 1} \left(\frac{Q}{KS} \right)^2,$$

$$S = \frac{Q}{K \sqrt{d(\delta - 1)}},$$

$$b \cdot l = \frac{Q}{K \sqrt{d(\delta - 1)}}.$$

Для малых частиц ($< 0,16$ мм)

$$V_1 = K d^2 (\delta - 1).$$

Следовательно:

$$K_1 d^2 (\delta - 1) = \frac{Q}{S},$$

$$d = \sqrt{\frac{Q}{S \cdot K_1 (\delta - 1)}},$$

$$S = \frac{Q}{K_1 \cdot d^2 (\delta - 1)},$$

$$b \cdot l = \frac{Q}{K_1 \cdot d^2 (\delta - 1)}.$$

Глубина шпикастена определяется по формуле:

$$h = \frac{B}{2} \operatorname{tg} \alpha,$$

где B — наибольший поперечный размер шпикастена (b или D),
 α — угол наклона стенки к горизонтальной плоскости и берется
 в пределах $55 - 60^\circ$.

Таким образом

$$\left(h = \frac{B}{2} \operatorname{tg} 58^\circ = \frac{B}{2} \cdot 1,6 = 0,8B \right),$$

$$h = 0,8B.$$

Как пример пропорционирования ширины и длины отдельных ящиков, можно привести шпикастен Риттингера, производящий классификацию в пределах — 60 п — 250 (при $Q = 0,6 \text{ м}^3/\text{мин}$) и состоящий из 4 отделений, размеры которых ($l \times b$) следующие (в метрах): I — $1,83 \times 0,61$; II — $2,745 \times 1,22$; III — $3,66 \times 2,44$; IV — $4,57 \times 4,88$.

При этом наклон подводящего желоба равен 0,02 и для отделений: 0,01, 0,005 и 0,0025.

Выгрузка из шпикастенов обычно производится через изогнутую трубку, присоединенную внизу к вершине пирамиды.

в) Регулировка классификатора Дорра и элементы математической теории его. До настоящего времени мы не имеем метода расчета механического классификатора (Дорра, Акинса, дражного).

В том случае, если в процессе регулировки классификатора не изменяется сколько-нибудь значительно отношение $ж : т$, то можно (согласно вышесказанного о принципах расчета классификатора) дать следующую, предлагаемую нами, формулу, определяющую характер слива (размер выносимых частиц) классификатора:

$$v = K \frac{V \cdot \operatorname{tg} \alpha}{b \cdot h},$$

где: v — скорость падения в жидкой среде (свободного или стесненного) наиболее крупных частиц, уходящих в слив; теоретически данная величина (v) может быть определена (для кварца) на основании размера частиц, согласно одной из следующих формул: $v = 92 \sqrt{d(\delta - 1)}$ для частиц 1,6 мм и $v = 450 d^2 (\delta - 1)$ — для частиц меньших чем 0,16 мм, где d — диаметр частиц и δ — удельный вес их. V — объем пульпы и воды (при соблюдении вышеуказанного условия — неизменности отношения $ж : т$), поступающих в классификатор в единицу времени; α — угол наклона классификатора; b — ширина классификатора; h — высота порога, через который происходит слив; K — эмпирический коэффициент, который должен быть найден для классификатора данной конструкции при определенной установке гребков (и скорости их движения) и желоба, через который происходит поступление пульпы в классификатор.

Положение желоба, с которого пульпа вливается в классификатор, определяет площадь поперечного сечения сливного потока, а поэтому — и скорость его (см. расчет классификаторов, п. б), если остальные условия остаются постоянными. Положение данного желоба не может никоим образом влиять на размер частиц, находящихся во взвешенном состоянии

при помешивании граблями, но передвигая его ближе к разгрузочному концу (к порогу), можно удалить в слив частицы, которые иначе остались бы в классификаторе, пока они не были бы вынесены увеличившимся объемом пульпы, или в результате повышения плотности последней.

В механическом классификаторе изменение объема поступающей пульпы пропорционально изменяет скорость подъема слива. Если при этом удельный вес пульпы не изменяется, то, как можно видеть из вышеприводимой формулы, увеличение объема поступающих в классификатор пульпы и воды дает более крупные частицы, уходящие в слив, и наоборот. Если увеличение объема пульпы достигается увеличением питания водой без соответствующего увеличения количества твердой части пульпы, то способность пульпы выносить крупные частицы вследствие разжижения понижается.

Поэтому, если представить количество крупных частиц, попадающих в слив, как функцию плотности пульпы, то мы получим кривую, имеющую некоторый минимум. По одну сторону от этой точки кривая поднимается вверх в результате перехода к условиям стесненного падения и значительного повышения удельного веса пульпы. По другую сторону кривая поднимается вверх вследствие снижения плотности пульпы до такой степени, что изменение плотности заметно не отзывается на скорости падения частиц руды, но объем жидкости в единицу времени настолько возрастает, что она выносит большее количество крупных частиц вследствие возрастающей скорости потока.

При удалении в слив крупных частиц пульпы колебание объема ее (при густой пульпе) в пределах 10% мало отражается на изменении характера слива.

Разбавление или плотность пульпы в классификаторе определяет ее удельный вес и вязкость; она является наиболее существенным фактором, определяющим работу классификатора и поддающимся непосредственному регулированию во время ведения процесса. На основании законов турбулентного сопротивления жидкости падающим частицам мы имеем следующую формулу скорости падения:

$$v = K \sqrt{d \frac{\delta - \rho}{\mu}}.$$

или

$$v = K \sqrt{d \left(\frac{\delta}{\rho} - 1 \right)}.$$

Отсюда легко видеть, что увеличение ρ является причиной понижения скорости падения частиц и следовательно перехода в слив более крупных частиц.

В случае вязкого сопротивления величина вязкости среды ее, в которой происходит падение частиц, входит также в знаменатель выражения скорости падения

$$v = K_1 d^2 \frac{\delta - \rho}{\mu}$$

и следовательно также уменьшает скорость падения частиц, способствуя переходу в слив более крупных частиц.

В случае обычных руд при осаждении 15% твердого в пульпе и меньше колебания содержания твердого в пульпе не влияют заметно на удельный вес и вязкость пульпы. Поэтому при таких пульпах разбавление, происхо-

дящее в результате поступления в классификатор большого количества воды или раствора, приводит к переходу в слив более крупных частиц, и объем жидкости является единственным фактором регулировки. При более густой пульпе, кроме изменения объема жидкости, начинает сказываться влияние удельного веса и вязкости, и характер слива представляет результирующую трех указанных факторов, определяющих работу классификатора.

Наклон дна классификатора вместе с высотой сливного порога определяет площадь той части классификатора, в которой происходит отстаивание пульпы, а следовательно этим самым определяется скорость восходящего потока пульпы. Кроме того, объем этой части классификатора, заполненной жидкостью, определяет интенсивность перемешивания, производимого движением гребков, и, в известной части,—вязкость пульпы в нижней части классификатора.

При крутом наклоне дна отношение скорости передвижения частиц руды вниз к скорости передвижения вверх в течение полного периода движения граблей будет больше, чем при малом угле наклона. Таким путем больший угол наклона будет и в этом отношении способствовать образованию слива, содержащего более крупные частицы, которые не смогут уйти с крупной песковой частью продуктов классификации.

В обычной практике приняты следующие наклоны днища классификатора: 1) для разделения — 200 меш — $1\frac{1}{8}$; 2) для разделения — 48 меш — $1\frac{1}{4}$; 3) для разделения — 28 меш — еще более крутой наклон.

При отделении небольшого количества ила от большого количества песка рекомендуется установить меньший наклон дна, чем обычно, при условии большей скорости движения гребков и более высокой степени разбавления пульпы.

Обычная высота сливного порога классификатора Дорра составляет 52,5 — 60 см. Более высокий порог дает меньшее количество песка в сливе и переводит часть мелких частиц в песковый продукт. При рудах с высоким удельным весом для тех же условий классификации порог должен быть взят ниже, чем в случае кварцевых руд.

ОБОГАЩЕНИЕ В РЯДЕ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ОПЕРАЦИЙ, ПРЕДШЕСТВУЮЩИХ ЦИАНИРОВАНИЮ

Обогащение в ряде подготовительных операций, предшествующих цианированию, имеет существенное значение для извлечения золота и серебра. Выделенные из пульпы колчеданы подвергают специальной гидрометаллургической или пирометаллургической обработке. Выделение концентрата производят при обработке упорных (сульфидных и теллуристых) руд, а также руд, содержащих быстро разлагающиеся колчеданы, значительно повышающих расход цианистого калия. Концентрация производится на песковых или иловых столах Вильфлея, Дейстера или других конструкций. В последнее время к золотым рудам начал применяться метод флотационного обогащения (с сопутствующими цианированием и амальгамацией или без них), при котором можно выделить колчеданы и некоторые другие минералы, а также флотировать (хотя бы отчасти) металлическое золото. Применение флотации на некоторых предприятиях оказалось экономически выгодным ¹.

¹ Подробнее о флотации золотых руд см. ниже.

Применение концентрационных столов в обработке золотых руд. Столы Вильфлея на предприятиях, обрабатывающих золотые руды, известны по ряду конструкций.

Ниже мы приводим примеры из практики обогащения на столах золотых руд.

Широко распространенные на рудниках столы Вильфлея ранее были известны главным образом по их конструкции, патентованной в 1906 г. и известной как стол Вильфлея № 5. Эта конструкция описывается у большего числа авторов. Стол Вильфлея № 6¹ уже резко отличался от предыдущего по своей конструкции, а описываемый стол Вильфлея — Вильямса по счету № 12, образца 1922 г., так же как и очень близко к нему стоящий № 12 образца 1921 г., представляет дальнейшую значительную эволюцию данного типа стола. Ниже приводятся некоторые данные, полученные в результате применения этой конструкции на практике (Аскольдский золотой рудник, 1926 г.).

1) Механизм, приводящий в движение стол (Head Motion), заключен в чугунную коробку с откидывающейся крышкой и работает в масляной ванне. Его конструкция, по принципу совпадающая с конструкцией движущего механизма дробилки Блэка, находится выше эксцентрикового вала, т. е. обратна по расположению прежней конструкции столов Вильфлея.

2) Коробка пружины находится на уровне стола и коробки механизма, составляя продолжение последней и соединяясь с ней болтами.

3) 2 основные грубые установки шага, т. е. размера сострясения стола, даются изменением эксцентриситета. Точная установка шага достигается ручным колесом (штурвалом).

Следующая таблица характеризует соотношение между этими установками и числом сотрясений в минуту, рекомендуемое конструкторами:

Clutch L	{	$1\frac{1}{2}$ дюймовый шаг	...	220 оборотов в мин.
		$1\frac{3}{4}$	...	240
		1	...	270
Clutch S	{	$\frac{3}{4}$	...	300
		$\frac{1}{2}$	...	330
		$\frac{1}{4}$	...	400

4) Ведущий механизм и подставка стола опираются не на деревянную колоду, а на 2 чугунных продольных швеллера, лежащих на 3 поперечных деревянных брусках.

5) Наклоняющий механизм и определение угла наклона значительно улучшены (наклон до 7°).

6) Упругость пружины поддается регулировке.

7) Для распределения воды по поверхности стола у желобов имеется целый ряд игольчатых клапанов (Multiple Needle-Valve control of wash water).

8) Стол работает без элеватора, передававшего в старых конструкциях столов средний продукт для вторичной концентрации. Элеватор не применяется у этих столов, начиная с № 6. Некоторые установки этих столов практикуют передачу среднего продукта с нескольких столов на один для вторичной концентрации². В других случаях убогий концен-

¹ R. Richards and Ch. Lock. A textbook of ore dressing, 1925, стр. 208.

² См. ниже описание работы столов Вильфлея на зол. фабр. Аляска-Джюно, стр. 167.

трат подвергается последующей пересчетке. Надо думать, что для небольших фабрик, где устанавливают 1 — 2 стола, это обстоятельство является затруднением, так как по наблюдениям автора, промывка на лотке среднего продукта дает довольно значительное количество снесенного концентрата (и немзванной ртуты) в случае предшествующем амальгамации.

9) Улучшения в механической конструкции концентратора обуславливают большую долговечность данного механизма и меньший расход энергии на приведение его в движение.

10) Стол имеет добавочный жолоб, питающий водой концентратный конец стола, для разделения сходящих продуктов.

11) Для неклассифицированной пульпы с толчеи наилучшими условиями для работы стола являлись: при 240 — 250 сотрясениях в мин. установка эксцентрика в положение «Clutch S», при шаге равном $\frac{3}{4}$ ". Работа велась с неклассифицированной предварительно пульпой. Впоследствии был установлен небольшой конус для предварительного выделения самого крупного песка, сходящего со шлюзов толчеиногo става. Рудный веер, образующийся на данном столе, дает возможность выделить кроме концентрата и среднего продукта также пески и ила продукты; таким образом для небольших установок можно пользоваться столом, как классификатором для последующего цианистого процесса.

Ввиду последнего обстоятельства нельзя не отметить, что стол довольно хорошо выделяет ила, нацело проходящие через сито в 200 меш. Этот продукт сходит со стола на участке за концом барьера на протяжении несколько менее 1 м (в зависимости от условий работы).

ТАБЛИЦА 47. Работа иловых столов Дейстера № 3 по обогащению золотой руды (пирита) на фабрике Goldfield Consolidated Mining Co.

День наблюдения	1	2	3	4	5	6	7
Тонн твердой части пульпы в 24 часа	4,9	4,7	7,2	9,5	8,3	8,8	8,2
Влажность в начальном материале %	83	75	78	79	83	81	81
Содержание золота в нач. материале в унц. на тонну	1,06	0,895	1,025	1,09	0,90	1,30	1,06
Содержание золота в концентрате в унц. на тонну	17,02	12,52	16,53	27,00	19,27	22,80	19,90
Содержание золота в хвостах в унц. на тонну	0,80	0,52	0,565	0,66	0,555	0,755	0,66
Извлечение золота в %	45,0	41,8	46,5	40,3	39,4	43,4	39,0
Расход воды в литрах в мин.	1,1	1,4	1,7	1,2	1,3	1,3	1,2
Число оборотов в минуту	290	290	290	290	290	290	290
Длина хода в м	11,11	12,7	12,7	12,7	12,7	12,7	12,7
Продольный наклон в дюймах на всю длину палубы	2,5	3	3	3	3,5	4	2,5

Произведенные подсчеты для упомянутого случая дали до 2,5% концентрата, выделенного столом. Припимая для проходившей протолчку руды за среднее содержание оруденелости ($2\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$ и FeS_2 по преимуществу) 4 — 13%, нужно считать, что в этих условиях работы извлекается 50 — 63%. Остальные 50 — 37% остаются в хвостах. Для возможного использования среднего продукта была установлена подача его для вторичной концентрации. Извлечение золота на столе составляло для рассматриваемого случая 13% по отношению к содержанию золота в шламах, сходящих с толчей, и 6% по отношению к содержанию золота в руде, поступающей на фабрику.

Для обогащения тонко измельченной фракции руды (ила и тонкий песок) применяют столы специальной конструкции. Весьма широкое применение для этой цели имеет иловый стол Дейстера № 3. На некоторых предприятиях устанавливают последние модели иловых (шламовых) столов Вильфлея. В прилагаемой выше таблице 47 приводятся данные по обогащению золотой колчеданистой руды на иловом столе Дейстера № 3.

ЦИАНИРОВАНИЕ В ПРОЦЕССЕ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ.

Мелкое дробление золотых руд в настоящее время производят на ряде заводов в специальных шаровых мельницах, заменивших толчей (рис. 38), а затем — в процессе тонкого измельчения — в трубных мельницах¹. Измельчение нередко ведется в цианистом растворе, и в нем же происходят все дальнейшие операции (в частности классификация,

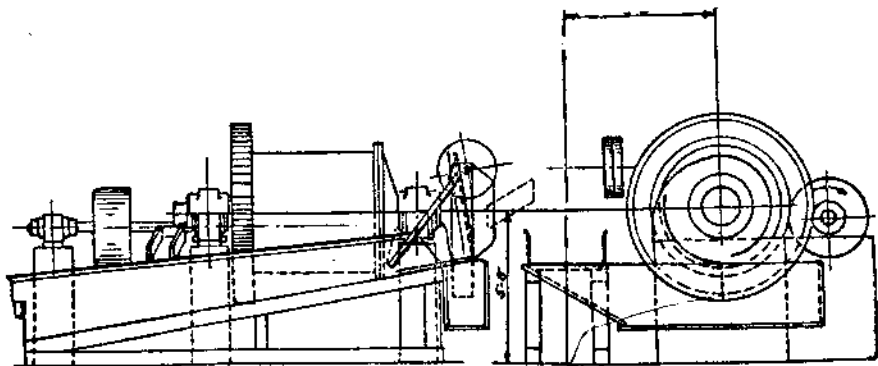


Рис. 38. Шаровая мельница с классификатором Дорра.

концентрация и сгущение). Чем больше золота будет растворено в начале процесса, тем проще задача агитации и фильтрации. В случае обработки колчеданов цианированием вместе со всей остальной рудой стремятся достигнуть большей степени классификации в цикле измельчения. В результате достигают накопления сульфидных частиц и в цикле измельчения и значительного увеличения количества золота, растворенного в течение этого процесса.

ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЗОЛОТА ПЕРКОЛЯЦИЕЙ (ЭФЕЛЬНЫЙ ПРОЦЕСС).

Обработке перколяцией подвергают материал, для которого скорость перколяции не менее 1,8 см в час. Материал, уровень раствора над которым понижается медленнее, на практике считают невыгодным

¹ См. выше «Механическая обработка руды в процессах извлечения».

Деревянный чан для перколяции и конструкция днища.

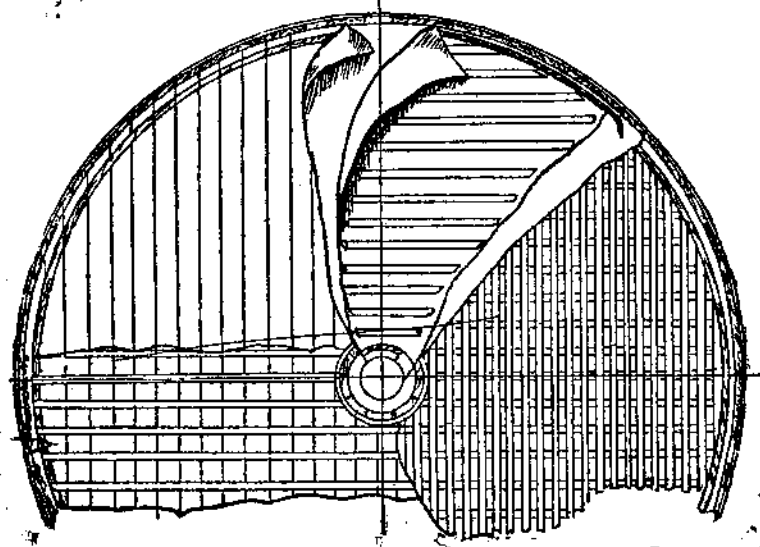
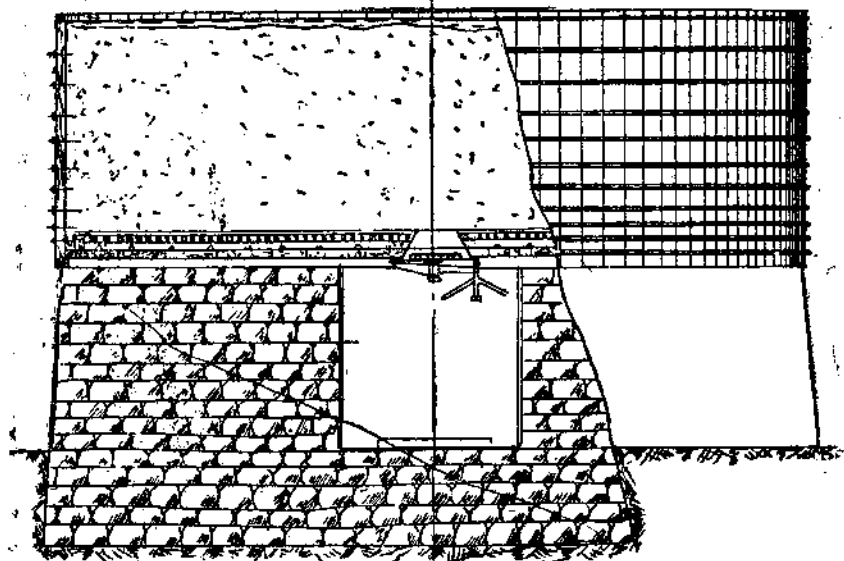


Рис. 39. Деревянный чан для перколяции и конструкция днища.

обрабатывать перколяцией. В некоторых случаях для ускорения перколяции и улучшения аэрации применяют отсасывание путем присоединения вакуума. Скорость перколяции, равную 2,7 см в час, считают удовлетворительной, в 7,5 см в час—хорошей. На скорость перколяции имеет большое влияние содержание глинистого и вообще коллоидного материала. Кристаллический материал даже очень мелкий фильтрует хорошо. При увеличении содержания илов в плохих классифицированных песках происходит замедление фильтрации, увеличение времени, необходимого для окончания операции перколяции, увеличивается количество влаги, задерживаемой эфелем, и понижается процент извлечения золота из цианируемого материала. Перколяция производится в деревянных или железных чанах с ложным (фильтрующим) дном (рис. 39, 40 и 41).

1. Размеры чанов.

Вместимость чанов находится обычно в пределах от 84 до 160 т, достигая (на Рэнде) 400—800 т. Чаны делаются цилиндрической формы с высотой не более половины диаметра основания.

Деревянные чаны собираются из хорошо пригнанных встык бочарных плах, которые при сборке околачивают с боков для уплотнения молотками. Днище их собирается из досок, соединенных в паз. Доски днища вставляются в кольцевой паз боковых стенок. Для скрепления употребляют обручи из круглого железа.

2. Расчет чанов. Число чанов определяется по формуле:

$$N = (n + n_1) \cdot \frac{T}{t},$$

где N —число чанов, T —суточная производительность перколяционного завода или перколяционного сектора в т, t —вместимость одного чана в т, n —число суток операции, n_1 —время нагрузки (1 сутки) и выгрузки (1 сутки).

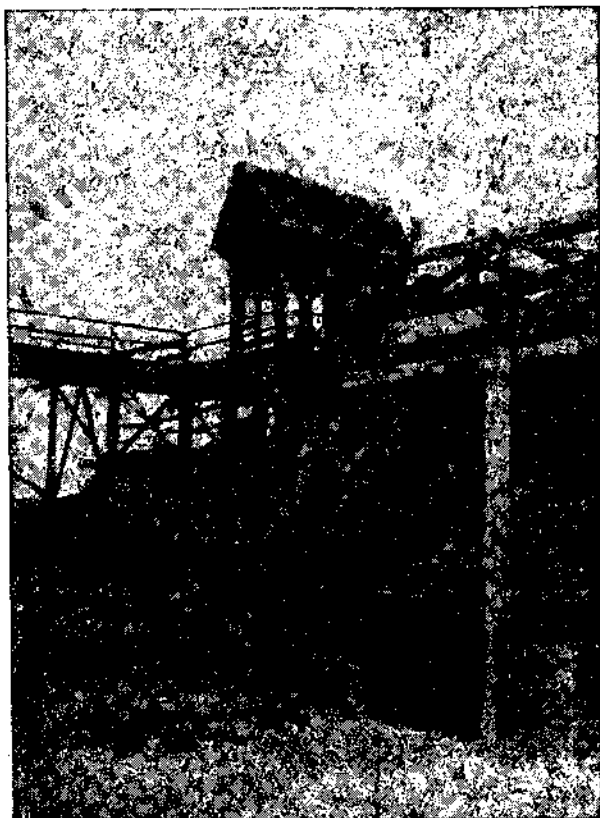


Рис. 40. Летний перколяционный чан на Березовском заводе.

Продолжительность полной обработки одной нагрузки находится в пределах от 4 до 10 суток.

Объем чанов находится по формуле:

$$V = \frac{t}{p},$$

где V — объем чана в м^3 , t — вместимость чана в t нагрузки, p — объемный вес эфеля.

Диаметр и высота находятся по формуле:

$$D = \sqrt{\frac{4 \cdot V}{\pi H}}, \quad H \geq \frac{D}{2},$$

причем H зависит от скорости перколяции данных песков. Высота чана, равная половине диаметра, соответствует наиболее выгодному использованию материала. От этого соотношения довольно значительно отступают для больших чанов и для трудно поддающихся перколяции эфелей.

3. Размеры досок выбирают по глубине чана.

4. Расчет поперечного сечения обручей и толщина стенок (для железного чана обычно производят расчет стенок). В расчете принимают, что мокрый песок (так же как пульпа в случае расчета чанов для цианирования в иловом процессе) представляет жидкость. Принимая (для простоты), что песок имеет 50% пустот¹, удельный вес смеси может быть выражен формулой:

$$p = 0,5 (d + 1),$$

где d — удельный вес сухого песка.

Принимаем следующие обозначения:

D — диаметр чана в м ; H — глубина от верха до обруча в м ;

p — удельный вес пульпы (для мокрого песка $p = 0,5 (d + 1)$);

t — толщина (в см) стенок чана (железного) при глубине H ;

W — ширина кольца (в см), удерживаемого обручем (в деревянном чане) при глубине H ; Q — толщина днища.

Тогда разрывающее напряжение², отнесенное к 1 см^2 поперечного сечения железных стенок,

$$\sigma = 5 \frac{D \cdot H \cdot p}{t} \text{ кг/см}^2.$$

¹ Следует отметить, что пористость эфеля колеблется, достигая 0,65.

² Коэффициент пропорциональности (5) в приводимых ниже формулах соответствует тем размерностям, которые указаны выше для отдельных величин, подставляемых в формулу. Для однородной размерности входящих в формулу величин на основании расчета тонкостенных сосудов имеем следующую формулу:

$$\sigma = 0,5 \frac{D \cdot H \cdot p}{t} \text{ кг/см}^2$$

Железный чан с пневматическим устройством.

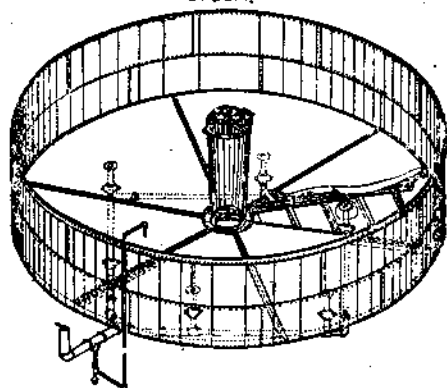


Рис. 41. Железный чан с пневматическим устройством.

Разрывающее усилие, отнесенное к поперечному сечению обруча,

$$R = 5W \cdot D \cdot H \cdot p \text{ кг.}$$

Разрывающее напряжение, отнесенное к 1 см², будет

$$\sigma = \frac{5W \cdot D \cdot H \cdot p}{S} \text{ кг/см}^2,$$

где S — площадь сечения обруча.

Пример. Стенка железного чана:

D чана = 15 м, толщина металла 0,64 см на глубине 3 м, при наполнении мокрым песком удельного веса 2,8 ($p = 1,9$).

Разрывающее напряжение

$$\sigma = 5 \cdot 3 \cdot 15 \cdot \frac{1,9}{0,64} = 668 \text{ кг/см}^2.$$

По конструктивным соображениям для чанов малых размеров толщину стенок берут не менее 0,5 см.

Расчет толщины стенок днища не производится, так как давление передается на фундаментные балки, на которых устанавливаются чаны.

5. Для небольших железных чанов толщина стенок в зависимости от диаметра приводится в табл. 48.

ТАБЛИЦА 48. Толщина стенок железных перколяционных чанов небольшого размера

D в м	Нижнее кольцо см	Верхнее кольцо см	Днище см
3,7 — 7,6	0,5	—	0,5
7,6 — 9,1	0,6	0,5	0,6
9,1 — 10,7	0,6	0,6	0,6
10,7 — 12,9	0,6	0,6	0,8

Для больших D принимают $t = a$.

6. При расчете деревянных чанов находят прочные размеры обручей, предполагая, что им передается все давление нагрузки.

Разрывающее усилие, отнесенное к поперечному сечению обруча,

$$R = 5 \cdot W \cdot D \cdot H \cdot p \text{ кг.}$$

Обручи изготавливаются из круглого или (реже) полосового железа.

При расчете обычно принимают 5-кратный запас прочности. Приводим таблицу разрывающих усилий для различных обручей.

ТАБЛИЦА 49. Допустимые разрывающие усилия для железных обручей разных размеров

Диаметр обруча (круглого)	$R_{\text{доп}}$ (кгм).
3/4"	3 405
7/8"	4 726
1"	6 205
1 1/8"	7 806
1 3/4"	11 133

Пример. Обруч деревянного чана:

$$D = 15 \text{ м}, H = 3 \text{ м}, p = 1,9, W = 15 \text{ см.}$$

Разрывающее усилие

$$R = 5 \cdot 15 \cdot 3 \cdot 15 \cdot 1,9 = 6412,5 \text{ кг.}$$

Принимая σ доп. = 900 кг/см², получаем сечение обруча

$$S = \frac{6412,5 \text{ кг}}{900 \text{ кг/см}^2} \cong 7,13 \text{ см}^2.$$

Диаметр обруча

$$d = \sqrt{\frac{4 \cdot S}{\pi}} = \sqrt{\frac{7,13 \cdot 4}{3,14}} \cong 3 \text{ см.}$$

По вышеприведенной таблице сечение получится несколько больше, так как в ней для подсчета R доп. значение σ доп. принято меньшее. Вообще в зависимости от качества материала σ доп. берется в пределах от 750 до 1000 кг/см². При расчете следует принять во внимание ослабление сечения в результате нарезки концов обруча.

7. Расположение обручей производят так, чтобы каждый обруч выдерживал одинаковое разрывающее усилие. Решение задачи производится графически делением треугольника, который получится из графического построения разрывающих усилий (на каждый м глубины), на n (число обручей) равновеликих площадей и определением их центров тяжести. Проекция этих центров на высоту треугольника определяют положение обручей (рис. 42).

8. Графическое решение задачи размещения обручей сводится к следующему. На отрезке прямой, представляющей в масштабе высоту чана, строят, как на диаметре, половину окружности. Затем, разделив отрезок прямой на число частей, равное удвоенному числу обручей, проводят параллельные прямые, перпендикулярные стенке чана до пересечения с окружностью. Затем находят точки пересечения стенки чана с окружностями, описанными из вершины стенки (точка А) радиусами, равными длинам хорд, начало которых совпадает с вершиной стенки, а конец — с нечетными точками пересечения параллельных прямых с окружностью. Найденные точки и будут представлять геометрические места обручей при условии, что нагрузки над обручем и ниже его, удерживаемые данным обручем, — равны (последнее обстоятельство удобно для практических целей).

Для изображения усилий, действующих на обручи (или на стенку железного чана), строят треугольник, высота которого равна высоте чана, а основание — полусумме разрывающих усилий, действующих на все обручи (или полусумме усилий, разрывающих стенку чана). Площади частей треугольника, которые представляют разрывающие усилия, отнесенные к сечениям отдельных обручей, определяются, если

Для изображения усилий, действующих на обручи (или на стенку железного чана), строят треугольник, высота которого равна высоте чана, а основание — полусумме разрывающих усилий, действующих на все обручи (или полусумме усилий, разрывающих стенку чана).

Площади частей треугольника, которые представляют разрывающие усилия, отнесенные к сечениям отдельных обручей, определяются, если

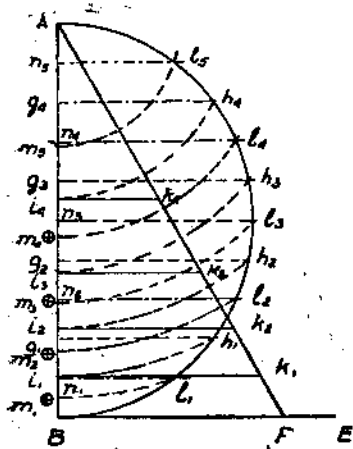


Рис. 42. Графический метод определения мест железных обручей для перколяционного чана.

провести параллельные прямые через точки пересечения стенки чана с дугами, проведенными через четные точки деления окружности.

9. Расположение обручей в верхней части чана определяется вспомогательным построением. Ввиду значительного участка стенки чана, приходящегося на первый (верхний) обруч, последний заменяют 2 обручами меньшего сечения, места которых находят, прорисовывая для отрезка A_1 то же геометрическое построение, которое было выполнено для всей стенки чана. Наверху чан стягивают еще одним обручем (m_8), который может быть взят меньшего сечения, но во избежание увеличения числа сортов обручей его берут того же сечения, как и 2 ниже расположенные. Число обручей (n) или сечение (S) их определяется, исходя из следующей зависимости

$$n = \frac{\sum_1^n S}{S},$$

где сумма площадей сечений всех обручей находится по формуле:

$$\sum_1^n S = \frac{\sum_0^n R}{c_{\text{доп}}},$$

следовательно (из треугольника усилий)

$$\frac{\frac{1}{2} H \cdot \frac{P}{2}}{S \cdot c_{\text{доп}}} = n;$$

где P максимальная разрывающая сила, подсчитанная для нижнего уровня чана.

Площадь сечения обруча S выбирают по сортаменту круглого или полосового железа в зависимости от числа обручей n .

10. Ложное днище деревянного чана предназначается для того, чтобы на нем монтировать фильтр, на который насыпают нагрузку эфеля (рис. 43). Для этого на дно чана кладут параллельные брусья сечением 10×10 см на расстоянии 1 м один от другого; на первый ряд брусьев накладывают второй на расстоянии 15 см. Сверху настилают круг из холста (или другой материи), диаметр которого больше диаметра чана, и на него помещают кокосовые маты или циновки. Последние пришивают гвоздями, которыми приколачивают сверху деревянные планки.

Уплотнения по краям достигают тем, что зажимают края холста между стенками чана и деревянным кольцом, которое собирают из отдельных секторов.

В другом случае фильтр монтируется на ложном днище, представляющем деревянную решетку из 4 секторов. В этом случае уплотнение по краям достигается при помощи шнура, забиваемого в кольцевой прозор.

Сверху фильтра помещают защитную деревянную решетку.

11. Сухая загрузка на эфельных заводах производится сверху, с помоста, из вагонеток или из таратаек. Кроме того на заводах с законченным циклом обработки загрузка производится: 1) с конвейерных лент (рис. 44) 2) гидравлическим путем посредством распределителя Бэттерса и Мейна (рис. 45) 3) гидравлическим путем с введением треугольных сливных жолобов.

12. Выгрузка производится вручную или смыванием водой через отверстия (2 — 7) в днище, закрываемые крышками. Кроме того применяется выгрузка экскаваторами Блейсделля (рис. 46) и загрузка помощью таратора Блейсделля (рис. 47).

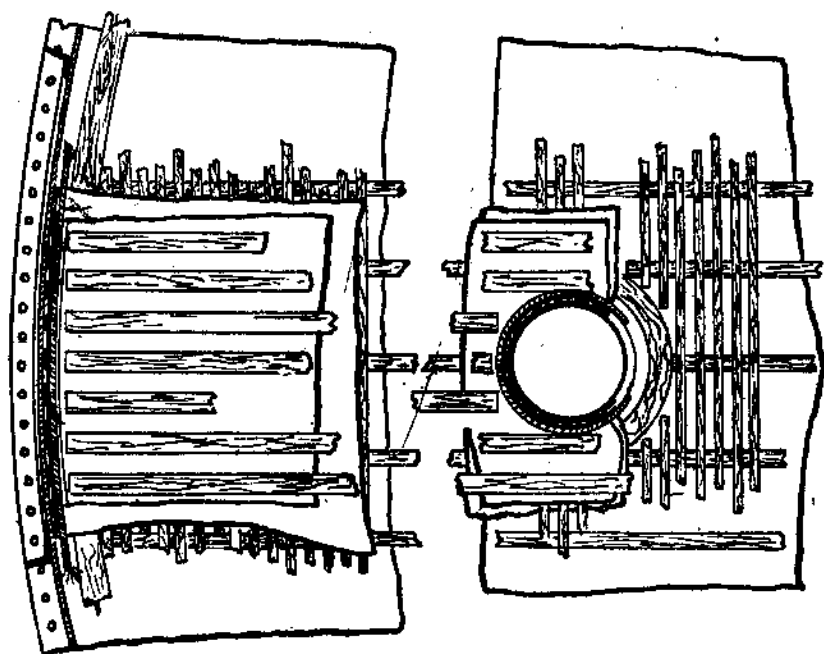
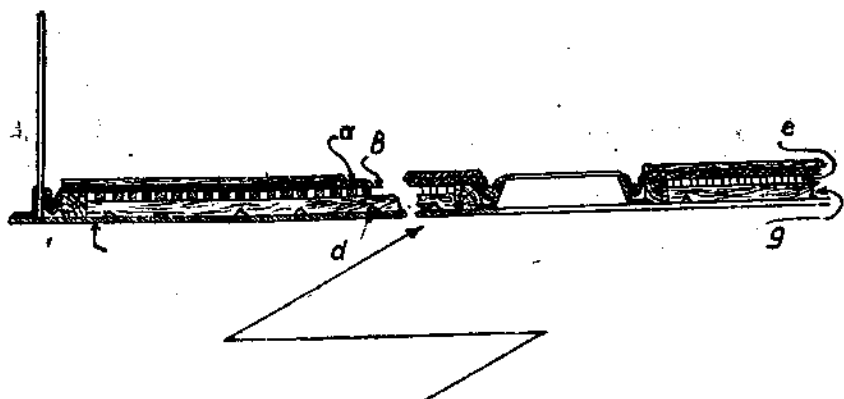


Рис. 43. Детали дна железного перколяционного чана.

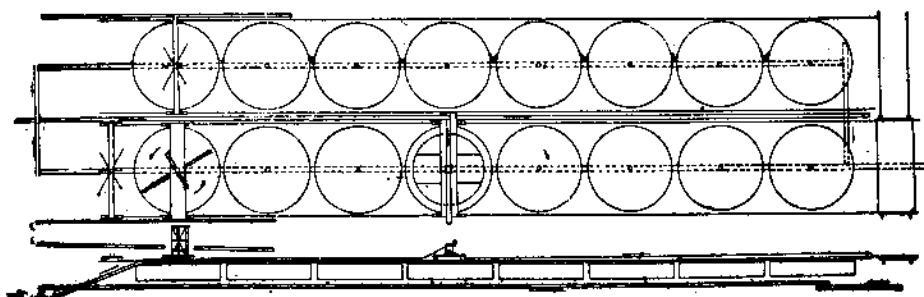


Рис. 44. Механизированная загрузка и выгрузка перколяционных чанов.

Гидравлическая выгрузка является дешевым и удобным методом выгрузки хвостов в отвал. Необходимыми условиями для нее являются достаточное количество воды и удобный рельеф местности. В случае неблагоприятного (плоского) рельефа местности может применяться перекачивание песков после цинирования насосами (для подъема их) и смывание по желобам или трубам. В этом случае выгрузка эфелей через классификатор (для обезвоживания) дает удобный способ образования барьеров иловых прудков (мексиканские пруды). Выгрузка вручную в вагонетках даже на больших (300 т) перколяционных установках достигает 30 коп. на 1 т (1931 г.) (рис. 48 и 49).

13. Заливка растворов производится непрерывная или периодическая. Периодическую заливку предпочитают, так как при ней во время дренирования песка дается к нему доступ кислорода воздуха, чем достигают лучшей аэрации.

В первом случае закачивают раствор так, чтобы загруженный материал был все время пропитан цинистым раствором. Во втором случае, пропитав нагрузку раствором, выпускают его; материал дренируется в течение нескольких часов, после чего производят заливку следующей порции раствора. Второй метод почти всегда дает более удовлетворительные результаты ввиду того, что за исключением

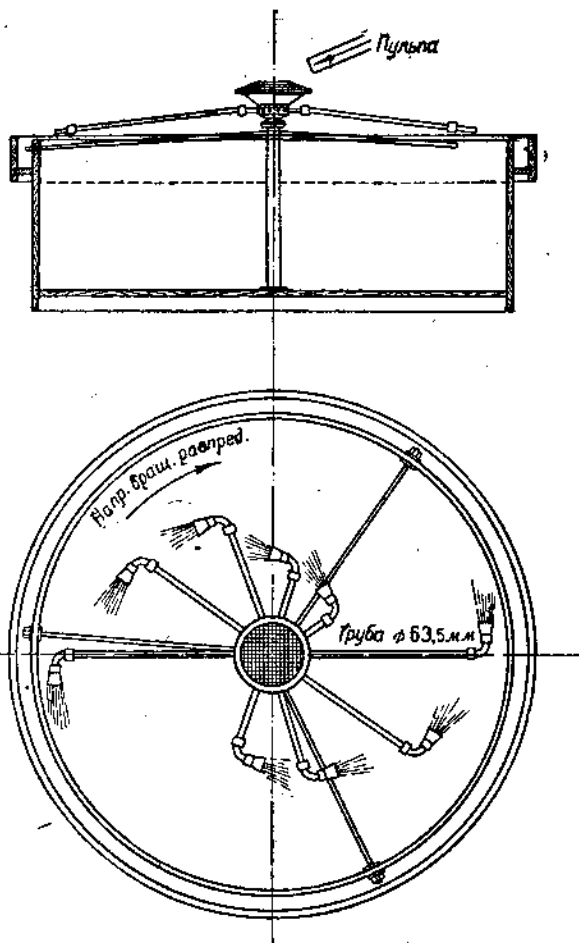


Рис. 45. Распределитель Баттерса и Мейна.

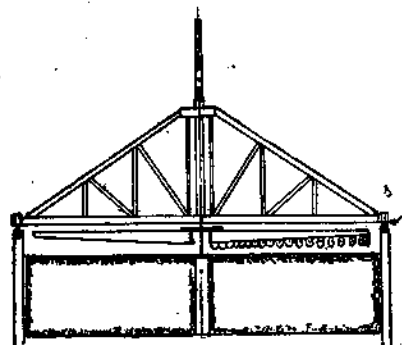


Рис. 46. Экскаватор Блэйсделла.

планирования в высокой степени окисленных золотых руд содержание кислорода в растворе оказывается всегда недостаточным, и поэтому требуется дополнительная аэрация нагрузки во время дренирования эфеля.

Заливка растворов производится в следующей последовательности: крепкие, средние и наконец слабые растворы и промывная вода. Иногда одну из этих категорий растворов выпускают (средние или слабые

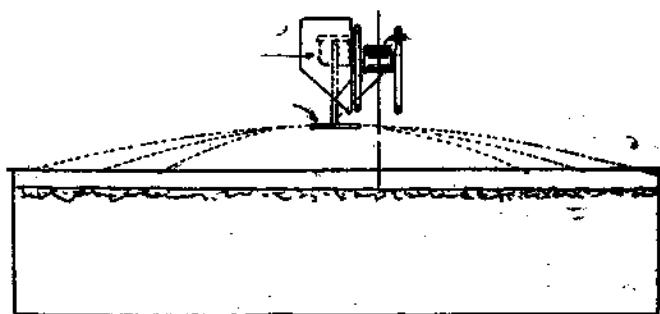


Рис. 47. Аэратор Блэйсделля.

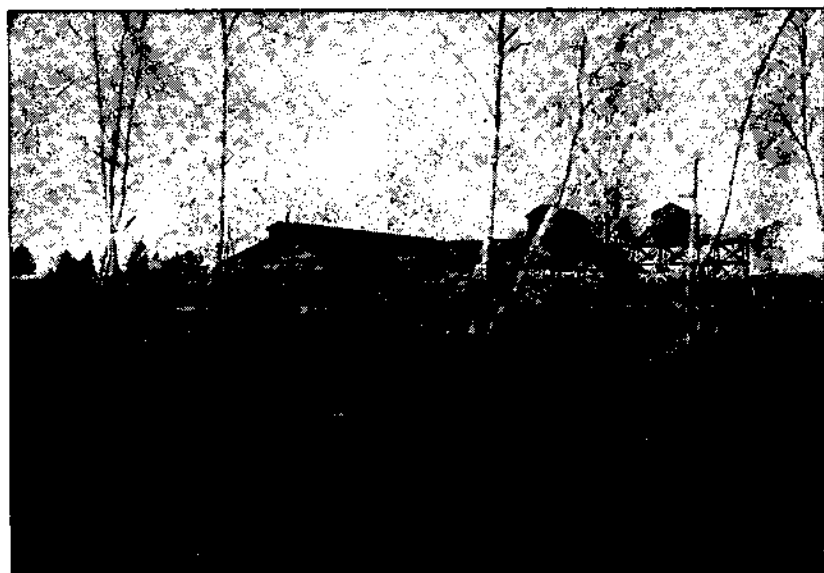


Рис. 48. Артемовский завод в Кочкаре (на переднем плане перколяционный сектор).

растворы). В других случаях заливку крепких растворов производят в 2 приема, увеличивая этим продолжительность аэрации и общую продолжительность обработки крепким раствором (снижая время отдельных контактов). Заливка растворов снизу чана имеет ряд существенных преимуществ. Из них следует отметить: меньшее разбавление растворов, уменьшение времени дренирования и, главное, более равномерное просачивание раствора через нагрузку эфеля.

Скорость перколяции песков и количество влаги, удерживаемой ими, зависит от величины зерен песка, их формы и степени однородности. Материал, хорошо отделенный от илов классификацией, задерживает не более 15 — 20% влаги.

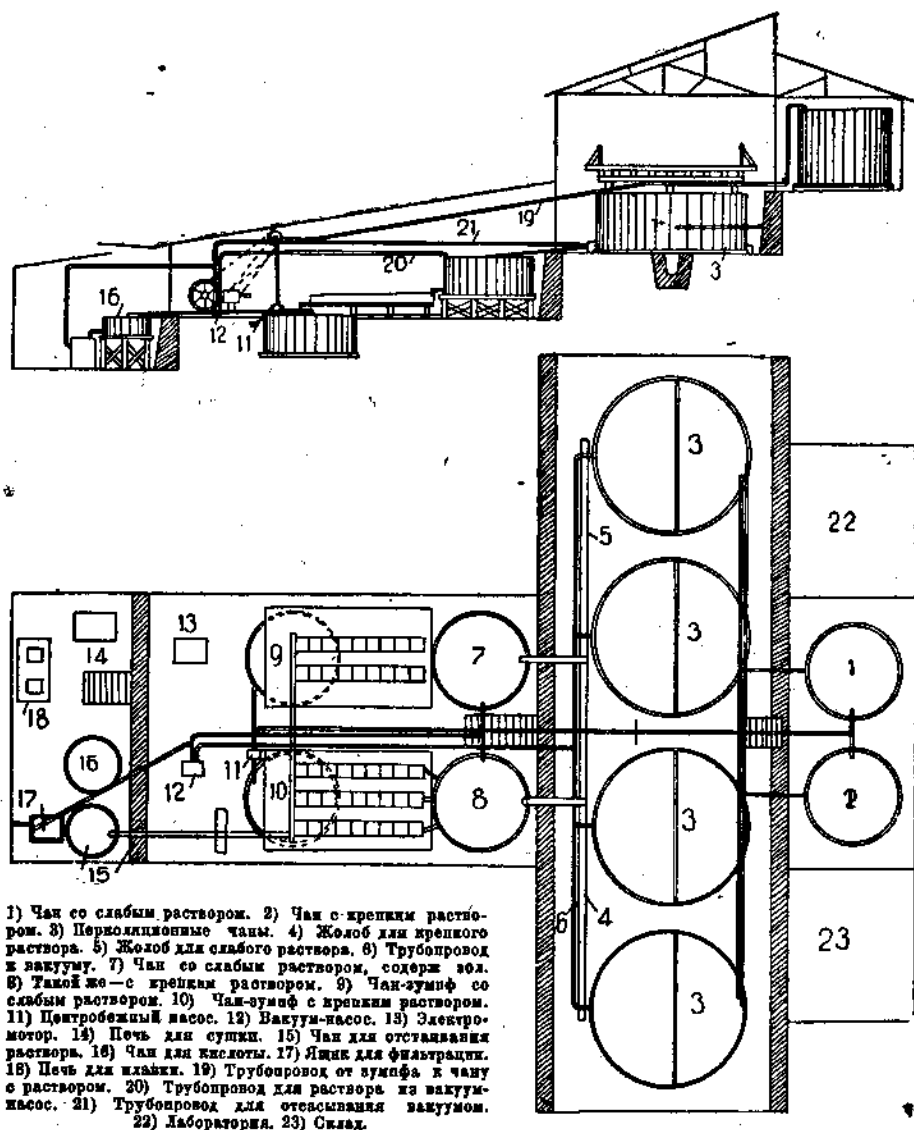


Рис. 49. План и вертикальный разрез перколяционного (эфельного) завода с устройством для введения вакуума при перколяции.

В случае эфелей, содержащих кислоты и сульфаты металлов, вызывающих значительный расход цианистого натрия, песок до заливки растворов, промывают водой, щелочью или кислотой.

В частности в случае руд, содержащих медь в виде окисных (и углекислых) соединений, даже при содержании $Cu = 0,1\%$, расход цианистого

натрия может быть весьма велик (до 1,5 — 2 кг на 1 т руды), но он может быть в значительной мере снижен путем предварительной промывки раствором серной кислоты или аммиака, а также рядом других специальных мероприятий (снижение крепости цианистого раствора, регулировка содержания щелочи и др.).

14. Песковые фильтры (столы) Оливера. Для осушки эфелей, перед поступлением их в перколяционные чаны, применяют песковые столы-фильтры, известные по конструкции, изготавливаемой фирмой Оливера, и по более простым в конструктивном отношении песковым фильтрам, нашедшим себе широкое распространение на заводах Южной Африки.

Фильтр Оливера для песков имеет кольцевую форму с закраинами по бокам. Верхняя поверхность является фильтрующей, и под нее подводится вакуум. Жидкая масса песка с раствором 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 стрелком (ножом) и поднимается элеватором, представляющим резиновую ленту с захватывающими кэк стрелками (отрезками железа, согнутого под углом), и поступает затем на ленточный конвейер. Для того, чтобы избежать попадания жидкости в вакуум, имеется специальный клапан, соединенный с поплавком в приемнике жидкости; в случае переполнения приемника поплавок автоматически выключает клапан. Удаление жидкости из приемника производится центробежным насосом.

Стоимость пескового фильтра Оливера на 250 т эфелей в 24 часа (кварцевых, хорошо фильтрующих) составляет 3 500 долл.

15. Общее количество цианистых растворов составляет от 80 до 200% по отношению к весу нагрузки чана.

Сначала заливают крепкие растворы, а затем слабые и наконец воду.

Крепкие растворы содержат: 0,1 — 0,2% NaCN, средние—0,05—0,08%, слабые—0,03 — 0,05%.

Продолжительность полной операции по цианированию (перколяцией) одной нагрузки составляет от 4 до 10 дней.

Извлечение золота при цианировании путем перколяции зависит от ряда факторов, из которых главные:

1) степень измельчения, 2) постановка классификации, 3) скорость перколяции, 4) количество сульфидов, 5) размер частиц золота и распределение его между компонентами эфеля, 6) состояние поверхности золотых частиц, 7) степень аэрации цианистых растворов и эфеля, 8) способ ведения операции цианирования.

Хорошее извлечение перколяцией составляет 85 — 90%, но опускается в случае неблагоприятных условий до 70 — 60%.

Пневматические устройства для отсасывания растворов и для аэрации путем продувки воздуха применяются в железных чанах для ускорения процесса аэрации и фильтрации (рис. 49 и 41).

ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЗОЛОТА АГИТАЦИЕЙ РУДНОЙ МУТИ В ЦИАНИСТОМ РАСТВОРЕ (ИЛОВОЙ ПРОЦЕСС).

Извлечение золота и серебра на цианистом заводе может производиться по схеме полного илового или раздельного процесса.

Наивысшее извлечение золота из руды дает иловый процесс, но он не всегда оказывается более выгодным в экономическом отношении.

Осуществление илового процесса как в случае илового сектора, так и в случае завода, работающего по иловому процессу, распадается на ряд отдельных операций; главнейшими из них являются следующие: 1) сгущение, 2) агитация, 3) фильтрация или другая система окончательного обезвоживания (напр., непрерывная противоточная декантация).

Самый термин ила, которым нередко обозначают материал, обрабатываемый в промышленном масштабе путем агитации, обычно относится к смеси песка с собственно илом, т. е. с коллоидальным (глинистым) и тонко дисперсным (кварцевым) материалом. В этом отношении физико-минералогическое определение ила в последнем указанном смысле не совпадает с определением материала, который в промышленном масштабе может быть обработан в агитационном (иловом) процессе.

1. Сгущение (уплотнение) илов является первой операцией при цианировании и предшествует операциям агитации и фильтрации пульпы.

Наиболее распространенным на заводах типом сгустителя является сгуститель Дорра (рис. 50).

Для правильной работы сгустителя следует производить расчет его площади не только соответственно расчетной производительности завода, но и соответственно характеру обрабатываемой руды.

2. Расчет площади сгустителя, построенного по принципу свободного отстаивания (в метрических мерах) производится по формуле ¹:

$$A = 0,0417 \frac{F - D}{R},$$

где A — площадь сгустителя (в м^2 на метрич. тонну) твердой части пульпы, сгущаемой в течение 24 ч., R — скорость понижения уровня пульпы в $\text{м}/\text{час}$, F — отношение жидкого к твердому в поступающей пульпе, D — отношение жидкого к твердому в пульпе, уходящей из проектируемого чана.

Приводимая таблица дает возможность сравнить действительную производительность сгустителей на единицу площади с вычисленной по приведенной формуле.

¹ Настоящая формула, даваемая нами, представляет видоизменение формулы Сое и Clevenger'a для системы метрических мер.

² Определяется на основании предварительных лабораторных опытов с данной пульпой.

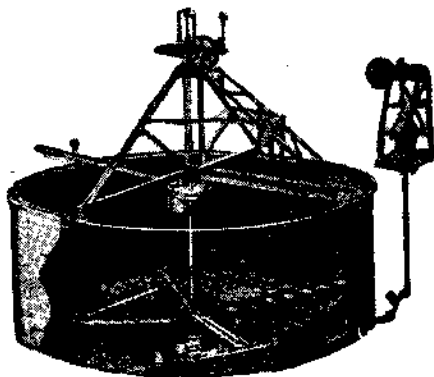


Рис. 50. Сгуститель Дорра.

ТАБЛИЦА 50.¹ Вычисленная и действительная площадь сгустителей на цианистых заводах в зависимости от условий работы (по Таггарту)

Наименование завода	Вычисленная производительность в фунт. на кв. фут в час	Действительная производительность в фунт. на кв. фут в час	Глубина уровня осветлен. раств. в чанах в фут.	Отношение воды к твердому	
				во входящ. пульпе	в уплотн. пульпе
Liberty Bell . . .	4,9	5,9	1,25	10	2,00
Belmont	14,1	14,8	1,5	7	2,11
Portland	8,3	6,0	6,0	15,1	1,66
Pipissing	8,3	11,8	—	11,0	1,50
Presidio	33,0	17,6	6,0	5,8	1,58
Hollinger	19,7	18,0	2,0	5,6	1,00
West End	15,2	12,0	5,6	6,1	2,02
Homestake	7,8	7,0	—	33,0	2,18
Homestake	8,9	8,6	—	17,5	1,50
Golden Cycle (обоженная руда)	19,3	19,1	—	7,7	1,00

Более резкие расхождения между числами 2 и 3 столбцов этой таблицы легко объяснимы. Расхождение для Portland и Presidio объясняется недостаточной нагрузкой, что видно по значительной глубине воны осветленного раствора.

В Ниписсинге расхождение следует объяснять перегрузкой сгустителей, и следовательно, содержанием твердого в сливных водах.

3. Типы сгустителей. Наиболее распространенным типом сгустителя для цианистых заводов является стандартный сгуститель Дорра; кроме него в практике цианирования применяются видоизменения его (см. ниже), а также сгуститель Гентера и сверх-сгуститель Хардинжа.

4. Сгуститель Дорра представляет железный или деревянный чан, размер которого находится согласно расчету (обычно высота от 3 м до 7 м, диаметр—7 м—13 м).

В центре чана подвешен вращающийся механизм (30—1 $\frac{1}{2}$ оборот. в час), представляющий вал с радиальными граблями. Пульпа поступает через трубу, неглубоко опущенную в воду над центром чана. Сгущенная— уходит через отверстие в центре плоского днища чана. Сливные воды уходят через сливной жолоб, идущий по кромкам чана. В зависимости от характера пульпы отношение ж : т в сгущенной пульпе составляет 2 : 1—1 : 1. Сгуститель принадлежит к аппаратам непрерывного действия. Расход энергии весьма невелик (фактически около 0,1 НР на 17 м диаметра), но обычно на практике ставят более сильные моторы с индивидуальными приводами (1,25—5 НР), учитывая необходимость большего усилия при пуске и возможность больших сопротивлений (оседание пульпы) в процессе работы. Требуется минимальное обслуживание (в Анаконде 1 человек обслуживает 40 небольших чанов).

Ремонт требуется также весьма редко. В случае установки в расчете на более продолжительное время следует предпочесть железные чаны деревянным. В некоторых случаях чаны сгустителей делают бетонной конструкции.

¹ Все данные относятся к пульпе цианистых заводов, содержащей в растворе известь.

5. Электролиты (коагуляторы). На скорость осаждения взвешенных частиц весьма значительно влияют вещества, находящиеся в растворе. Электролиты способствуют коагуляции суспензий и этим ускоряют сгущение пульпы, причем данное действие связано с электролитическим зарядом, который несут ионы электролита. Наиболее распространенным на практике электролитом, ускоряющим осаждение пульпы, является известь. Едкий натр также может являться коагулятором в процессе сгущения, но дает значительно меньший эффект, чем известь (см. сравн. табл. 51 для различных коагуляторов). Некоторые электролиты (как напр. сода) замедляют процесс сгущения. Весьма замедляют процесс отстаивания органические коллоиды, которые могут содержаться в воде (в частности в весенних водах).

**ТАБЛИЦА 51. Сравнительная сила коагуляторов
ила (По Мегроу)**

Коагуляторы	Колич. электр., производ. равн. эффект
Сернокислый алюминий	100
Квасцы калийно-алюминиевые	143
Сернокислое железо	223
Квасцы аммониевые	252
Квасцы аммонийно-хромовые	295
Известь	654
Магнезия	748
Квасцы калийно-хромовые	958
Хлористый кальций	1 095
Углекислый "	1 215
Сернокислый "	2 870
Сернокислый магний	3 480
Хлористый натрий	45 900
Сернокислый "	61 700

6. Расчет сгустителя Дорра ¹ и теория его работы. Относительно производительности сгустителей Дорр говорит следующее (в работе, представленной в Американский институт горных инженеров в августе 1914 года):

«Установлено, что производительность сгустителей Дорра является прежде всего функцией площади, хотя глубина чана имеет влияние на степень разбавления поступающей пульпы и степень разбавления сгущенного продукта. При данной площади и глубине и при очень разбавленных поступающей пульпе и сгущенном продукте производительность зависит от количества жидкости, которая подлежит осветлению; т. е. добавочное количество твердого, но не жидкости, может поступать в чан, уже работающий при предельной производительности, при которой еще в сливе отсутствует ил. С другой стороны, при пульпе с отношением напр. 8 частей жидкого к 1 части твердого и при сгущенном продукте, выходящем с отношением 2 : 1 или меньше, обычно считают, что добавочная жидкость может быть прибавлена в сгуститель, работающий при нормальной производительности, не перегружая чан, но добавление твердого вызывает потерю ила в сливных водах».

¹ По методу Дорра.

На практике площадь сгустителя на 1 т твердого в 24 часа опускается до 0,37 м² для обыкновенного ила кварцевой руды, но может доходить и до 0,9 — 1,4 м², достигая 1,8 м², в случае легкого глинистого ила.

Вопрос о скорости отстаивания илов и вычисление требуемой площади и глубины подробно рассмотрены в статье Ко и Клевенджера (H. S. Coe и G. H. Cleverger)¹ Их исследования показывают, что иловая пульпа в процессе отстаивания проходит 2 главные фазы: с в о б о д н о г о отстаивания и с ж а т и я, причем эти 2 зоны разделены небольшой переходной зоной.

Фаза свободного отстаивания характеризуется такой плотностью пульпы, при которой хлопья и сгустки коллоидного вещества, образующиеся при действии электролита в достаточной мере дисперсные, могут осаждаться под действием собственной тяжести в жидкости, в которой они находятся во взвешенном состоянии; при этом такое отстаивание имеет место при постоянной или постепенно уменьшающейся скорости до тех пор, пока не будет достигнута к р и т и ч е с к а я т о ч к а, на которой начинается фаза сжатия. Стесненное отстаивание, или фаза сжатия, — это фаза, при которой хлопья настолько тесно расположены, что дальнейшее отстаивание невозможно без сжатия самих хлопьев, причем жидкость, отделяющаяся от пульпы в этом процессе и выходящая из зоны сжатия, образует в ней каналы, ведущие в вышерасположенные зоны. Таким образом очевидно, что при вычислении объемной производительности чана, соответствующей данному илу, эти 2 самостоятельные зоны должны быть приняты в расчет, и высота каждой должна быть определена в отдельности.

Что касается определения критической точки, разделяющей свободное осаждение от сжатия, то не всегда легко прийти к какому-нибудь определенному выводу. Указаниями на последнюю фазу являются замедление в скорости отстаивания и образование каналов чистого раствора, проходящих через сгущенную массу, образованную твердыми частицами. Указывая на характерные свойства пульпы, находящейся еще в зоне свободного отстаивания, авторы статьи говорят: «обычно последняя точка характеризуется однообразным видом поверхности пульпы при отсутствии проходящих через нее каналов светлой жидкости и однообразным строением пульпы, которое можно наблюдать в стеклянном цилиндре».

Для определения необходимой площади сгустителя компания Дорра дает следующую инструкцию, принятую Советом компании на основании указанной статьи. Нужно заметить, что индивидуальные особенности руд вызывают необходимость некоторых отклонений. Если берется пульпа из чанов фабрики или завода, то должны быть тщательно соблюдаемы 2 правила: 1) в случае исследования проб пульпы не следует допускать высыхания пробы в течение времени между моментом, когда она взята, и моментом, когда производится исследование; 2) в случае исследования проб руды для обеспечения хороших результатов недостаточно, чтобы руда была доведена до необходимой степени измельчения, но нужно, чтобы она также была подвергнута агитации в таких же условиях (время, состав раствора и способ), в каких последняя производится в заводском масштабе.

«Когда смесь жидкости и твердой части поступает в сгуститель Дорра при известном разбавлении, как напр. 5 : 1 (жидкое : твердому), и сгущенный продукт содержит 50% влаги или характеризуется отноше-

¹ Transactions A. J. M. E. Sept. 1916.

нием ж : т = 1 : 1, пульпа в процессе сгущения от отношения 5 : 1 до 1 : 1 проходит через все промежуточные отношения ж : т, как-то 4 : 1, 3 : 1, 2 : 1.

«На различных глубинах в сгустителе будут наблюдаться различные степени густоты, или различные зоны пульпы. Одна из этих зон будет требовать большей площади осаждения, чем другие. Количество твердого, поступающего в данный чан, не может превышать объем этой зоны, осаждение в которой происходит наиболее медленно, а площадь не должна быть меньше, чем необходимо для отстаивания пульпы, находящейся в зоне самого медленного отстаивания. Для определения размера отдельного сгустителя берут пульпу различных степеней разбавления в пределах, соответствующих плотности поступающей пульпы и нижнего продукта. Эти образцы пульпы помещают в сосуды, градуированные на 1000 см³, и встряхивают.

Отмечается скорость осаждения каждой пульпы, и эти наблюдения проверяются новым отстаиванием после встряхивания.

«Получив эти данные для различных степеней разбавления, вычисляют площадь, требуемую на 1 т твердой части пульпы по формуле ¹:

$$A = \frac{1,333 (F - D)}{R},$$

где A есть площадь в фут² на 1 т твердой части в 24 часа, F есть отношение ж : т в пульпе, уровень которой понижается со скоростью R фут. в час, и D есть отношение ж : т в сгущенной пульпе, которую должен давать сгуститель, 1,333 есть отношение 2000 : (62,5 × 24), т. е. коэффициент, необходимый, чтобы получить результат в требуемых единицах.

« F и R определяются для каждой степени разведения, и на основании этого вычисляется площадь, требуемая для каждой из них. Самая большая вычисленная площадь будет искомой площадью сгустителя на единицу его производительности; она умножается на тоннаж твердого в пульпе, которая должна быть сгущена в течение 24 часов; это дает требуемую общую площадь осаждения. Лабораторное исследование пульпы состоит из следующих операций;

1) Берут 1000 см³ пульпы, поступающей в сгуститель.

А) Вливают ее в градуированный цилиндр на 1000 см³; встряхивают, дают стоять в покое и отмечают границу между пульпой и осветленным раствором. Записывают следующие наблюдения:

По окончании встряхивания	1000 см ³
Через 2 мин.	—
„ 4 „	—
„ 6 „	—
„ 8 „	—

Б) Сливают 150 см³ раствора, встряхивают.

По окончании встряхивания	850 см ³
Через 2 мин.	—
„ 4 „	—
„ 6 „	—
„ 8 „	—

¹ Формула для расчета площади сгустителя в метрических мерах приведена выше.

В) Сливают 150 см³ раствора, встряхивают.

По окончании встряхивания	700 см ³
Через 2 мин.	— "
" 4 "	— "
" 6 "	— "
" 8 "	— "
Вес сухой твердой части, находящейся в градуированном цилиндре	— "
Число см ³ , соответствующее 1 фут. высоты градуированного цилиндра	— "

1) Берут 1 500 см³ пульпы, поступающей в сгуститель. Дают осесть и сливают 500 см³ осветленного раствора. Вливают остаток в сосуд, градуированный на 1 000 см³. Встряхивают и при стоянии в покое отмечают показания границы светлого раствора.

А) По окончании встряхивания	1 000 см ³
Через 2 мин.	— "
" 4 "	— "
" 6 "	— "
" 8 "	— "

Б) Сливают 150 см³.

По окончании встряхивания	850 см ³
Через 2 мин.	— "
" 4 "	— "
" 6 "	— "
" 8 "	— "

В) Сливают 100 см³

По окончании встряхивания	750 см ³
Через 2 мин.	— "
" 4 "	— "
" 6 "	— "
" 8 "	— "
Вес сухой твердой части в градуированном цилиндре	— "
Число см ³ , соответствующее 1 фут. высоты в градуированном цилиндре	—

2) Берут 2 000 см³ пульпы, поступающей в сгуститель. Дают осесть и сливают 1 000 см³ раствора. Переводят остаток в сосуд, градуированный на 1 000 см³. Встряхивают и при стоянии в покое отмечают показания.

А) По окончании встряхивания	1 000 см ³
Через 2 мин.	— "
" 4 "	— "
" 6 "	— "
" 8 "	— "

Б) Сливают 150 см³ раствора.

Встряхивают.

По окончании встряхивания	850 см ³
Через 2 мин.	— "
" 4 "	— "
" 6 "	— "
" 8 "	— "

В) Сливают 100 см³ раствора.

Встряхивают.

По окончании встряхивания	750 см ³
Через 2 мин.	— "
" 4 "	— "
" 6 "	— "
" 8 "	— "
Вес сухой твердой части в градуированном цилиндре	— "
Число см ³ , соответствующее 1 фут. высоты градуированного цилиндра	—

Следует отметить, что последовательное сливание осветленной части раствора является хорошим методом получения пульпы различных степеней сгущения.

Отношение ж : т для каждой степени сгущения находится вычислением из удельного веса сухого ила, который, конечно, должен быть известен.

Например, предположим в случае 1) А: показаниями прибора отмечено, что линия пульпы опустилась до 800 см³, и что вес присутствующей сухой твердой части, найденный последующим высушиванием, равен 190 г. Тогда, если удельный вес сухого ила 3,6, а жидкости—1, отношение ж : т в 800 см³ пульпы в цилиндре определяется следующим образом: 190 г ила, будучи в 2,6 раза тяжелее, чем вода, займут в цилиндре пространство в $\frac{190}{2,6} = 73$ см³, тогда 800 см³ воды минус 73 = 727 см³, так что в пределах отметки 800 см³ имеются 727 г воды и 190 г сухого ила, причем отношение между обоими будет 727 : 190 = 3,8 : 1.

Примечание. После каждого встряхивания следует дать цилиндру постоять от 3 до 5 минут прежде чем начать отсчет времени осаждения так, чтобы дать время коллоидам пройти стадию флокуляции (образования сгустков), после чего уже начинается отстаивание. Часто оказывается, что если отсчет времени начинается немедленно после окончания встряхивания, то осаждение в течение вторых 5 минут будет происходить значительно быстрее, чем в течение первых, а потому второе показание дает лучшее представление об условиях осаждения на практике.

7. Промышленный предел сгущения: характеризуется величиной D представляющей отношение в пульпе, выходящей из сгустителя при максимальной практически осуществимой густоте.

Имеется значение максимальной плотности, по достижении которой любой данный ил перестает отстаиваться, и конечно бесполезно стремиться получить выходящую из сгустителя пульпу большей плотности, чем эта. Это отношение называют промышленным (т. е. экономически выгодным) пределом сгущения. В инструкциях компании Дорра это говорится:

Плотность нижнего продукта D, которой можно достигнуть в сгустителе, определяется следующим образом: пульпе соответствующей консистенции, около 3 : 1, дают стоять примерно 48 часов в градуированном цилиндре, осторожно помешивая ее стеклянной палочкой каждые 4 или 5 часов. Например, берут 1 000 см³ пульпы с отношением приблизительно 3 : 1. Встряхивают, дают постоять.

По окончании встряхивания	1 000 см ³
Через $\frac{1}{2}$ часа	— "
" $\frac{1}{2}$ "	— "
" 1 "	— "
" $1\frac{1}{2}$ час.	— "
" 2 "	— "
" 4 "	— "
" 8 "	— "
" 12 "	— "
" 16 "	— "
" 20 "	— "
" 24 "	— "
" 36 "	— "
" 48 "	— "

Примечание. После каждого показания сливают настолько возможно полное осветленный раствор. Затем устанавливают вес сухой твердой части в градуированном сосуде и число см³, соответствующее 1 футу длины градуированного сосуда.

Если илу потребуется 36 час. для достижения максимальной экономически выгодной плотности, то объем сгустителя должен быть достаточно велик, чтобы удержать данную часть пульпы в этом чане в течение необходимого времени, установленного предварительным исследованием.

8. Определение высоты сгустителя. Высота сгустителя определяется как сумма высот отдельных зон, которые пульпа проходит в процессе сгущения: $H = H_1 + H_2 + H_3 + H_4$, где H — высота сгустителя, H_1 — выс. зоны осветленного раств., H_2 — выс. зоны свобод. отстаивания, H_3 — выс. зоны сжатия, H_4 — высота зоны, в которой движутся гребни ($H_4 = \frac{D}{2} \operatorname{tg} \alpha$). Следующий пример дается Ко и Клевенджером для пульпы, которая требовала 0,4 м² площади на 1 т твердой части, уплотняемой в течение 24 часов, необходимых для свободного осажде-ния. Исследование сжатия объема пульпы было произведено в цилиндре глубиною в 30,5 см для пульпы с отношением 3 : 1, причем были полу-чены следующие показания:

Время сгущения (часы)	Отношение жидкого к твердому
2	1,70 : 1
4	1,59 : 1
9	1,35 : 1
14	1,20 : 1
19	1,12 : 1

«Так как на 1 т твердой части в 24 часа требуется площадь в 4,31 фут², то общее количество твердой части, находящееся в столбе пульпы, приходящемся на 1 фут², в зоне сгущения должно составлять:

$$\frac{19 \times 2\,000}{24 \times 4,31} = 367 \text{ фут.},$$

что соответствует 19-часовой производительности на 1 фут². Требуется 5-часовое осажде-ние пульпы каждой консистенции: 1,16 : 1, 1,275 : 1, 1,47 : 1, и 4-часовой период для пульпы консистенции 1,7 : 1.

«Твердая часть на 1 фут² в вышеупомянутых частях столба пульпы составляет соответственно 43,2 фунт., 37,6 фунт., 33,7 фунт. и 30 фунт.

Глубина каждого слоя пульпы определится как частное от деления количества твердой части пульпы в каждом отрезке столба на количество ее в 1 фут.³ и поэтому будет 2,23 фут., 2,57 фут., 2,87 фут. и 2,58 фут., т. е. общая глубина составит 10,25 фут. К этой глубине должен быть прибавлен фут, учитывая наклон гребков в сгустителе и относя 1,5 фута на глубину вышерасположенной зоны отстаивания, так как поступающая пульпа густая, и объем соответственно низкий.¹ Общая вычисленная глубина чана должна быть 12,75 фута. Иногда, если будет взята глубина соответствующая необходимой емкости, то чан может оказаться неудобно глубоким. В таком случае будет выгоднее сделать чан в 12 фут. глубиной и допустить увеличение емкости путем увеличения диаметра чана, чтобы увеличить площадь на 30%.

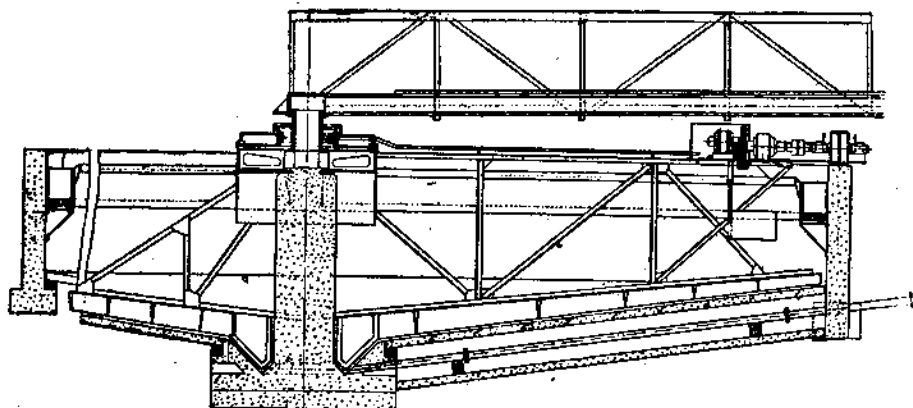


Рис. 51. Сгуститель Дорра с периферическим приводом движения.

Наибольшим распространением на цинковых заводах пользуются сгустители Дорра стандартного типа. В последнее время достигнуты значительные успехи в смысле экономии площади при применении (особенно в холодных местностях—Канада) для обработки золотых руд² многокамерных сгустителей Дорра. Для больших сгустителей применяется периферический привод движения (рис. 51).

В некоторых случаях в практику сгущения введены сгустители Гентера (рис. 52 и 53) и сверх-сгустители Хардинжа. Как те, так и другие занимают меньшую площадь, чем сгустители Дорра, но дороже по стоимости их установки и в отношении эксплуатационных расходов.

Сверх-сгуститель Хардинжа представляет чан, в котором имеются движущиеся гребки особой формы, и дно его покрыто фильтрующим слоем песка. Такого рода соединение сгустителя с фильтром повышает производительность данного типа сгустителя.

¹ Высоту зоны отстаивания сроной осветленного раствора нередко принимают (для более разбавленной и трудно сгущаемой пульпы) большей, и высота их сравнивается с высотой зоны сжатия.

² См. реф. «Металлургия золота в Канаде» в журн. «За овлад. иностр. техн. в цветной и золотоплатин. промышленности», № 2 за 1932 г.

Такой сверх-сгуститель на цианистом заводе в Гольден Сайкл сгущает пульпу цианистого процесса и дает более густой продукт, чем сгуститель Дорра¹. Поступающая пульпа содержит 20% твердого с 95 — 98% в нем класса — 200. Сверх-сгуститель может давать продукт с содержанием 70% твердого, но так как диафрагмовый насос не может перекачивать такую густую пульпу, то продукт сгущения доводят до содержания в нем 64% твердого.

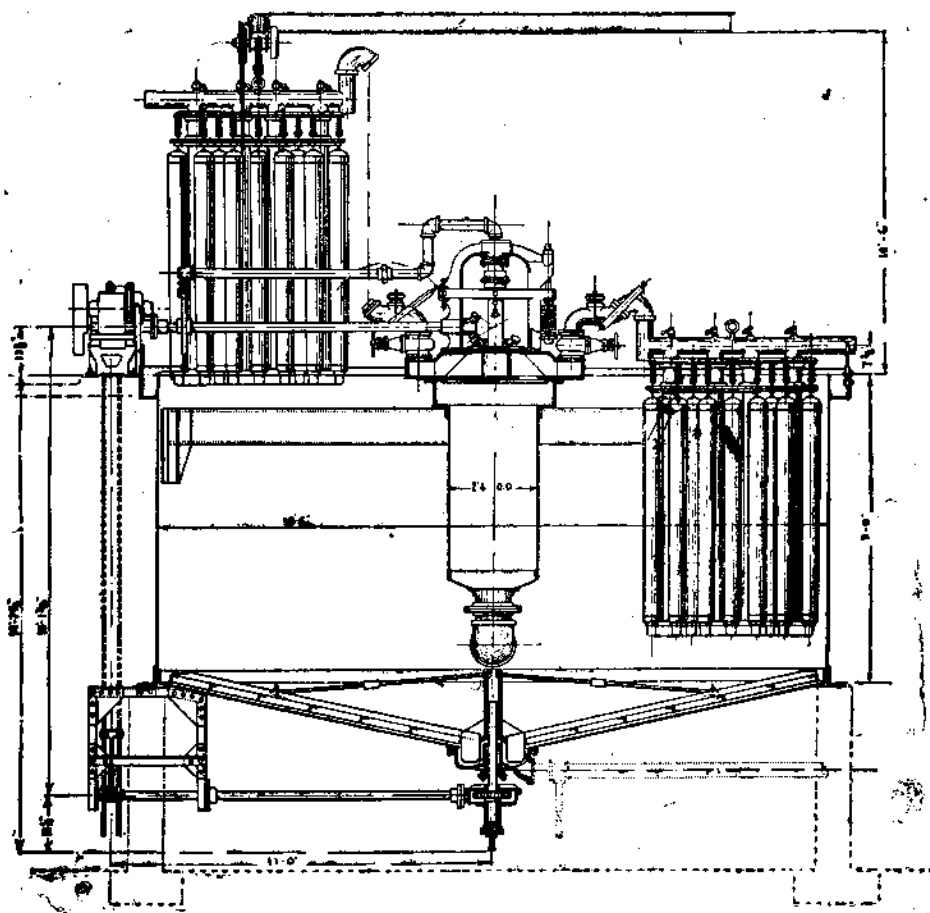


Рис. 52. Сгуститель Гентера (вертикальный разрез).

В случае применения сгустителя Дорра удавалось для этой пульпы получать сгущенный продукт с максимальным содержанием твердого, равным 45%.

9. Агитация. Для извлечения золота и серебра из пульпы производится агитация с цианистым раствором. Наиболее распространенными типами агитаторов являются агитаторы Дорра, Пачука, Паралля, Трента, Девере и др.

Агитация может производиться путем механического перемешивания пульпы (механическая агитация) и путем продувания воздуха (пневма-

¹ Согласно сообщению К^о Хардинжа.

тическая агитация), причем последнее необходимо также для аэрации раствора (т. е. для насыщения кислородом).. Густота (плотность) пульпы при агитации зависит от густоты, необходимой для последующей обработки. В зависимости от этого она находится в пределах отношения $ж : т =$ от 2 до 6 или от 1,2 до 1,5.

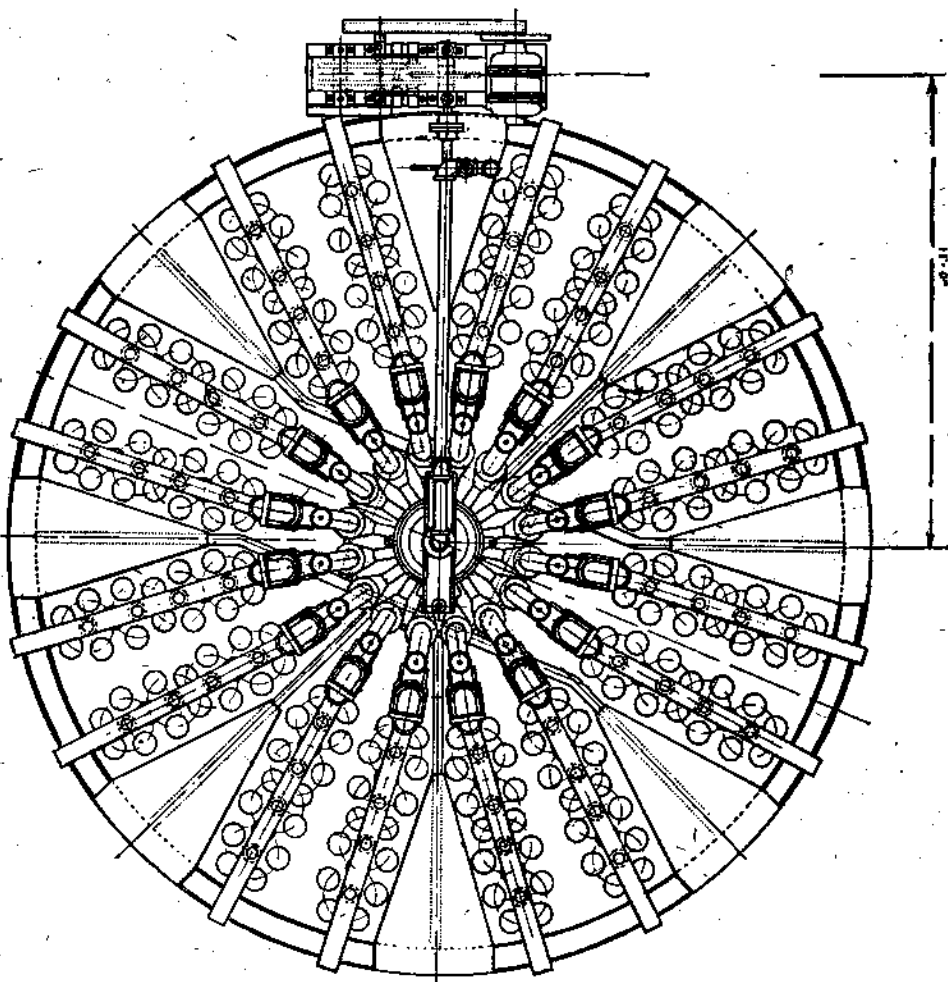


Рис. 53. Сгуститель Гентера (вид сверху).

Густота пульпы играет весьма значительную роль в создании необходимых условий для растворения золота и серебра: разбавление пульпы способствует понижению вязкости, а следовательно, — повышает скорость движения ионов цианида и комплексных ионов золота. Кроме того, при повышении отношения $ж : т$ возрастает общее количество цианистого раствора, приходящегося на единицу золота, а также повышается растворимость кислорода. Разбавление пульпы особенно важно в случае глинистых, коллоидных илов.

10. Агитатор Дорра представляет наиболее распространенный тип агитатора, в котором агитация производится механическим и в то же время (рис. 54) пневматическим путем.

Агитатор представляет деревянный или железный чан. Как пример размеров чана можно привести следующие:

$D = 15,5$ м, $H = 6$ м. Днище чана делается плоским.

Устройство для агитации состоит из трубы ($d \cong 15$ см), на которой внизу укреплены грабли, перемешивающие пульпу и сжимающие уплотненную пульпу к центру, а наверху (над уровнем раствора) на трубе монтированы 2 радиальных жолоба с отверстиями (с наклоном жолобов к периферии). По жолобам, находящимся в плоскости, перпендикулярной граблям, растекается пульпа, которая

увлекается поднимающимся сжатым воздухом, вдуваемым по патрубку в нижний конец трубы. Число оборотов перемешивающего устройства — от 2 до 4 в минуту. Для осуществления агитации требуется от 0,3 до 1,2 куб м воздуха (при давлении от 0,75 до 1,5 атм), и расход энергии на вращение составляет от 0,5 до 3 лощ. сил (в зависимости от густоты пульпы и размеров чана).

В дне агитатора, в случае периодической агитации, делают отверстие для периодической закачки и спуска пульпы. В случае непрерывной агитации пульпа поступает через трубку сбоку чана и выходит через противоположное отверстие.

Рис. 54. Агитатор Дорра.

11. Продолжительность агитации зависит от всей принятой схемы (см. ниже) и колеблется от 3 до 30 час. — чаще от 15 до 25 час. При измельчении в цианистом растворе время агитации значительно снижается (от 6 до 15 час.).

12. Примером чисто механического агитатора (из числа употребляемых в настоящее время) может служить агитатор Девере¹, который представляет собою круглый чан ($D = 34'$) с коническим днищем, стенки которого имеют небольшой угол наклона к горизонту.

В нижней части его над центром вращается со скоростью 80—100 об/мин. пропеллер ($D = 5'$), укрепленный на конце вертикального вала. В радиальном направлении в чане устанавливаются перегородки, препятствующие вращению всей массы пульпы и способствующие созданию восходящей струи только в центральном столбе пульпы. Такого рода движение пульпы снизу вверх в центре чана и опускание ее по краям способствует хорошей аэрации, необходимой для целей цианирования.

Во время наполнения чана употребляются вспомогательные перегородки, которые подвешиваются на шарнирах и извлекаются из пульпы по окончании наполнения чана.

Чан указанных размеров при пульпе с отношением ж : т = 2 : 1 обрабатывает в сутки 80—160 т сухих илов (в зависимости от продолжительности агитации) при необходимой максимальной мощности = 12 HP.

¹ R. Weeler. Eng. and Min. Journ., 1916 г., 15 июля.

Другой чан с пропеллером в 4', при $ж : т = 1,7 : 1$ и при производительности в 138 т сухого ила, требовал максимального расхода 10 НР.

В агитаторе Девере, как выше отмечено, до известной степени обеспечена аэрация пульпы. Этого нельзя сказать про механические агитаторы, в которых перемешивание производилось мешалками, укрепленными при помощи крестовины на вертикальном валу. В современной практике они удержаны только в качестве чанов-коллекторов при системе периодической обработки пульпы.

При цианировании серебряных руд и концентратов время агитации значительно повышается, достигая иногда 72 часов.

Крепость цианистых растворов при агитации обычно находится в пределах от 0,03 до 0,08% NaCN.

13. Агитатор Пачука (Брауна) предназначен исключительно для пневматической агитации (рис. 55).

Агитатор представляет высокий железный чан с коническим дном. Над центром чана устанавливается труба при помощи туг, скрепляющих ее в радиальных направлениях со стенками чана. Она открыта с обоих концов и не доходит до дна и вершины чана и немного возвышается над уровнем пульпы. С нижнего конца в нее вдувают сжатый воздух, поднимающийся по трубе в виде пузырей (рис. 56) и создающий циркуляцию пульпы в чане. Воздух вдувается или через патрубок, проходящий через дно чана, или через трубку, опущенную с верха чана внутри широкой трубы. В последнем случае эта труба может не доходить до дна чана на $\frac{1}{3} - \frac{1}{2}$ по высоте чана; этим обеспечивается достаточная агитация при меньшем давлении, под которым вдувается воздух.

Стандартные размеры агитатора Пачука (по каталогу Allis-Chalmers) приводятся в табл. 52.

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.

Кроме чана Пачука для пневматической агитации применяется агитатор Паррала, представляющий более низкий, но в то же время

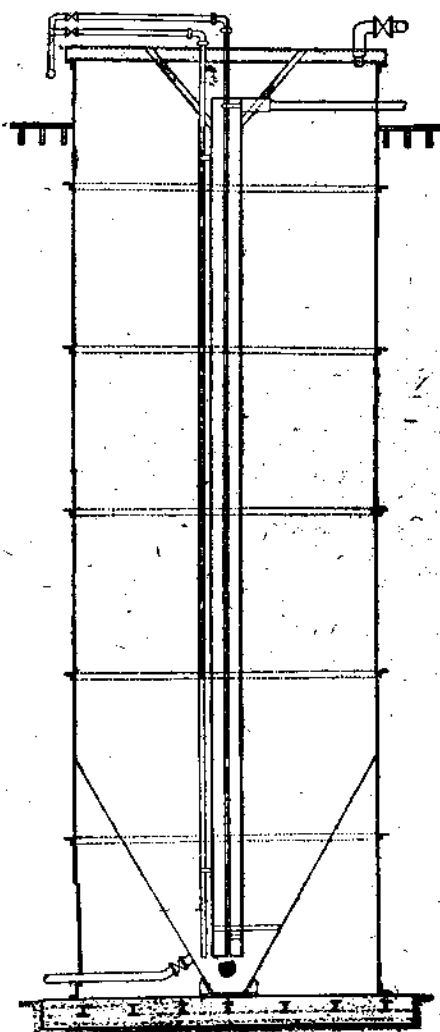


Рис. 55. Агитатор Пачука.

более широкий чан, имеющий 4 трубы для воздушной агитации. В центре между ними располагается конус (рис. 57 и 58).

ТАБЛИЦА 52. Размеры и производительность агитаторов Пачука

Диаметр и высота в фут.	Вес в фунт.	Емкость в куб. фут.	Расчетная производительность агитатора в т/24 часа	Расход воздуха в куб. фут./мин.	Давление в фунт. □ "
10 × 30	16 000	1 800	15 — 20	50	20 — 30
12 × 36	20 000	3 000	35 — 40	75	20 — 30
15 × 45	30 000	5 500	50 — 60	100	30 — 40

14. Расчет чанов для агитаторов. Количество руды, обрабатываемой в течение суток в агитаторе (вместимость агитатора, выраженная по твердой части пульпы) и объем агитатора (емкость, рассчитанная по жидкой пульпе, с учетом объема над поверхностью пульпы до верха чана) находят по следующим уравнениям:

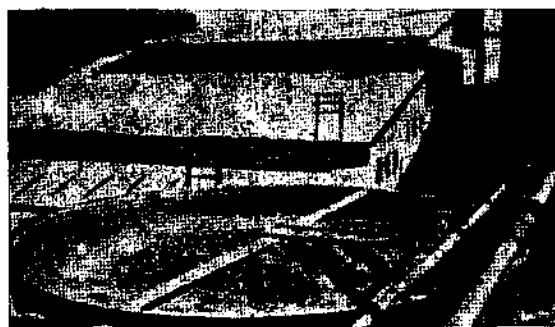


Рис. 56. Вид сверху агитатора Пачука во время агитации.

$$t = \frac{T}{24N} (n + n_1)$$

$$V = k \frac{t}{p}$$

где t — количество руды, обрабатываемой в агитаторе в течение 24 часов,

T — количество руды, обрабатываемой во всех агитаторах в течение 24 час.,

N — число агитаторов,

n — время агитации (в часах),

n_1 — время на наполнение и опоражнивание агитатора (в случае периодической агитации),

V — фактический объем агитатора,

k — отношение фактического объема к объему, занятому пульпой (полезному объему),

p — содержание твердой части пульпы в т на 1 м³ 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 24 часа,

V_0 — полезный объем агитатора.

Время агитации в N агитаторах тогда будет равно $n = n' \cdot N$.

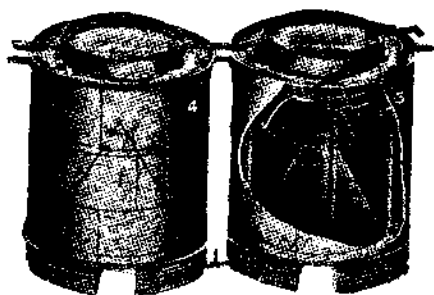


Рис. 57. Агитаторы Паррала.

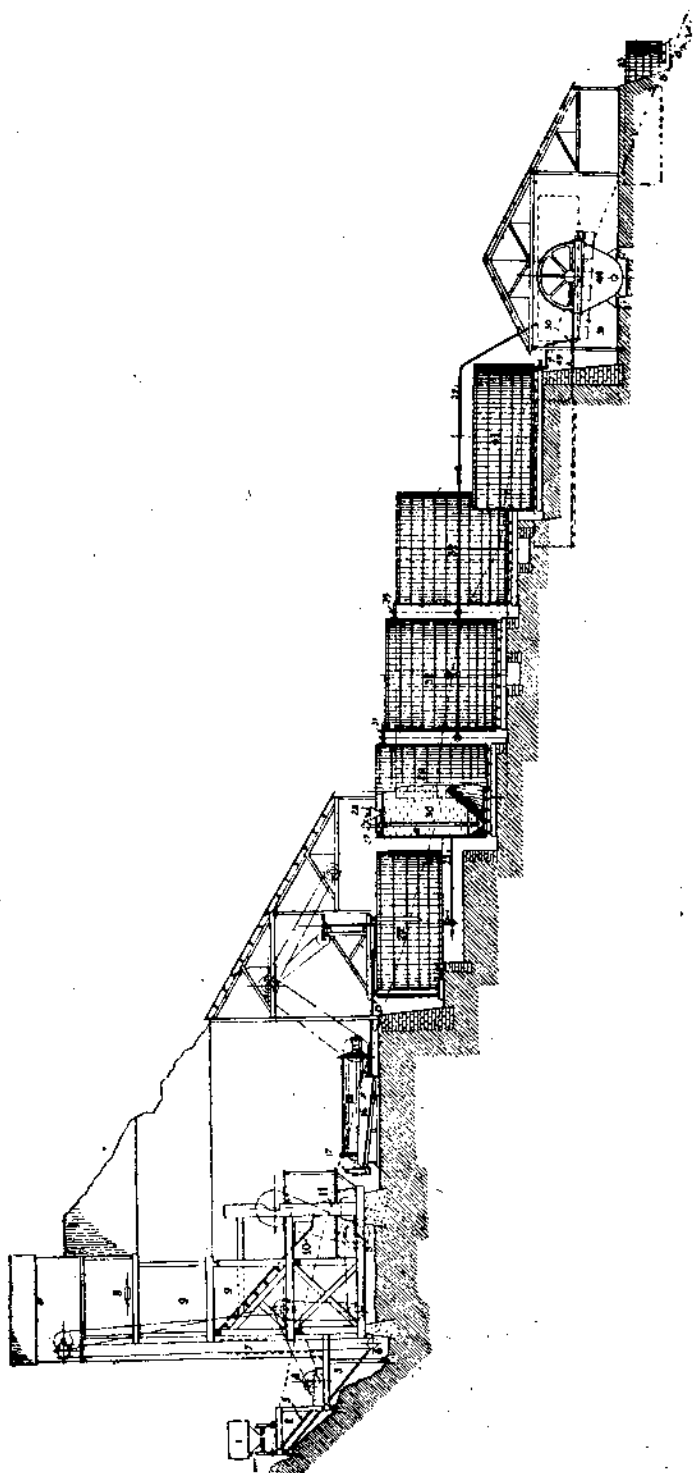


Рис. 58. Вертикальный разрез завода, оборудованного агитаторами Паррали (система непрерывной агитации).

Расчет чана на крепость производят по методам, указанным для перколяционных чанов, с тою впрочем разницею, что в случае агитаторов типа Дорра или чанов-коллекторов (со вращением всей пульпы) следует учесть давление, производимое на стенки вращающейся пульпой и определяемое на основании формул:

$$F = 0,000712wR^2N^2, \quad P = 0,0002266wR^2N^2,$$

где N — число оборотов в минуту мешалки агитатора,

F — центробежная сила в фунт. создаваемая количеством пульпы глубиной 1 фут.,

R — радиус чана в фут.,

P — избыток давления созд. слоем пульпы в 1 фут. глубиной,

W — вес пульпы в фунт. на куб. фут.

Добавочное разрывающее усилие, определяемое таким образом, возникает в обручах деревянных чанов или в стенках железных и отнесенное к поперечному сечению на 1 фут. глубины, составляет $\frac{P}{2}$.

Если общее разрывающее усилие выразить: $P_2 = P + P_1$, то в этом случае развернутая формула для него выразится следующим образом:

$$P_2 = DN \cdot w + 0,0002266wR^2N^2 = D(N \cdot w + 0,0002833wD^2N^2),$$

где D — диаметр чана в тех же единицах,

H — глубина чана в тех же единицах.

15. Расчет аэролифтов (воздушных насосов и частей пневматических агитаторов). Установление размеров аэролифтов производится или по таблицам, приводимым ниже, или на основании следующих теоретических соображений.

Введем следующие обозначения:

H — высота подъемной трубы (в м.),

A — глубина столба жидкости в погруженной части трубы (в м.),

x — длина отрезка трубы, соответствующего объему воздуха, содержащемуся во всей трубе (в м.),

G — удельный вес пульпы,

g — удельный вес воздуха.

Пусть высоты даны в м.

Найдем давление в плоскости, проходящей через нижний обрез трубы аэролифта в окружающем его сосуде. Это будет на 1 см²

$$0,1 Gh \text{ кг/см}^2.$$

Давление воздуха и пульпы в подъемной трубе в плоскости нижнего сечения ее:

$$0,1 (H - x) G + 0,1x \cdot g \text{ кг/см}^2.$$

Приравнявая из условия равновесия, получим:

$$G(H - h) = X(G - g).$$

Удельный вес воздуха при атмосферном давлении = 0,00123, при давлении 3 атм. — около 0,005, в то время как для пульпы он более 1. Таким образом можно принять, что $x = H - h$.

Отношение объема воздуха к объему пульпы = $\frac{H-h}{h}$.

Если V — количеству м³ воздуха, теоретически необходимому для удержания 1 т. пульпы, то тогда

$$V = \frac{H-h}{gh}.$$

Пусть V — число m^3 воздуха, которое должно быть подано компрессором на 1 m перекачиваемой пульпы,

P — атмосферное давление,

p — значение абсолютного давления в подъемной трубе, которое = $(1 + 0,1 Gh) \kappa$.

Тогда на основании закона Бойля-Мариотта

$$V = \frac{v \cdot p}{P}$$

имеем

$$V = \frac{H - h}{gh} (1 + 0,1gh) m^3.$$

Агитаторы комбинированного действия типа Дорра имеют существенные преимущества перед пневматическими агитаторами типа Пачука. К ним в первую очередь следует отнести: 1) более удобную форму для установки внутри заводского здания; 2) меньший расход цианида во время агитации; 3) меньшую аварийность в случае остановки компрессора или порчи трубопровода; 4) лучшие условия равномерного перемешивания, особенно при системе непрерывной агитации (см. ниже).

16. Системы агитации. При обработке руд цианированием применяются 2 системы агитации: 1) непрерывная и 2) периодическая.

В случае непрерывной системы пульпа, подготовленная к иловому процессу в отделении механической обработки, 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 насосами Доррко. Непрерывно действующая система агитации обычно соединяется с непрерывно действующей системой обезвоживания (фильтрация на непрерывно действующих вакуум-фильтрах, непрерывная декантация по системе противотока и др.). В случае обработки илов по системе периодической агитации производится периодическая закачка пульпы в агитаторы, работающие параллельно. После установленного периода агитации пульпа удаляется перекачиванием из агитаторов в чаны-коллекторы (см. ниже), и агитаторы заполняются новой порцией пульпы.

В случае непрерывной системы 1) достигается больший автоматизм в работе установки; 2) задалживается меньшее число рабочих; 3) требуются меньший размер труб, соединяющих чаны, а также менее мощные насосы и моторы для перекачивания пульпы; 4) более эффективно используются заводские чаны, так как отсутствуют периоды закивания и опораживания; 5) отсутствует необходимость в установке коллекторов, увеличивающих площадь завода и расходующих лишнюю энергию на поддержание пульпы во взмученном состоянии.

Непрерывная система агитации осуществляется в агитаторах различных типов. Наиболее удобным для этой цели следует признать агитатор Дорра. В агитаторах Пачука иногда возможны быстрое проскакивание (благодаря относительно небольшому сечению агитатора) части пульпы через агитатор и задержка другой части, более продолжительно остающейся в агитаторе. Данный дефект в значительной степени менее вероятен при увеличении числа последовательно расположенных пачуков.

17. Чаны-коллекторы устанавливаются в тех случаях, где нет непрерывного процесса агитации и фильтрации. На этих заводах накапли-

вают пульпу в чанах-коллекторах, задача которых—поддерживать ее во взмученном состоянии до поступления в агитатор или на фильтрацию.

18. Обезвоживание в процессах обработки золотых руд. Отделение твердой части пульпы от раствора производится путем фильтрации, посредством непрерывной противоточной декантации и по недавно введенной в практику нескольких заводов (в Америке) системе повторной фильтрации (tandem filtration) на непрерывно действующих вакуум-фильтрах.

19. Теория промышленной фильтрации. Фильтрование основано на разделении жидкого от твердого пористой перегородкой, обладающей порами определенного размера.

Для этого необходимо иметь соответствующую фильтрующую среду. Различные фильтры и фильтрации соответствуют различным степеням дисперсности твердых частиц.

Процесс сложнее, чем просеивание через поры определенного диаметра. Размеры пор дают основание только для приблизительной оценки задерживающего эффекта. При фильтрации на основе фильтра вырастает новый фильтрующий слой, обладающий максимальной задерживающей силой. Особое значение имеет граница соприкосновения фильтра с образовавшимся на его поверхности осадком. Новый фильтрующий слой может быть использован, но и может оказаться препятствием для дальнейшего фильтрования.

При фильтрации нужно иметь в виду капиллярные явления, адсорбцию и электрокапиллярность. В грубых фильтрах еще можно прилагать законы гидравлики, но это не является возможным в случае фильтров с весьма тонкими капиллярными каналами.

20. Оценка фильтра производится по следующим показателям: 1) производительность, устанавливаемая по количеству твердого осадка и (иногда) по количеству фильтрата, приходящемуся на единицу рабочей поверхности фильтра в единицу времени; 2) полнота разделения жидкой и твердой фаз; 3) расход энергии (и материалов).

21. Количественная характеристика работы фильтра¹ определяется составом суспензии, количеством твердых частиц в ней и характером образованного осадка.

Характеристика скорости фильтрации в зависимости от времени дает ценные указания для практики.

Среднюю скорость и объем жидкости следует определять на основании экспериментальных данных, и диаметр капиллярных каналов фильтрующего слоя, по которым движется фильтрат в течение фильтрации, легче определить по этим данным, чем идти путем обратного вычисления, хотя бы оно и базировалось на рациональных основаниях.

Слой на поверхности фильтра увеличивается в прямой зависимости от времени фильтрации. С увеличением толщины этого слоя и в результате засорения пор фильтровальной ткани и пор кэка, образовавшегося на поверхности ее, происходит понижение скорости фильтрации, которое практически определяет максимальную продолжительность времени, в течение которого происходит набор кэка.

¹ Ch. L. Bryden and G. Dickey. Text—Book on Filtration, 1923 г. L. Fabre. La separation industrielle des solides en milieu liquide, 1922 г. J. A. Pickard. Filtration and Filters, 1929.

22. Производительность (дебет) фильтра зависит от следующих обстоятельств:

1) от разности давлений по обеим сторонам фильтрующего слоя;
2) от скорости фильтрации, которая связана с целым рядом побочных явлений: а) глубокое засорение фильтрующего слоя, б) неравномерность образования осадка;

3) в некоторых случаях зависит от покрытия поверхности фильтра слоем вспомогательных порошков (напр. песковый продукт, намеренно вводимый в ила при классификации);

4) от колебания давления во время фильтрации, что содействует уплотнению осадка и понижению пропускной способности фильтра (пульсирующая подача на фильтр-пресс);

5) от густоты пульпы, которая играет значительную роль а) при промывке кэка, б) при фильтрации на вакуум-фильтре;

6) от температуры, прямой функцией которой она является;

7) выгоды ускорения фильтрации при повышении напора с известного момента компенсируются возрастающим сопротивлением слоя.

8) предел для допустимого давления устанавливается также в зависимости от прочности ткани (или вообще—фильтрующего слоя);

23. Исследование работы фильтра. Дебет фильтра представляет функцию ряда независимых переменных: $Q' = f(P, p, r, A)$, где P — давление, p — сопротивление перегородки, r — сопротивление слоя осадка, A — поверхность фильтра.

Дебет единицы поверхности фильтра в единицу времени:

$$Q = \frac{P}{\sum r} = \frac{P}{R}. \text{ За время } t: Q = \frac{P}{R} \cdot t.$$

Сопротивление фильтрата может быть представлено как сумма сопротивлений фильтрующей перегородки и нарастающего слоя осадка.

Расчет сопротивления фильтрующей перегородки теоретически может быть представлен на основании закона Пуазейля. Пусть происходит фильтрация чистой жидкости без загрязняющего осадка. Тогда участок фильтра можно представить как совокупность извилистых капиллярных каналов.

Средние размеры капилляра, характеризующие гидростатическое сопротивление фильтра, могут быть представлены следующим образом.

Пусть минимальная длина канала = толщине фильтрующего слоя, но вообще длина капилляра может быть представлена равенством:

$$l' = a \times l,$$

где $a > 1$.

Таким образом участок фильтрующей поверхности представляет совокупность параллельных трубок, по которым жидкость движется параллельными струями.

По формуле Пуазейля количество жидкости, проходящей через трубку весьма малого диаметра, прямо пропорционально давлению и четвертой степени диаметра и обратно пропорционально длине трубки и коэффициенту внутреннего трения жидкости. Это выражается следующей формулой:

$$Q = \frac{\pi \cdot k \cdot p \cdot r^4}{8 \cdot l \cdot \gamma},$$

где p — движущий напор, l — длина, r — радиус капиллярной трубки, η — абсолютная вязкость k — коэффициент пропорциональности.

Для фильтрующей поверхности площадью A количество фильтрата определится следующим образом:

$$Q = \frac{k' \cdot A \cdot \pi \cdot r^4 \cdot p}{8 \cdot l \cdot \eta}$$

при $t = \text{const.}$

Кроме того нами не учитывался слой образующегося осадка.

24. Расчет вместе со слоем осадка — в предыдущей формуле l и r — не могут быть определены экспериментально; пусть r — удельное сопротивление данного осадка, L — толщина слоя осадка, A — площадь фильтра.

Тогда сопротивление на единицу площади

$$R = \frac{r \cdot L}{A};$$

Объем осадка на фильтре:

$$V = A \cdot L = v \cdot Q.$$

v — % твердых частиц в единице объема, Q — количество профильтрованной жидкости.

$$L = \frac{v \cdot Q}{A};$$

$$R = \frac{r \cdot v Q}{A^2}.$$

Согласно вышеуказанному

$$Q = \frac{P}{R} \cdot t.$$

Дифференцируя последнее выражение, находим, что скорость фильтрации

$$\frac{dQ}{dt} = \frac{P}{R}.$$

Если пренебречь сопротивлением слоя фильтрующей среды, то

$$\frac{dQ}{dt} = \frac{P}{R} = \frac{PA^2}{r \cdot v \cdot Q}.$$

Если учесть и сопротивление фильтрующей среды, то

$$\sum r = R + \frac{C}{A},$$

и следовательно

$$\frac{dQ}{dt} = \frac{PA^2}{r \cdot v \cdot Q + P \cdot A}.$$

25. Задерживающая способность фильтров. Задерживающая способность не определяется размером отверстий. В гораздо большей степени она определяется характером осадка, а не фильтрующим слоем (опорой, поддерживающей осадок).

Главной задачей процесса фильтрации является образование осадка на фильтрующей поверхности. Поэтому часто нет надобности в толстом или двойном слое фильтрующей ткани или песка, если более тонкий слой

гарантирует образование на нем осадка. Тонкие ткани во всех случаях предпочтительнее и их следует механически укреплять, создавая опорные сетки из более прочных нитей, из проволочной сетки или системы планок.

При фильтрации имеют весьма существенное значение адсорбция и абсорбция фильтрата осадком. При этом следует различать: 1) абсорбцию жидкости в результате капиллярных явлений; 2) адсорбцию в результате концентрации растворенного вещества на поверхности твердой фазы.

26. Формула Сперри. Отдельные факторы, определяющие дебет фильтра, могут быть связаны в следующей формуле, установленной экспериментально (Сперри).

$$Q = \left[\sqrt{\frac{2PKT}{R \cdot S} + \left(\frac{KR_m}{R \cdot S} \right)^2} - \frac{KR_m}{RS} \right] \frac{N_s(1 + at_1 + bt_1^2)}{N_0},$$

где: Q — количество жидкости, проходящей через фильтр за время T ;

P — разность давлений (напор) по обе стороны фильтра ($P_1 - P_2$);

R — сопротивление кэка;

R_m — сопротивление ткани;

K — скорость образования кэка;

T — время;

S — содержание твердого в пульпе;

t_1 — температура жидкости;

a и b — температурные коэффициенты для данной жидкости;

N_s — коэффициент вязкости воды в нормальных условиях;

N_0 — коэффициент вязкости данной жидкости в нормальных условиях.

27. Фильтрация производится на фильтрах непрерывного или периодического действия. К первым принадлежат фильтры Оливера, американский дисковый, Доррко, Портланда и Вольфа; ко вторым принадлежат фильтры Бэттерса, Мура, фильтр Меррилла и фильтр-пресса.

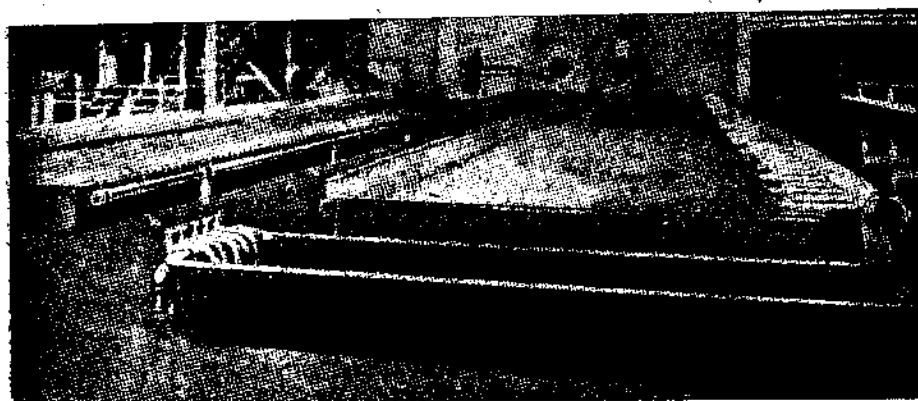


Рис. 59. Фильтр Бэттерса (вид с рабочей площадки).

Из числа перечисленных фильтров в настоящее время широким распространением пользуются фильтры Оливера, Портланда и в меньшей степени — американский дисковый и Вольфа.

28. Фильтр Бэттерса (рис. 59 и 60) устарел по своей конструкции (громоздкий и неэкономичный), тем более это относится к фильтру Мура. Из числа фильтр-прессов пользуется распространением фильтр Меррилла, допускающий автоматическое смывание кэка с рам после фильтрации, не раздвигая при этом рам фильтра (рис. 61).

Фильтр Бэттерса имеет еще довольно значительное распространение (особенно на предприятиях Союза). Это объясняется простотой его конструкции, которая допускает сооружение фильтра своими силами на самом



Рис. 60. Фильтр Бэттерса на иловом заводе Центрального рудника Мариинской тайги.

руднике. Данный фильтр состоит из ряда фильтровальных рам, подвешенных в общем чане, имеющем пирамидальное дно. Основа рам состоит из труб, согнутых *n*-образно и укрепленных в верхнем деревянном бруске ($7,5 \times 22,5$ см), называемом *огнивом* рамы.

Фильтрующая среда, вкладываемая в раму, представляет кокосовую циновку (укрепленную в раме в вертикальном направлении деревянными

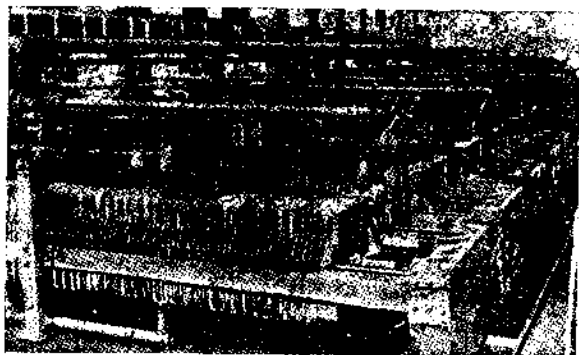


Рис. 61. Фильтр-пресс Меррилла в Хомстаке.

планками), обшитую снаружи тканью и простеганную. Труба, образующая раму, имеет отверстие и соединена с вакуум-насосом. Применение пенковых матов дает плохие результаты и требует весьма длительной

промывки. В некоторых случаях внутри рамы закладывают на небольшом расстоянии деревянные планки, которые сверху обшивают фильтровальной материей.

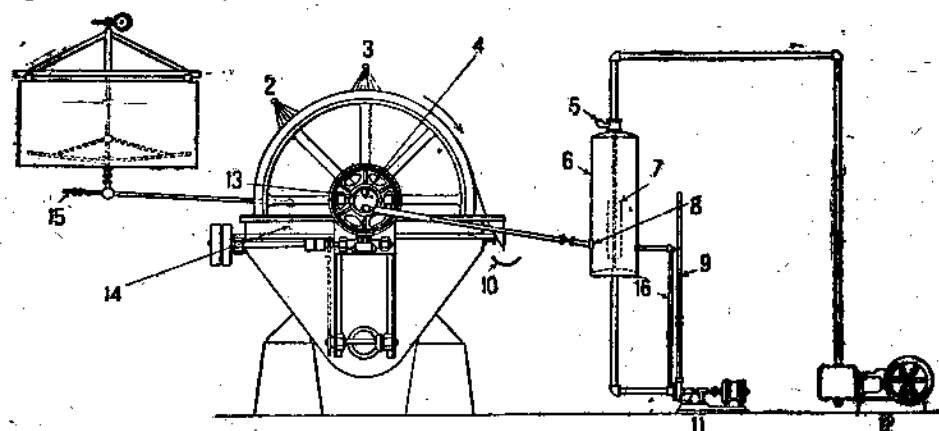


Рис. 62. Вакуум-фильтр Оливера. Общее расположение установки.

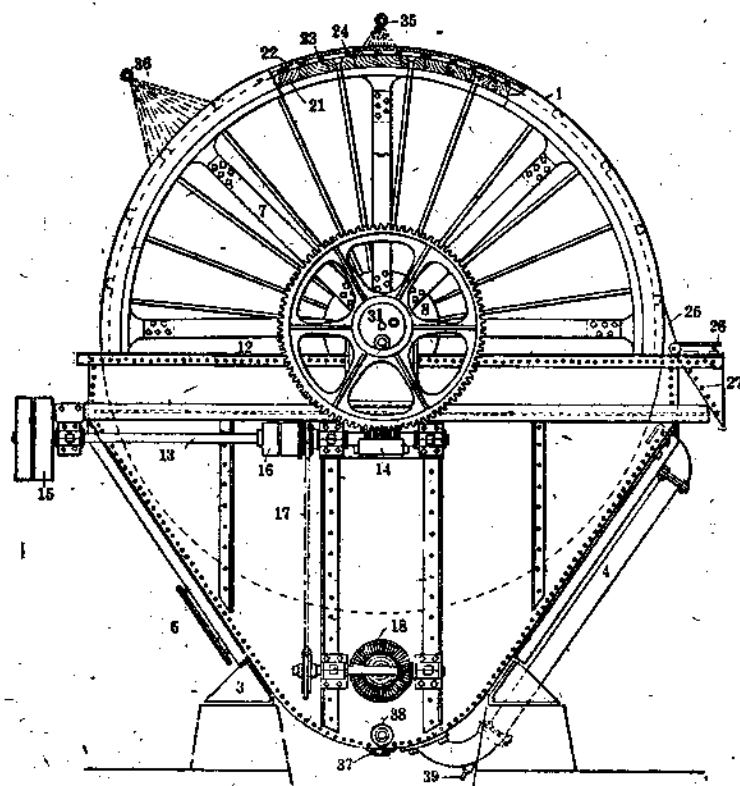


Рис. 63. Фильтр Оливера.

Работа фильтра происходит следующим образом. Вмещающий чан заполняется при помощи центробежного насоса пульпой, и включается

вакуум-насос. По образованию на поверхности рам достаточно плотного кэка разрежение поднимается до такой степени, чтобы только удерживать кэк на поверхности фильтра.

Избыток пульпы, содержащейся в чане, выпускают в расположенный ниже чан-коллектор или перекачивают в последний центробежным насосом. Чан фильтра заполняют промывным раствором или водой. Вакуум доводят до его максимума. Понижение разрежения во время просасывания воздуха имеет целью предотвратить слишком быстрое высыхание и сжатие кэка, при котором могут образоваться трещины, являющиеся причиной неравномерной промывки кэка и преждевременного отваливания его. По окончании промывки вода выкачивается из чана, и производится удаление кэка с поверхности рам, называемое *отдувкой*. Кэк падает на дно чана и удаляется путем смывания его водой через отверстие, находящееся в вершине пирамидального дна чана. Отделение кэка от поверхности рам происходит под действием его собственной тяжести и под давлением воздуха или воды, накачиваемых внутри рам (или вода поступает под гидростатическим давлением из расположенного выше напорного чана).

При пользовании водой для отделения кэка рекомендуется предварительно наполнять чан фильтра водой, так как в противном случае кэк отваливается иногда только на нижней части фильтра, и верхние $\frac{2}{3}$ могут остаться неотсорванными.

29. Фильтр Оливера имеет наиболее широкое распространение на цинистых заводах. Этому способствуют непрерывность в его работе, удобное расположение по отношению к фильтру устройств для промывки с раствором и водой, весьма небольшое обслуживание; по отношению к фильтрам периодического действия он более компактен, условия промывки кэка на его поверхности лучше, чем у фильтров дискового и тем более Доррко. Перед фильтрацией пульпу сгущают до отношения $ж : т = 0,9 : 1 - 1,5 : 1$.

Схема фильтрационной установки и конструкция самого фильтра Оливера показаны на рис. 62 и 63.

Как видно из прилагаемых чертежей фильтр представляет барабанный тип непрерывно действующего вакуум-фильтра. Фильтрация происходит на поверхности вращающегося барабана (с горизонтальной осью вращения), который опущен в чан с пульпой (14 на рис. 62), перемешиваемый во избежание отстаивания специальной мешалкой (рис. 63 — 18). Сверху барабан покрывают фильтрующей материей, которая обматывается проволокой для укрепления на поверхности барабана; кроме указанной функции проволока предохраняет поверхность фильтра от порчи ее скребком. Наружная часть барабана разделена на ряд секций, закрытых сверху сеткой; каждая из них соединена при помощи труб с автоматическим золотниковым клапаным аппаратом, состоящим из двух плотно притертых дисков. Подвижной диск соединен с трубами; заделанными в него. Неподвижный — имеет с внутренней стороны несколько прорезов, которые присоединены снаружи при помощи труб к ресиверу (или — ресивером) и к компрессору. При вращении фильтра происходит регулирование образования кэка и происходит, подача сжатого воздуха в одну из секций для снятия кэка. Снятие кэка производится скребком (26 — рис. 63). Удаление фильтрата из ресивера (6 — рис. 62) производится центробежным насосом (11 — рис. 62) или уходит через трубу в зумпф (рис. 65 — пунктир). В последнем случае разность высот должна быть выбрана

соответственно барометрическому давлению, и емкость зумифа должна быть не меньше вместимости трубы. Фильтрация производится по сухому и мокрому вакуум-процессу. Во втором случае перекачивание раствора производится центробежным вакуум-насосом. Для создания разрежения в сухом процессе пользуются специальным вакуум-насосом (рис. 62—12) — иногда центробежным вентилятором — или присоединяют всасывающее отверстие компрессора к ресиверу. Обычно вакуум равняется 20—20"; давление ок. 10 фун./кв. дюйм. Для фильтрации плотных кэков на 1 кв. фут площади фильтра требуется в 1 мин. ок. 1 куб. фута воздуха. Для очень пористых — до 5 куб. фут. на 1 кв. фут в мин.

Размеры фильтров Оливера приведены в табл. 53.

ТАБЛИЦА 53. Фильтры Оливера

Диаметр мм	Длина мм	Площадь м ²	Диаметр мм	Длина мм	Площадь м ²
915	150	0,372	1 830	915	5,115
915	305	0,837	1 830	1 830	10,230
915	610	1,674	1 830	2 745	15,345
915	1 220	3,348	2 440	2 440	18,600
1 220	915	3,441	2 440	3 050	23,250
1 220	1 220	4,650	2 440	3 660	27,900
1 220	1 830	6,975	2 440	4 270	32,550
1 220	2 745	10,230	3 505	3 660	39,990
1 600	1 220	6,450	3 505	4 270	46,500
1 600	1 830	9,300	3 505	4 880	53,475
1 600	1 830	12,090	4 270	4 270	56,730
1 600	3 050	15,345	4 270	4 880	65,100
1 600	3 660	18,600	4 270	5 490	73,470

30. В фильтр-прессе Меррилла выгрузка кэка производится механическим смыванием через канал дна, что дает возможность непрерывной работы фильтра в течение многих месяцев. При этом он не открывается, и фильтровальная ткань не меняется. Смывание достигается серией сопел в поворачивающейся трубе, проходящей через всю длину пресса. Для работы фильтр-пресса требуется от 3 до 5 т воды на 1 т твердой части пульпы (в зависимости от характера последней) (рис. 62).

В то время как цена этого фильтра сравнительно высока, обработка в нем требует весьма малой затраты труда. При верном использовании

бляют раму толщиной в 10 см. В случае очень тонко измельченного или коллоидного материала — толщина кэка составляет 5—7,5 см. Центральная промывка также может быть применена; при этом кэк набирается так, чтобы не вполне наполнить раму, и воздух и раствор вводятся через центральное отверстие в каждом кэке вместо того, чтобы поступать в поперечном направлении через раму. В этом случае кэк отделяется на короткое время перед смыванием введением воздуха позади тканей.

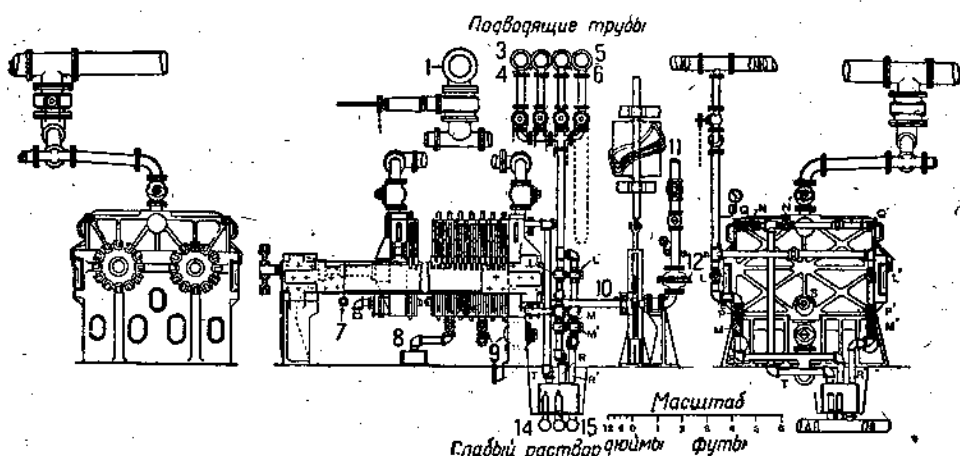


Рис. 64. Общий вид установки фильтр-пресса Меррилла.

Выщелачивание в фильтр-прессе аналогично выщелачиванию песка путем перколяции, но гораздо быстрее и требует несколько часов.

ТАБЛИЦА 53а. Фильтр-прессы Меррилла

Тип (класс) фильтра	А		В		С	
Прибл. % фильтров данн. типа, встреч. в практич. раб.	50		40		10	
Скорость выщелач. (часы)	7 или скорее		8 и 9		10 или медленнее	
	Часы	Мин.	Часы	Мин.	Часы	Мин.
Воздух	1	0	1	20	1	30
Слабый раствор	0	25	0	30	0	35
Воздух	1	0	1	0	1	20
Крепкий раствор	1	0	1	20	1	30
Слабый раствор	0	50	1	30	1	40
Вода	12 или 13 м во всех случаях в зависимости от необходимого времени.					

На заводе в Хомстэке¹ при употреблении фильтра из более крупного песка удавалось извлекать 70% золота в течение 7-дневного цикла перколяции. Более тонкое измельчение этого продукта увеличивало извлечение из него приблизительно до 80%, причем более мелкие классы песка давали 90% извлечения. Ил и мелкий песок, обработанные в

¹ Шервуд. Гидрометаллургия золота и серебра.

фильтр-прессе Меррилла, дают 90% извлечения в течение цикла, продолжительность которого равна 8 — 10 час., из которых 1 час идет на наполнение и 1 на смывание.

31. Фильтр Портланда отличается от фильтра Оливера устройством клапанов, дающих возможность собирать отдельно 1) фильтрат

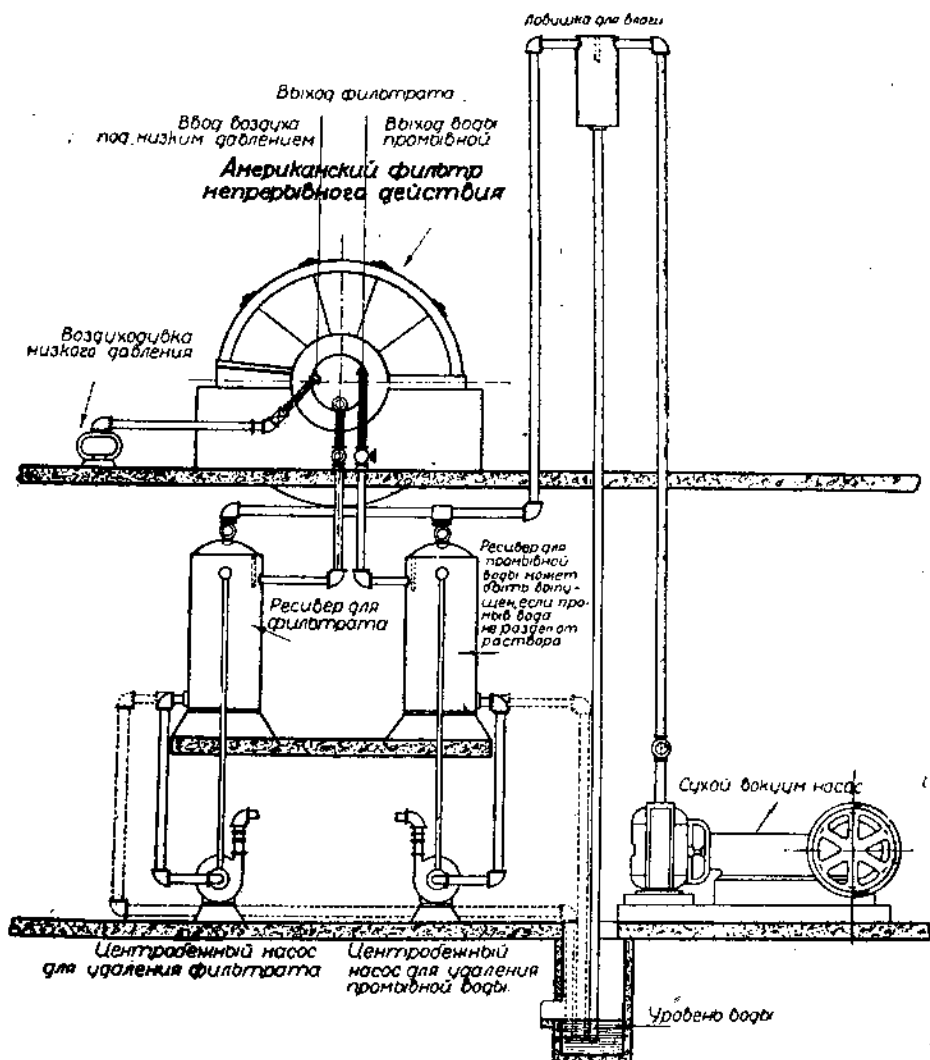


Рис. 65. Схема установки американского фильтра для непрерывной фильтрации.

2) промывной раствор, 3) промывную воду (в случае фильтра Оливера отдельно можно собирать 1) фильтрат и 2) промывной раствор вместе с водой).

32. Ячейковый фильтр Вольфа вполне может употребляться вместо фильтра Оливера, но он тяжелее последнего и благодаря этому менее транспортабелен. Размеры фильтров Вольфа приведены в табл. 54.

ТАБЛИЦА 54. Фильтры Вольфа

Модель	Диаметр мм	Длина мм	Фильтр. площ. м ²	Вес в т
№ 1	1 200	150	0,5	1,1
№ 2	1 400	450	1,5	2,2
№ 3	1 400	750	3	3,2
№ 4	1 400	1 100	4,5	3,9
№ 5	1 400	1 500	6	5,5
№ 6	1 400	2 200	9	7,0
№ 7	2 500	1 400	10	13,5
№ 8	2 500	2 800	20	23

33. Американский дисковый фильтр более компактен, удобно разбираться на отдельные части и может оказаться весьма удобным для фильтрации тяжелых руд и концентратов (сульфиды, железная шпала и др.). Это обстоятельство связано с вертикальным расположением фильтрующих поверхностей дисков, но последнее несколько понижает эффективность промывки (рис. 65).

В случае малой эффективности промывки на фильтрах производит пульпование кэка и агитацию с промывным раствором или водой, после чего следует вторичная фильтрация. Последний метод применяется в случае пульпы с высокой адсорбционной способностью твердой их части. Суточная производительность американских дисковых фильтров для илов цианистого процесса находится в пределах от 300 до 2 000 фунт. твердого. Содержание влаги в кэках составляет от 18 до 35%. По данным фирм производительность фильтра на 1 кв. фут поверхности для (сгущенной) пульпы цианистого процесса можно принять равной от 0,136 до 0,9 т (сухого твердого); за среднюю цифру принимают 0,3 т.

Размеры, вес и условные обозначения приведены в табл. 55.

ТАБЛИЦА 55. Американские дисковые фильтры непрерывного действия

Сокращ. обозн.	Тип фильтра	Диам. дисков	Число дисков	Площадь фильтра кв. фут.	Приблизит. вес с ут. коркой в фунт.	
					Внутри страны	Для экспорта
АСАВА . .	4—1	4'	1	22	2 200	2 500
АСАСУ . .	4—2	4'	2	44	2 700	3 100
АСААМ . .	4—3	4'	3	66	3 300	3 800
АСАЕН . .	4—4	4'	4	88	3 800	4 400
АСАФЕ . .	6—2	6'	2	100	6 300	7 500
АСАГН . .	6—3	6'	3	150	7 200	8 500
АСАНН . .	6—4	6'	4	200	8 100	9 600
АСАЖС . .	6—5	6'	5	250	9 000	10 600
АСАЛО . .	6—6	6'	6	300	9 900	11 700
АСАКН . .	8—2	8' 6"	2	200	11 300	14 400
АСАНГ . .	8—3	8' 9"	3	300	13 000	16 500
АСАОД . .	8—4	8' 6"	4	400	14 600	18 600
АСАРТ . .	8—5	8' 6"	5	500	16 600	21 100
АСАРВ . .	8—6	8' 6"	6	600	18 200	23 500

Фильтр (загран. производ.) типа «8—6», работающий на 2 отделения по 6 дисков в каждом, стоит 6730 долл.; вспомогательное оборудование к нему: вакуум-насос (22"×9")—140 долл., вакуум-рецивьеры (24"×5')—100 долл. и (30"×5')—125 долл., влагоуловители (12"×30")—40 долл. и (18"×36")—55 долл.

Новый тип вакуум-фильтра Доррко¹ вероятно получит распространение в промышленности главным образом для фильтрации концентратов (рис. 66).

Сравнительная характеристика фильтров по данным различных заводов и фабрик приведена в табл. 56.

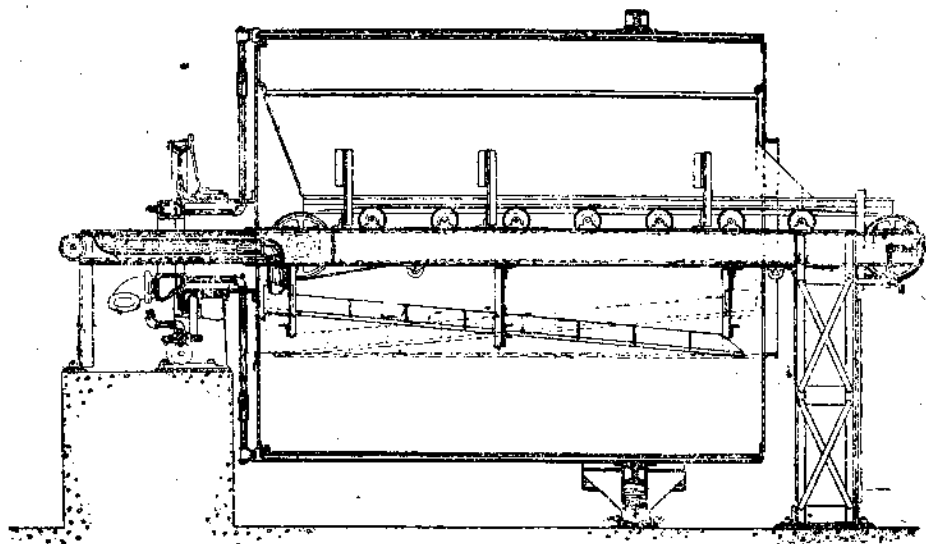


Рис. 66. Вакуум-фильтр непрерывного действия Доррко.

34. Стоимость установки фильтров и вспомогательного оборудования от стоимости (общей):

Фильтр-прессы:

Вспомогательное оборудование (насосы, рецивьеры и проч.)	20 — 25%
Установка	25 — 30%
Амортизация	5 — 10%
Энергия на кв. фут поверхности	0,005 HP
Работа	2 чел. на 2 фильтр-пресса
Ремонт (ткань)	3 — 5%
Служба материи (при 10-час. работе)	3 — 4 недели

Непрерывные вакуум-фильтры (Оливера, Портланда, американский).

Для больших вспомог. оборуд.	30%
Для малых	50%
Стоимость установки	25%
Амортизация	5 — 10%
Энергия на кв. фут поверх. фильтра	0,005 — 0,02 HP
Работа	1 чел. на 4 — 5 фильтров
Ремонт	5%

¹ Eng. and Min. Jour. 1927, Sept. 17, стр. 480, 124, № 12.

ТАБЛИЦА 56. Сравнительная

Предприятие, на котором установлен фильтр	Время, в которое относится наблюдение	Фильтр	Размер, диаметр и длина	Скорость вращения барабана	Вакуум или давление	Материал
Barnes King Development Co. .	5/15/22	Портланд	12' × 12'	3 1/2 об. м.	15/20" Hg	Кварц. 20% роге- няка
Inspiration Consolidated Copper Co	1/26/23	Оливер	11'6" × 12'	8 об. м.	24" Hg	Цементы, медь 75% флотат. 25% стол.
Deer Trail Mining Co.	5/18/22	Келли	450 кв. фут	—	—	Хвосты после цианирования
Deer Trail Mining Co.	5/18/22	Америк.	8 дюк. 6' diam.	13 об. м.	18 1/2" Hg	Хвосты после цианирования
Old Dominion Co.	5/4/22	Оливер	14' × 14' 40 рам	12 об. м.	24" Hg	Флотационный кон- центрат
Cib. Minera „Las Dos Estrellas, S. A.“	8/29/22	Беттерс Берт	4'6" × 9'8"	—	—	50% кварц. 50% глины
El Ore Mining and Railway Co.	8/29/22	Вращающ.	42" × 40'	15 об. м.	45 ф. на кв. дюйм	Глинистый шлам
United Comstock Mill	4/5/24	Мур	62 рамы 6' × 8'	—	—	Шламы
Golden Cycle Mining and Rex. Co	12/29/22	Беттерс	86 рам 5' × 9'6"	—	18" Hg	Шламы
Modul Mining Co.	4/22/16	Портланд	12 × 10'	5 об. м.	—	Шламы

Срок службы материя:

В нейтральном растворе	1—2 года
В кислотах	1 неделя—5 месяцев

35. Непрерывная декантация по системе противотока широко применяется во многих случаях современной заводской практики, когда обрабатываются руды, не содержащие значительных количеств глинистого коллоидного материала, трудно поддающегося сгущению, и при условии наличия достаточного количества воды.

Типичное расположение аппаратуры на заводе, применяющем непрерывную декантацию по системе противотока, представлено на прилагаемой схеме (рис. 67). Согласно этой схеме (схема В) пульпа после агитации поступает последовательно в 4 сгустителя, где она промывается: в 4-ом—поступающей в него водой, в 3-ем—сливными водами из 4-го и цианистым раствором после осаждения, во 2-ом—сливными водами из 3-го, и в 1-ом—сливными водами из 2-го. При этом направление движения пульпы, перекачиваемой насосами Доррко (из 1-го сгустителя во 2-ой, из 2-го в 3-ий, из 3-го в 4-ый и из 4-го в отвал), прямо противоположно движению воды и промывного раствора (сливных вод), декантируемых из 4-го сгустителя в 3-ий, из 3-го во 2-ой и т. д.; причем сливные воды из 1-го сгустителя идут для питания измельчающей аппаратуры.

Приведенная схема представляет схему обработки руды, легко сгущающейся до содержания в пульпе 50% влаги или меньше, и в случае, если крепкие цианистые растворы не употребляются.

Для характеристики работы по этой схеме приводим следующие характерные цифры и подсчеты согласно метода Дорра для расчета потерь драгоценного металла и цианида при системе непрерывной противоточной декантации.

характеристика фильтров (по Hardinge)

Удельный вес твердого	Средний анализ	Тверд. в 24 ч. в м. фильтр	Фиг. на кв. фут. в 24 часа	Влаж. в исходном шт. в %	Влаж. в промывке в %	Толщина слоя в мм.	Минимум загрузки	Миним. расход. фильтрования	Миним. расход. промывки	Миним. расход. высуш. и разгрузки	Миним. расход. всего цикла	Всего стоимость за 1 м	Род фильтров ткани	Срок службы ткани
2,65	80% — 200	150	695	55	30—34	$\frac{1}{16}$ — $\frac{1}{8}$	—	1,25	2	0	3,5	0,0982	Бумаж.	5—7 м.
4,0	58% — 200	86,4	400	38,8	15,5	$\frac{1}{4}$	—	—	—	—	8	0,0834	—	—
2,7	80% — 150	48,1	186	71,4	25,6	$1\frac{1}{4}$	3	22	45	32	102	0,218	Патч.	7 $\frac{1}{2}$ м.
2,7	80% — 150	43,2	218	71,4	10—12 возм. 25,6	$\frac{3}{16}$	—	—	—	—	13	0,102	То же	83 дня
4,95	94% — 200	84	272	60	17	$\frac{1}{8}$	—	—	—	—	12	0,439	—	—
2,6	85% — 200	1 300	150	82	35—40	—	—	—	—	—	—	—	—	—
2,85	83% — 200	77	—	57	28	—	3,5	50,00	3,2	4,5	90	0,072	—	7—8 м.
—	— 300	390	131	50	—	—	—	—	—	—	120	0,060	—	—
2,7	96,5%—200	—	—	42 +	30	1	10	35	100	20	165	0,041	—	—
—	—	120	6—67	50	22—27	$\frac{1}{4}$	—	—	—	—	5	—	—	—

Следующая типичная схема и вычисление потерь растворенного драгоценного металла и цианида взяты из статьи, опубликованной Компанией Дорра.

В этих вычислениях предполагается, что 75% всего извлекаемого металла растворяется во время измельчения; это возможно для золотых руд, но для серебряных руд будет правильнее принять, что растворение во время измельчения составляет только от 15% до 20% всего растворенного серебра.

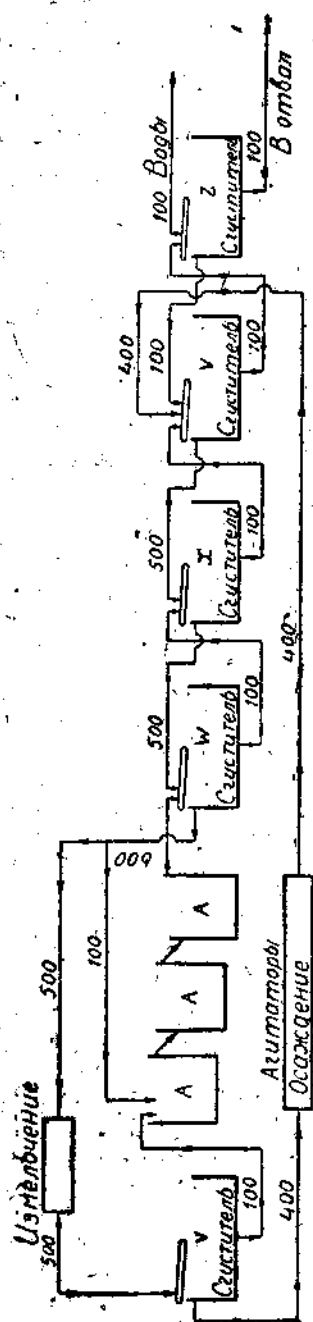
Схема системы по тину «В» (см. на отдельн. листе).

36. Вычисление потери растворенного драгоценного металла. Принятые условия:

- 100 т руды измельчается в цианистом растворе;
- выгрузка из всех сгустителей содержит 50% влаги;
- золото растворяется в количестве 16 г/т;
- растворение происходит на 75% в процессе измельчения и на 26% в агитаторах;
- 400 т раствора из сгустителя V осаждается до содержания в 0,03 г;
- агитация производится при отношении ж : т равном 2 : 1;
- пусть V, W, X, Y и Z представляют содержание в граммах в тонне раствора, уходящего (сливные воды) из соответствующих по обозначению сгустителей.

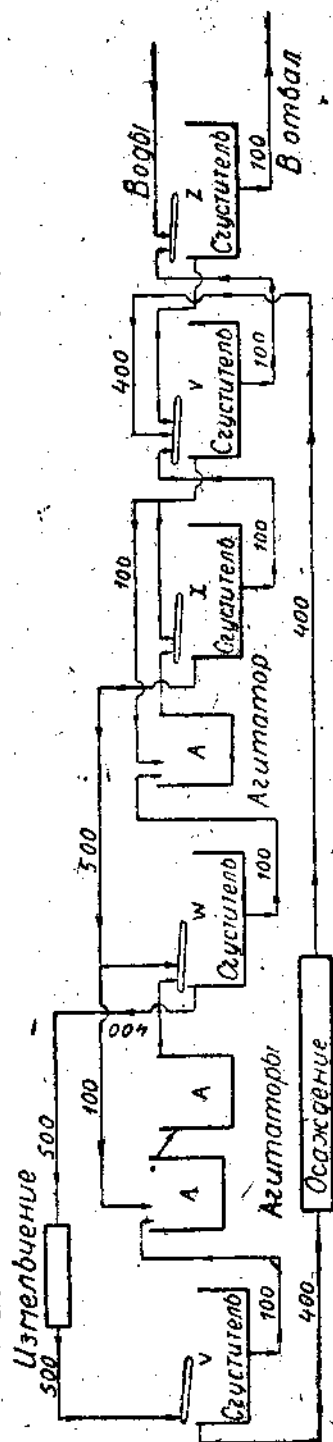
Приравнивая количество, выходящее и входящее в каждый сгуститель, получаем:

- $100 V + 400 V = 500 W + (0,75 \times 16 \times 100)$,
- $100 W + 600 W = 500 X + 100 W + (0,25 \times 16 \times 100) + 100 V$,
- $100 X + 500 X = 100 W + 500 Y$,
- $100 Y + 500 Y = 100 Z + 100 X + (400 \times 0,03)$,
- $100 Z + 100 Z = 100 Y + 100 \text{ т воды с содержанием } 0 \text{ г/т.}$



Все цифры относятся к тоннаж раствора

Рис. 67. Схема системы В.



Все цифры относятся к тоннаж раствора

Рис. 68. Схема системы ВВ.

Упрощая:

- 1) $V = W + 2,4,$
- 2) $W = X + 1,28,$
- 3) $X = Y + 0,256,$
- 4) $Y = 0,27 + 0,075,$
- 5) $2Z = Y.$

Вычислением получаем следующие результаты:

$$\begin{aligned} V &= 4,0195 \text{ г}, \\ W &= 1,6193 \text{ »} \\ X &= 0,3393 \text{ »} \\ Y &= 0,0833 \text{ »} \\ Z &= 0,0416 \text{ »} \end{aligned}$$

Таким образом количество осажденного золота из 400 т

$$400 \times (4,0195 \text{ г} - 0,03) = 1595,80.$$

Количество потерянного с хвостами: 100 т по 0,0416 г = 4,16,
Итого 1 599,96 г, или, округляя, 1 600 г.

$$\text{В хвостах теряется... } \frac{4,16}{1\,599,96} \times 100\% = 0,3\%.$$

Из предыдущего делаем следующие выводы:

Содержание в золотых растворах, т. е. содержание в $V \dots 4,0195 \text{ г};$
Содержание в уходящих (с выгрузкой) растворах, т. е. содержа-
ние в $Z \dots 0,0416 \text{ г}.$
Потери золота в растворе, уносимом с хвостами, на 1 т руды $\dots 0,0416 \text{ г}.$
В полученном растворе извлечено золота $\dots 99,7\%.$

37. Механические потери цианистого натра. Примем следующие исходные положения:

- а) откинем расход цианида при цианировании;
 - б) содержание цианистого натра на тонну раствора — 0,5 кг, т. е. концентрация раствора — 0,05%;
 - в) пусть V, W, X, Y и Z соответствуют концентрациям в кг цианистого натра на 1 т раствора, идущего из соответствующих сгустителей.
- Приравнивая количество раствора, вытекающего и втекающего в каждый сгуститель:

- 1) $V = 0,5.$
- 2) $100 W + 600 W = 100 W + 100 V + 5\,000 X.$
- 3) $100 X + 500 X = 100 W + 500 Y.$
- 4) $100 Y + 500 Y = 100 Z + 400 V + 100 X.$
- 5) $100 Z + 100 Z = 400 Y + 100 \text{ т воды}.$

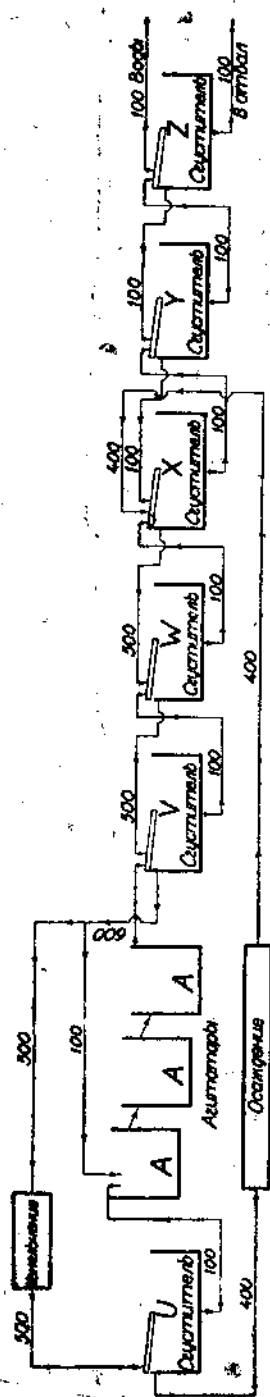
Упрощая находим:

- 1) $V = 0,5.$
- 2) $6 W = 5 X + 0,5.$
- 3) $6 X = W + 5 Y.$
- 4) $6 Y = Z + X + 2.$
- 5) $2 Z = Y.$

Вычислением получаем следующие результаты:

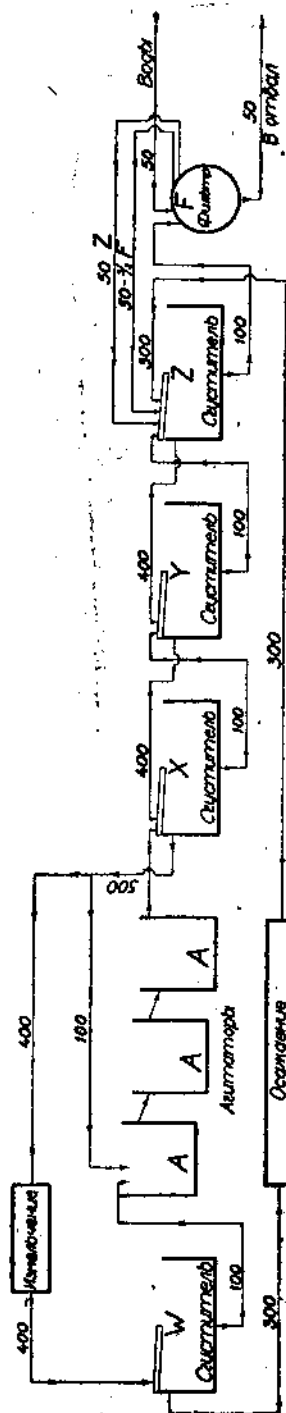
$$\begin{aligned} V &= 0,5 \text{ кг/т} \\ W &= 0,4554 \text{ кг/т} \\ X &= 0,4466 \text{ »} \\ Y &= 0,4448 \text{ »} \\ Z &= 0,2224 \text{ »} \end{aligned}$$

$\frac{100}{100} Z = 0,2222 \text{ кг},$ что составляет механическую потерю цианистого натра на 1 т руды.



Все цифры относятся к точнам раствора

Рис. 69. Схема системы.С.



Все цифры относятся к моменту растворения

Рис. 70. Схема системы Д.

При осуществлении системы непрерывной декантации по системе противотока, кроме разобранной схемы «В» применяются и другие схемы расположения аппаратуры, «ВВ», «С» и «D» (рис. 68, 69 и 70). Эти схемы применяются в тех случаях обработки руд, когда приходится учитывать более медленный процесс извлечения драгоценных металлов, необходимость добавочной перемены растворов, употребление более крепких цианистых растворов и медленно отстаивающихся руд, трудно поддающихся уплотнению.

ТАБЛИЦА 57. Другие предполагаемые условия и вычисленные результаты схемы по типу „В“

Пример №	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Количество растворимого металла в 4 м ³ % растворенного металла в течение извлечения	9,954	9,954	9,954	16,59	16,59	23,226	23,226	29,862	29,862	16,59
% влаги в выгрузке сгустителя	75	75	75	75	75	75	75	75	75	50
Отношение раствора, поступающего на осаждение, к весу руды	50	50	37,5	50	37,5	50	37,5	50	37,5	50
Содержание в выходящем растворе . .	3:1	3:1	2:1	4:1	2:1	4:1	3:1	5:1	3:1	4:1
Потери растворенного металла на 1 м ³ руды % извлечения при растворения	0,051	0,123	0,06	0,043	0,093	0,055	0,05	0,043	0,058	0,058
KCN в кг на 1 м ³ раств.	0,051	0,023	0,025	0,043	0,056	0,055	0,03	0,043	0,035	0,058
Механическая потеря KCN на 1 м ³ руды в кг	99,4	98,8	99,6	99,7	99,6	99,7	99,9	99,8	99,9	99,6
	0,46	0,46	0,46	0,69	0,69	0,46	0,46	0,69	0,69	0,46
	1,195	0,186	0,118	0,304	0,177	0,2	0,122	0,313	0,185	0,2

В последнем случае применяется схема «D», предусматривающая введение фильтра для хвостов после 3-го сгустителя (вместо 4-го сгустителя).

Как указывает Гамильтон ¹, 2 необходимые условия для правильной работы системы—следующие: достаточный объем осаждаемого раствора и полное осаждение, дающее обеззолоченный раствор, который с практической точки зрения не содержит драгоценных металлов. При таких условиях возможно получить вполне удовлетворительное извлечение драгоценных металлов из хвостов.

Что касается извлечения цианида, то дело обстоит совсем не так удовлетворительно, потому что, как и во всех других процессах промывания, количество получаемой годной для процесса промывной воды ограничивается суточным тоннажем влаги, требующейся для завода, так как в противном случае запасной раствор скоро увеличился бы до количества, неудобного для работы. В случае золотых руд, когда можно с успехом употреблять слабый цианистый раствор, потеря цианида в остатке незначительна, но для серебряных руд, когда применяется для

¹ Hamilton, Manual of Cyanidation.

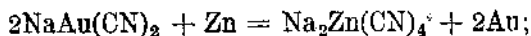
обработки раствор в 0,1% или выше, часто находят выгодным включать в схему какой-нибудь тип фильтра перед разгрузкой хвостов из последнего сгустителя в отвал.

38. Повторная (последовательная) фильтрация (tandem filtration) на непрерывно действующих вакуум-фильтрах представляет нововведение, применяемое на ряде заводов в Америке. Эта система впервые введена В. D. Kelly и во многих случаях доказала свою целесообразность. В этой системе обезвреживание связано с весьма интенсивной промывкой, а иногда и с добавочным растворением золота и серебра. После фильтрации на 1-м непрерывно действующем вакуум-фильтре как подвергается репульпации и находится в состоянии разбалтывания его с промывным раствором или с водой. В последней операции густота пульпы должна быть не ниже критической, допускающей фильтрацию на данном типе вакуум-фильтра. После агитации промытая пульпа поступает на следующий вакуум-фильтр. Число таких последовательных фильтрований равно 2 или большему числу, в зависимости от свойств самой пульпы (характер ее, адсорбирующая способность и т. д.). Эффективность промывки достигается весьма высокая (достаточно вспомнить теоретическое уравнение Фрейндлиха для определения количества адсорбированного вещества: $y = kx^{\frac{1}{n}}$).

Аппаратура, требуемая для осуществления данной системы, занимает значительно меньшую площадь, чем в случае непрерывной декантации по принципу противотока. Главнейшим возражением против данной системы может быть сравнительно большое число необходимых для нее вакуум-фильтров. Как указано, она может сочетаться с дополнительным растворением во время агитации. В случае небольших установок (80—150 т суточной производительности) данный принцип может быть осуществлен при наличии одного американского дискового фильтра, имеющего 2 камеры; в каждой из них работает несколько дисков, выполняющих в 1 камере первую стадию, а во 2—вторую стадию фильтрации. Система может оказаться особенно удобной и практичной для тех случаев, когда установка противоточной декантации встречает затруднения из-за своей громоздкости, необходимости сбережения тепла в зимние месяцы (на севере), а также в случаях обработки богатых руд и медленно осаждающихся руд.

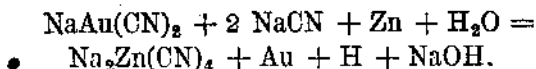
39. Осаждение золота и серебра из растворов. а) Осаждение цинком. Осаждение золота и серебра из цианистых растворов происходит за счет замещения данных металлов в цианисто-щелочном комплексе цинком. Реакции, охватывающие химизм данного процесса, а также сопровождающих его побочных процессов, еще недостаточно изучены.

По Парку реакция идет следующим образом:



но приведенное уравнение не охватывает всех явлений, происходящих при осаждении.

Согласно уравнению Кленнелля, осаждение золота и серебра происходит по следующему уравнению:

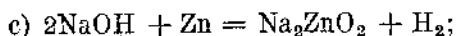
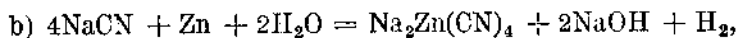
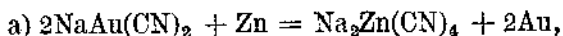


В приведенном уравнении дается объяснение причины выделения водорода, всегда наблюдаемого в экстракторах, а также причины повышения щелочности раствора. Между тем сопоставление данных, получаемых на практике (при осаждении серебра из цианистых растворов), не подтверждает уравнения Кленнелля в количественных соотношениях между весом осажженного металла и весом цинковой пыли, израсходованной при осаждении. Так, в округе Пачука (в Мексике) расход цинковой пыли составляет не более 1 кг цинка на 1 кг получаемого металла, и часто количество цинка снижается до 0,8 кг. После введения процесса Крау расход цинковой пыли составляет только $\frac{2}{3}$ (а иногда $\frac{1}{2}$) от указанных цифр. По уравнению Кленнелля теоретическое соотношение составляет 0,6 кг цинка на 1 кг серебра. Ввиду того, что цинк используется на осаждение не полностью, а кроме того сам растворяется в цианистом растворе, трудно допустить, чтобы теоретические цифры совпадали с практическими (а иногда были бы и ниже их).

Между тем уравнение Парка не отвечает на вопросы: почему происходит выделение водорода и почему почти всюду замечено увеличение (или во всяком случае изменение) крепости раствора по щелочи и изменение концентрации цианида в процессе осаждения.

Не вполне одинаковые явления, наблюдаемые при этом, легче объяснить несколькими реакциями, в известных отношениях сопряженными между собой.

На основании указанного правильнее принять, что в процессе осаждения цинком одновременно происходят следующие реакции:



при этом щелочной цинкат в дальнейшем, реагируя с цианистой щелочью, образует комплексные цианистые соединения цинка.

С точки зрения электрохимического толкования цианистого процесса¹ при осаждении золота и серебра происходит разложение комплексного соединения $\text{KAu}(\text{CN})_2$ при действии электрической пары, образованной цинком и другими металлами, входящими в виде примесей (напр., свинец) в состав продажного цинка. В связи с этим интересно отметить наблюдение, сделанное в практике осуществления данного процесса, что цинк, содержащий примеси, лучше осаждает, чем в высокой степени чистый. В результате разложения комплексной соли происходит осаждение металлического золота и растворение цинка в виде цианистого комплекса. При этом на катодах выделяется водород, поляризующий их поверхность. В случае осаждения в экстракторах, деполяризация достигается кислородом, который приносится цианистыми растворами. По опытам и наблюдениям автора в Марининской тайге², содержание кислорода резко снижается в первом же отделении экстракторов. В дальнейшем (после 4 или 5-го отделения экстрактора) происходит слабое растворение кислорода с поверхности цианистого раствора.

¹ H. F. Julian, E. Smart, A. W. Allen. Cyaniding Gold and Silver Ores, 3 изд., 1921 г.

² Извлечение золота из руд на приисках Мар. тайги. Минер. сырье, 1929 г., № 10.

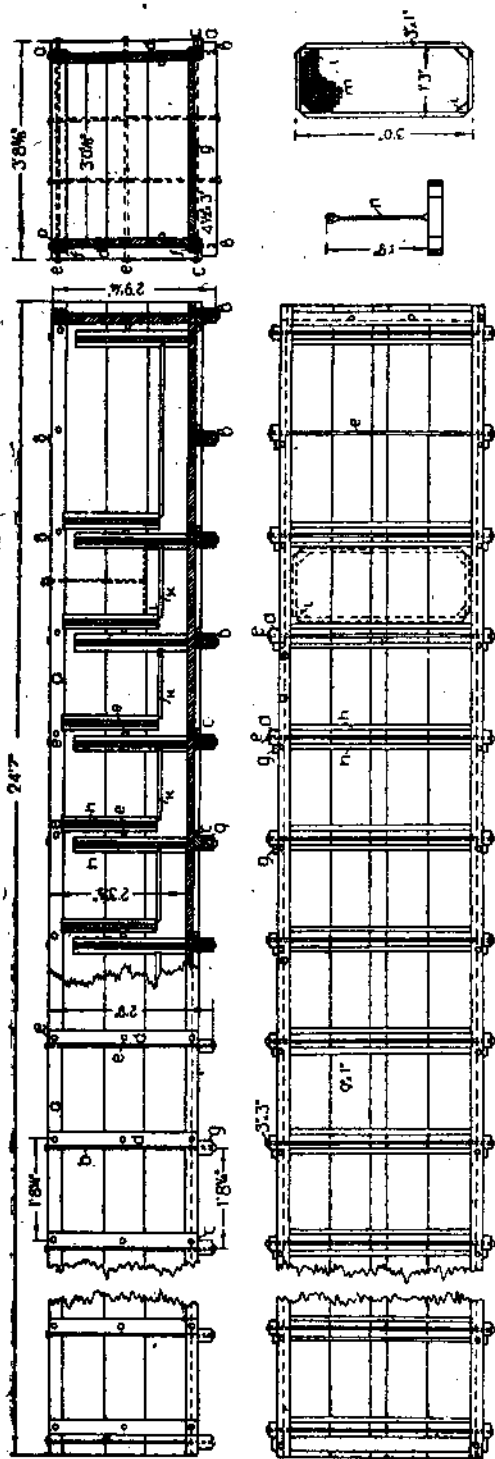


Рис. 71. Деревянный экстрактор для осаждения золота из раствора.

Значительное улучшение осаждения происходит при освинцовывании стружки путем предварительного опускания ее в раствор уксуснокислого свинца.

Рыхлый осадок свинца на поверхности цинка мешает поляризации и значительно увеличивает поверхность анода электрической пары. Предварительное освинцование необходимо для слабых цианистых растворов (слабее, чем 0,1—0,15%) по цианиду (т. е. почти во всех случаях, встречающихся на практике) и при содержании меди в обрабатываемых рудах.

Медь, содержащаяся в цианистых растворах, может вызвать серьезные затруднения при осаждении. Мерами борьбы с ними являются: 1) предварительное выщелачивание меди из руды (до цианирования); 2) освинцование цинковых стружек; 3) наполнение первых (двух) отделений цинковой стружкой, а следующих — освинцованной. В последнем случае большая часть меди осаждается в первых отделениях, а золото — в следующих. Периодически стружку из первых отделений опускают в раствор азотной и серной кислоты (для растворения меди), промывают водой и загружают опять в экстракторы.

Осаждение цинком производится цинковой стружкой в деревянных или железных ящиках — экстракторах, в которых часть перегородок не доходит до верха, а часть до дна экстракторов (рис. 71). В американской практике экстракторы имеют 5—6 отделений, в практике нашего союза до 10 отд. Благодаря

постановке перегородок происходит зигзагообразное движение раствора, проходящего через всю массу стружек в экстракторе, положенных на железные решетки. Цинковая стружка может быть поднята вместе с решеткой, на которой она лежит.

Осаждение цинковой стружкой в экстракторах является основным процессом, применяемым в настоящее время на золотых предприятиях Союза. Операция осаждения осуществляется следующим образом: цианистые растворы после фильтрации, после перколяции поступают в осветительные чаны и из них поступают в экстракторы на осаждение цинковой стружкой. Осаждение обычно производится освинцованной цинковой стружкой. Периодически—1 раз в неделю, но по возможности чаще,—цинковые стружки вынимают и их промывают вручную в деревянных чанах. Сполоск экстракторов производится 1 раз в 1—2 месяца. Мелочь собирается и копится, а еще не измельчившаяся стружка перекладывается в первые отделения экстракторов, а в последние отделения загружается свежая стружка. Экстракторы промываются струей воды.

Для промывки стружки устанавливаются барабаны, сделанные из железной сетки, укрепленной на каркасе, и вращающиеся на оси вручную при помощи рукоятки (иногда от мотора). Барабан погружается в чан с водой, и вращением его производится промывание стружки, отделение от нее мелочи и смывание осадка. Осадок и цинковая мелочь, полученные в результате сполоска, поступают сначала для обезвоживания на фильтр или на холст, натянутый на деревянных рамах, а затем в деревянные чаны, где обрабатываются серной кислотой; причем агитация содержимого в чане производится мешалками, приводимыми в движение от мотора, или продуванием воздуха (от компрессора через воздухопровод) через трубы, немного не достигающие до дна чана; на небольших установках производят перемешивание при помощи длинной и узкой деревянной лопатки или шеста. Для этой обработки в помещении экстракторной поставлены на возвышении 2 чана, в которых и производится операция обработки осадка кислотой. В чан заливается вода и серная кислота. Затем после обработки доливают водой и дают отстояться в течение 10—12 часов. После этого отсифонивают посредством спирального резинового рукава, обычно надеваемого на 2 железные трубы, и затем в течение одного дня 2 раза промывают водой и сливают, так же как и сернокислый раствор, посредством рукава. Заканчивают операцию тем, что насколько возможно полностью отсифонивают раствор, переводят осадок в фильтр-пресс или на холщевые мешки-фильтры, набитые на деревянных рамах, и дают ему насколько возможно отфильтроваться.

После обработки кислотой и фильтрации на холсте осадки сушат и плавят в графитовых тиглях (лучше с шамотовыми вставками) с присадкой буры 40—50%, соды 10%, селитры 3—5%. Значительное количество драгоценных металлов остается вместе с цинком, который перекладывается в головные отделения. Некоторая часть цинка, измельчившегося и провалившегося через решетки, часто обрабатывается отдельно. В конструктивном отношении выгодно увеличить пространство под ложным дном головных отделений, где накапливается значительное количество осадка. Объем экстракторов обычно рассчитывают так, чтобы наполненное цинком пространство составляло 0,031 м³ на каждую 1 т осаждаемого раствора в сутки, но на практике, по данным Шервуда,¹ он находится в пре-

¹ Шервуд, Гидрамет. зол. и сер. 1926 г.

делах от $\frac{1}{4}$ до объема, в 2 раза большего указанной величины. 5 отделений обычно достаточны, но рекомендуется удерживать в конце 1 пустое отделение. 1 м³ мелких цинковых стружек, упакованный соответствующим способом, весит от 96 до 112 кг; более грубый материал, употребляемый в случае осаждения серебра, может весить 225 кг. Стружка на американских предприятиях готовится в настоящее время из листов прокатанного цинка, спаянных по концам и скатанных на валу в виде цилиндра, который затем строгается стамеской, скошенной на концах, на токарном станке. Желательно при стачивании навивать стружку мотками размером, подходящим к отделениям экстракторов, в которых она употребляется для осаждения. Если принять, что стружки представляют непрерывную прямоугольную полосу шириной в a и толщиной в b дюймов, то обнаженная поверхность 1 фута цинка в стружке находится по формуле: $0,055 \left(\frac{1}{a} + \frac{1}{b} \right)$ кв. фут, или около $\frac{0,055}{b}$ кв. фут. в случае тонкой стружки. Если сечение не прямоугольное, а представляет собой параллелограмм с углом A , то указанное значение должно быть умножено на $\cos A$.

Емкость цинковых экстракторов изменяется в зависимости от количества раствора и содержания в нем драгоценных металлов, а также применяемого способа укладки в них цинковой стружки. На цианистом заводе Бэттерс Кошала в 1906 г. применялся способ Вэллоа следующим образом (по Гамильтону)¹:

Стружки свертывались в плотные валики или жгуты и располагались перпендикулярными слоями.

Осаждение производилось в 2 экстракторах по 8 отделений в каждом; глубина их составляла 61 см, но один из них имел в ширину 61 см, а другой 46 см, длина отделений равнялась 38 см.

Содержание в растворе до осаждения составляло 1,8 г золота и 106 г серебра. Содержание в растворе после осаждения при скорости прохождения раствора 15 м в час составляло только следы, при скорости 25 м в час — 0,1 г золота и 0,08 г серебра.

Суточный тоннаж раствора от 360 до 600 т.

Полная емкость 2 экстракторов — 1,98 м³.

Объем экстракторов на каждую т раствора в сутки от 0,0054 до 0,0034 м³. Пространство, фактически занимаемое цинковыми стружками, 1,4 м³.

Раствора в сутки на 1 м³ цинка от 254 до 427 т.

Когда стружки укладываются в ящики обычным способом забрасывания в них свободных стружек охапками и приподниманием их снизу, требуемое пространство должно быть в 3 или 4 раза больше, чем то, которое установлено в Кошала, а для бедного раствора золота, особенно для того, который получается в иловом процессе, может потребоваться емкость в десять раз больше, чем та, о которой говорилось.

В обычных условиях работы длина столба цинковой стружки равна 2,7 м при скорости раствора в экстракторах равной 0,16 м/мин. При этом площадь на 1 т раствора в сутки составляет 0,0041 кв. м.

б) Осаждение цинковой пылью производится взбалтыванием цианистого раствора с цинковой пылью и путем последующего отделения осадка в фильтр-прессе (рис. 72) или на вакуум-рамах (рис. 73).

¹ Гамильтон. Цианир. зол. и сер. руд. Москва, 1932 г.

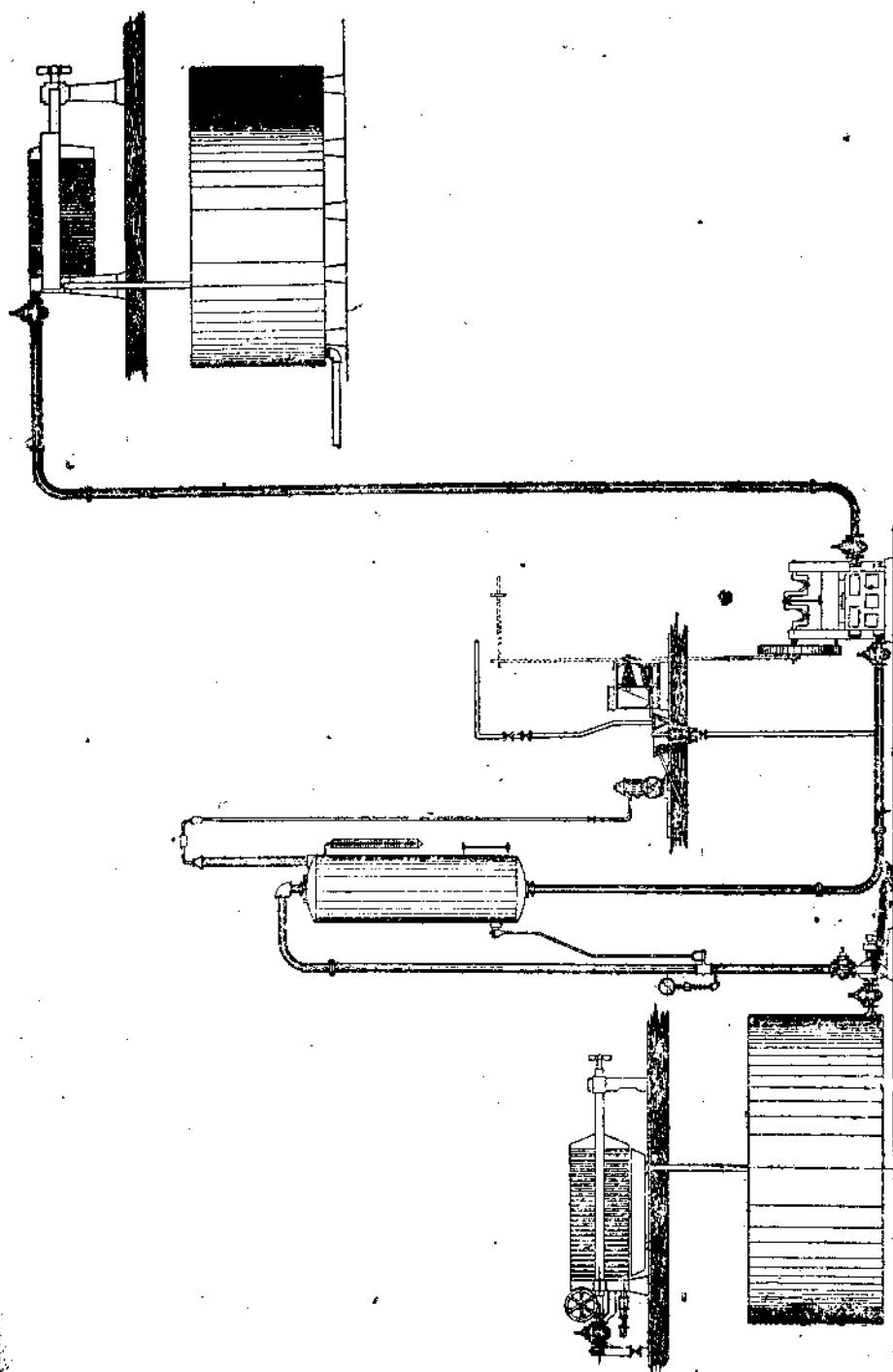


Рис. 72. Осаждение цинковой пылью по способу Меррилла-Крау с собиранем осадка и фильтр-прессом.

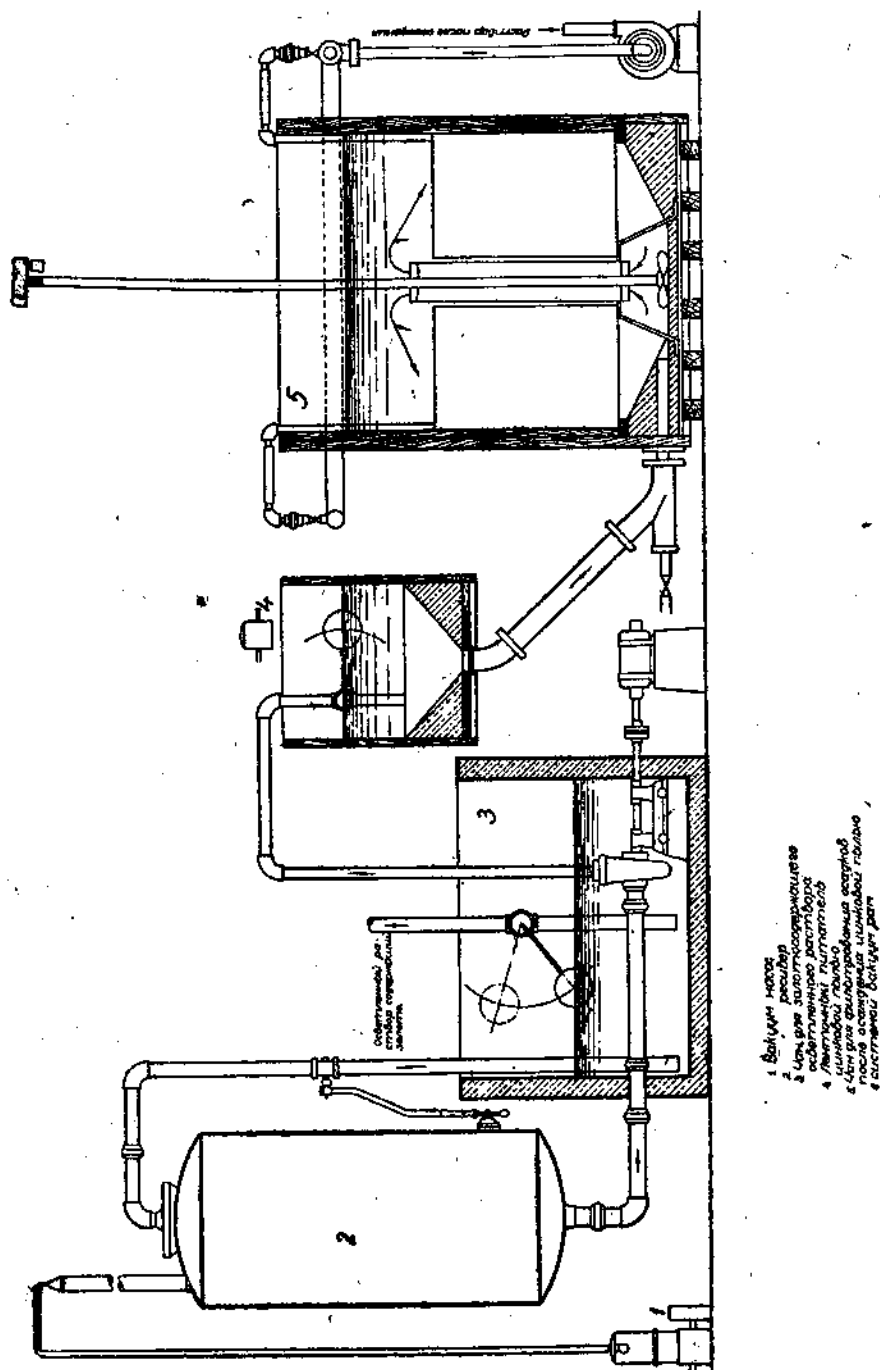


Рис. 78. Оседление цинковой пульпы по способу Меррилла-Крау с собиранем осадка на вакуум-фильтре.

Аппаратура, употребляемая при осаждении цинковой пылью, развивалась с течением времени. Первоначально цинковая пыль добавлялась через известные промежутки времени в конус, через который проходил раствор, а потом подавалась вместе с последним на фильтр-пресс. Затем ее стали давать в виде суспензии в чаны с большим количеством раствора, где последний поддерживался в состоянии агитации. После этого следовало перекачивание насосом в фильтр-пресс квадратного сечения. По способу Меррилла, принятому в настоящее время почти на всех больших цинковых заводах, цинковая пыль непрерывно подается в движущийся цинковый раствор. Фильтрация производится в фильтр-прессах трехугольного сечения. Аппаратура для подачи цинковой пыли разработана в виде питателей различных типов. Широко распространенным типом питателя является ленточный конвейер. На поверхности его имеется тонкий слой цинковой пыли, составляющий питание, достаточное на несколько часов работы установки. Подача производится в небольшой конус-смеситель, через который, вместе с частью поступающего в осаждение раствора, цинковая пыль идет с остальной частью раствора во всасывающую трубу и перекачивается насосом по трубопроводу в фильтр-пресс. В другом варианте питателя подача в воронку производится на узкой ленте, приводимой в движение валиком или шкивом, при чем толщина слоя цинковой пыли регулируется специальным (целевым) затвором. Подача иногда производится шнеком (горизонтальный винт). Во избежание прилипания пыли и застревания ее вводится специальный сотрясающий механизм. При начале работы количество пыли увеличивают на 50%.

Расход цинковой пыли достигает 25—50 г на 1 м³ раствора, теоретический расход по реакции замещения (уравнение Парка) составляет 1 г цинка на 6,03 г золота и на 1,93 г меди. Фактический расход опускается до 1% от приведенной величины (на 1 м³ раствора) для бедных золотых растворов и повышается до 50% в случае богатых серебряных. Цинковая пыль (пьюсера) обычно содержит 5—10% окиси цинка; другие примеси обычно представляют свинец и кадмий.

Аппаратура для осаждения цинковой пылью сложнее и дороже, чем в случае стружек, но имеет весьма существенные преимущества в отношении скорости реализации металла и в части операционной стоимости. В то время как сполоск экстракторов производится 1, или максимум 2 раза в месяц, осаждение цинковой пылью дает возможность быстро получать золото и серебро. В работе достигаются автоматизм и механизация. Установка занимает меньше места, чем экстракторы. Расход цинка в случае осаждения пылью значительно меньше. При съемке на стружках остается часть золота и серебра, что затрудняет определение фактического извлечения металла.

Осаждение пылью с применением фильтр-пресса лучше гарантирует в случае хищения или на случай пожара. Процесс обескислороживания по способу Крау (см. ниже) дает лучший эффект при осаждении пылью. Стоимость цинковой пыли обычно ниже, чем стоимость цинковой стружки. Фильтр-пресс для собирания осадка в случае суточной производительности, равной около 60 кг золота в месяц, занимает площадь размером 4,6 × 4,3 м. Площадь рамного фильтр-пресса на 1 т раствора в 24 часа должна быть не менее 0,1 кв. м. Расход пыли в случае бедных золотых растворов составляет 0,05 кг на м раствора. В случае богатых растворов расход пыли возрастает до 0,1—0,3 кг на т раствора.

ТАБЛИЦА 58. Кислород, растворенный в дистиллированной воде 5—30° Ц

Температура в °Ц	см ³ кислор. на литр воды (при норм. темп. и давл.)	Разница на 0,5° Ц	Температура в °Ц	см ³ кислор. на литр воды (объем при норм. темп. и давл.)	Разница на 0,5° Ц
5,0	8,68	—	24,5	5,80	0,04
5,5	8,58	0,10	25,0	5,76	0,04
6,0	8,49	0,09	11,5	7,52	0,08
6,5	8,40	0,09	12,0	7,44	0,08
7,0	8,31	0,09	12,5	7,36	0,08
7,5	8,22	0,09	13,0	7,28	0,08
8,0	8,13	0,09	13,5	7,20	0,08
8,5	8,14	0,09	14,0	7,12	0,08
9,0	7,95	0,09	14,5	7,04	0,08
9,5	7,86	0,09	15,0	6,96	0,08
10,0	7,77	0,09	15,5	6,89	0,07
10,5	7,68	0,08	16,0	6,89	0,01
11,0	7,60	0,08	16,5	6,75	0,07
18,0	6,54	0,07	17,0	6,68	0,07
18,5	6,47	0,07	17,5	6,61	0,07
19,0	6,40	0,06	25,5	5,72	0,04
19,5	6,34	0,06	26,0	5,68	0,04
20,0	6,28	0,06	26,5	5,64	0,04
20,5	6,22	0,08	27,0	5,60	0,03
21,0	6,16	0,06	27,5	5,57	0,03
21,5	6,10	0,06	28,0	5,54	0,03
22,0	6,04	0,05	28,5	5,51	0,03
22,5	5,99	0,05	29,0	5,48	0,03
23,0	5,94	0,05	29,5	5,45	0,02
23,5	5,89	0,05	30,0	5,43	
24,0	5,84	0,04			

40. Роль кислорода в цинкистых растворах при осаждении цинком совершенно ясно установлена работами недавнего времени, и в настоящее время в заводской практике осаждения широко вводится процесс Крау для выделения кислорода из растворов перед осаждением по процессу Меррилла (рис. 72, 73) или перед осаждением цинковыми стружками.

Как показал ряд заводских и лабораторных исследований (Америка, Южная Африка), наличие кислорода в растворах пагубно влияет на процесс осаждения золота и серебра.

Эти наблюдения сводятся к следующему:

1) Скорость осаждения увеличивается при понижении содержания кислорода в растворах и обратно.

2) Кислород, содержащийся в растворах, связывает водород, выделяющийся в процессе осаждения, и таким образом понижает восстановительное действие последнего.

3) В результате последующего поглощения кислорода раствором в последних отделениях цинковых экстрактов процесс осаждения может приостановиться, и даже (в особо неблагоприятных случаях) равновесие может сдвинуться в обратную сторону (т. е. в последних отделениях может начаться растворение ранее осажденного золота).

4) Образование белого осадка зависит от количества кислорода, содержащегося в растворе.

б) Если весь кислород из раствора удален, то и белого осадка не образуется.

Эти наблюдения приобрели особое значение после постановки заводского процесса удаления кислорода из цианистых растворов перед осаждением по способу Томас Крау, усовершенствовавшего этот процесс.

Процесс Крау-вакуум осуществил удаление кислорода пропусканием цианистых золотосодержащих растворов через вакуум-ресивер, в котором раствор подвергается распылению в вакууме. После этого раствор уже поступает на осаждение.

Результаты применения этого процесса следующие:

1) Понижение расхода цинка в процессе осаждения.
2) Понижение расхода свободного цианида, сопровождающего процесс осаждения.

3) Данный процесс оказался особенно удобным и хорошо осуществимым в конструктивном отношении в комбинации с осаждением цинковой пылью по процессу Меррилла, в результате чего возник процесс Меррилла-Крау. Расход цинковой пыли в этом случае составляет $\frac{2}{3}$ прежнего (а в некоторых случаях $\frac{1}{2}$).

4) Установки по процессу Меррилла-Крау в 1927 г. введены на следующих цианистых заводах: Мозер-Ист, Сэб-Нигель и Уэст Рэнд Консолидэтед, где эта система осаждения используется для собирания осадка вакуум-рамами.

В Канаде осаждение по процессу Меррилла-Крау осуществлено в 1927 г. на вновь выстроенных заводах: Тэк-Хьюге, Сильвэнайт, Ассошиэтед Гольдфильдс, Гольд Хилл (Кирилэнд Лэк) и Централь Майн (Манитоба). На этих заводах для собирания осадка установлены фильтр-прессы. Кроме указанных заводов процесс Крау устанавливался как ранее, так и в последующие (1928 — 1930) годы на целом ряде заводов в САСШ, в Мексике и в Южной Африке. В СССР данный процесс установлен в 1931 г. на заводе Болейского рудника (Сретенский округ, около Новотроицка) и за первые месяцы работы обнаружил свои значительные преимущества. Он оказался достаточно простым для практики нашей заводской работы.

б) В комбинации с осаждением цинковыми стружками в экстракторах этот процесс испытан в значительно меньшем числе случаев. При этой комбинации положительный эффект удаления кислорода менее заметен, так как раствор опять быстро поглощает кислород. Но и в этом случае наблюдается: а) меньший расход цинка, б) возможность хорошего осаждения (в частности для раствора с низким содержанием свободного цианида), в) отсутствие белого осадка.

Определение содержания кислорода в растворе производится колориметрически, по окраске раствора после введения в него пирогаллола и щелочи, на основании сравнения окраски с окраской эталонов.

Приготовление эталонов производится растворением коричневой краски в воде до той степени интенсивности, когда ее легко сравнить с окраской дистиллированной воды, насыщенной кислородом (при данной темп.). Содержание в ней кислорода при данной темп. и давлении устанавливается согласно прилагаемой таблице растворимости кисло-

рода в дистиллированной воде. Поправка на барометрическое давление производится по формуле:

$$Vp = V - \frac{\Delta}{760} \times \frac{V}{760},$$

где Vp — объем растворенного кислорода при давлении P , $\Delta = 760 - p$ и V — объем растворенного кислорода при давлении 760 мм ртутного столба. 1 см³ кислорода весит 1,429 мг. Умножением установленного объема кислорода на последнее число находят весовое содержание кислорода (в мг) на литр раствора.

Раствор краски, который соответствует раствору, насыщенному кислородом, разбавляют так, чтобы получить серию эталонов, отвечающих некоторым различным концентрациям кислорода. Обычно получают эталоны с содержанием $\frac{1}{2}$, 1, 2, 3, 4, 5, 6, 7, 8 мг кислорода на литр.

41. Обработка осадка после осаждения. Цинковая стружка после осаждения споласкивается, т. е. с нее смывают осадок и отбирают измельчившуюся часть ее.

Остальную часть стружки загружают опять в экстракторы, а осадок вместе с цинковой мелочью обрабатывают в чанах с растворами серной кислоты. Осадок после высушивания подвергают плавке на сплав золота с серебром (в некоторых случаях загрязненный другими металлами). В зависимости от условий и масштаба производства для обработки осадка после осаждения цинком (в форме стружек или пыли) применяются следующие процессы:

1) Непосредственная плавка в тиглях с флюсами. В настоящее время почти не употребляется (только для очень чистых осадков).

2) Обжиг и затем плавка. Оставлено из-за потерь золота с цинком при обжиге.

3) Обработка кислотой. Отделение на фильтр-прессах или на вакуум-фильтрах. Высушивание на противнях, причем перед этой операцией иногда смешивают с окислителями (селитра, перекись марганца) и другими флюсами (бура, сода, кварц). После этого следует плавка в графитовых тиглях с флюсами.

Процесс имеет широкое применение.

4) Процесс Тавнера состоит в плавке осадка с глетом на поду отражательной печи и в трейбовании полученного верклея в английском трейбофене.

5) Трейбование верклея, в итоге следующих операций: а) непосредственная загрузка брикетов из осадка и флюсов в свинцовую ванну трейбофена (в случае богатых осадков) и трейбование в той же печи; б) плавка брикетов (бедных осадков) в небольшом ватержакете на верклея и последующее трейбование, причем плавка в ватержакете ведется обычно вместе с побочными продуктами.

Процессы 4 и 5 применяются только в случае значительного масштаба производства.

Прилагаемый чертеж дает представление о расположении аппаратуры в отделении цинистого завода (предназначенном для обработки осадков после осаждения) (рис. 74 и 75).

В Южной Африке имеет широкое распространение процесс Тавнера, состоящий, как выше указано, в смешивании осадка с глетом и некоторым количеством песка и в плавке его на поду небольшой отра-

жательной печи. Восстановленный веркблей выпускают и затем трейбуют.

В Хомстеке ¹ сырой или обработанный кислотой осадок частью высушивается и брикетируется после смешивания с флюсами: плавленной бурой, глетом и небольшим количеством кварца. Брикетсы плавятся в небольшом английском трейбфене; под его набивается портланд-цементом ($\frac{3}{4}$) и известняком ($\frac{1}{4}$).

Шлак выпускают от времени до времени вместе с некоторым количеством восстановленного свинца. Когда вся шихта расплавлена, поверхность очищается, и веркблей трейбуется на том же поду. Слитки золота, полученные в результате обработки, разбиваются еще в горячем состоянии, плавятся в тиглях и отливаются в бруски.

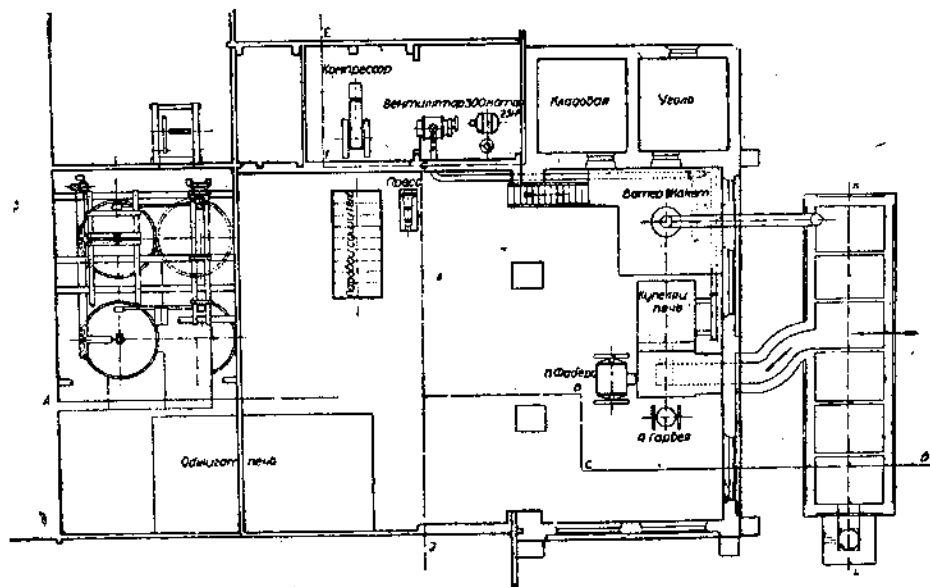


Рис. 74. Отделение завода для обработки осадка после осаждения цинком.

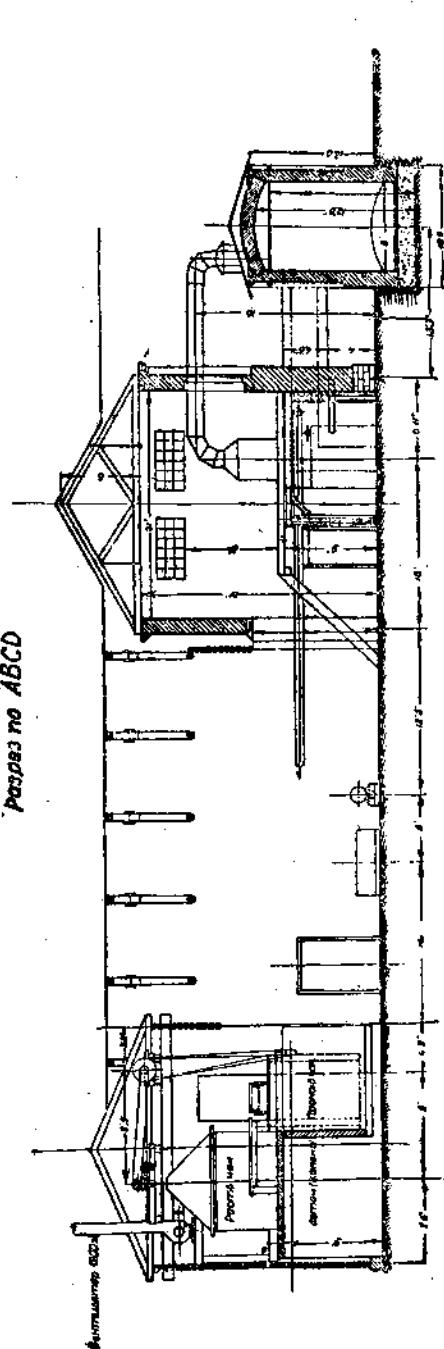
Широко применяемый метод обработки бедного осадка состоит в брикетировании и в плавке в небольшой шахтной печи с дутьем. Полученный в результате этого веркблей трейбуется.

Побочные продукты производства: шлаки от трейбования, штейн и подобные продукты плавятся в малой шахтной печи с дутьем на веркблей, и последний или непосредственно трейбуется или употребляется как оборотный веркблей при следующей операции. Глет, получаемый после трейбования, измельчается и употребляется для плавки (первая операция).

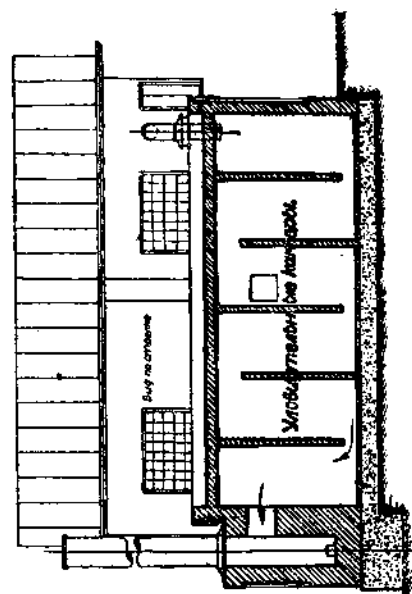
Если отсутствует обработка кислотами, и осадок брикетируется и непосредственно обрабатывается, то увеличиваются потери веркблея в плаках и в других продуктах плавки, что превосходит достигнутую экономию в кислоте. 100 кг сырого осадка могут дать до 100 или даже до 200 кг

¹ Milling, Amalgamation, Cyaniding (Homestake), Eng. and Min. World, 1931, № 10, стр. 619.

Разрез по ABCD



Разрез по K.Z



Разрез по EFGJ

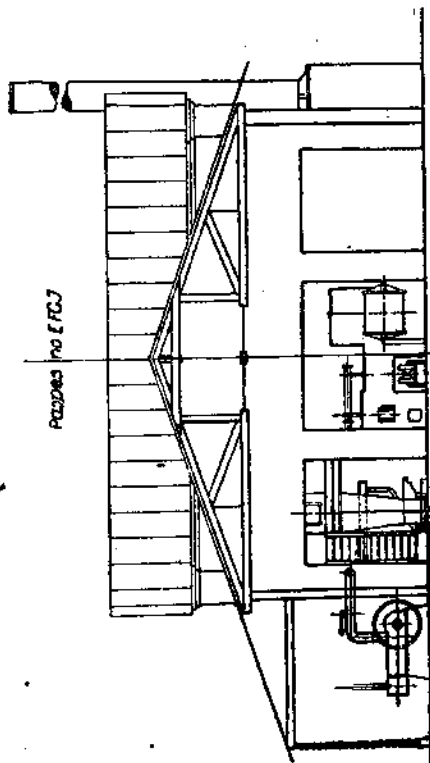


Рис. 75. Отделение для обработки осадков после осаждения цинком (вертикальный разрез).

шлака. После обработки кислотой и очистки со свинцом получается приблизительно такое же общее количество шлака и глета, но соотношения значительно изменяются в зависимости от употребленных флюсов и от условий осаждения. Согласно американской практике небольшой трейбофен с дутьем является наиболее удобным решением проблемы обработки осадка для всех больших заводов, которые имеют суточную производительность по крайней мере 400 или 500 т. Не только продукты после осаждения цинком, и если необходимо, все продукты рафинирования после их брикетирования (в случае нужды с прибавлением какого-нибудь цементирующего вещества) могут быть с выгодой обработаны в нем, но и все виды побочных продуктов так же, как съемки пены, богатый пирит, черный шлик, поверхностно амальгамированное железо, старые медные листы, сора, богатые плаки, тигельный бой и т. д., — могут быть по временам обрабатываемы с небольшой предварительной подготовкой. Следует избегать загрузки весьма мелкого материала, так как этим можно засорить дутье и заморозить печь. Мелкий материал следует брикетировать с подходящим цементирующим веществом, таким как жидкое стекло.

При подготовке осадка после цианирования для очистки трейбованием или в шахтной печи, расход приблизительно тот же независимо от того, применяется предварительная обработка кислотой или нет; но употребление кислоты существенно уменьшает потери веркблея. Если много цинка вводится в шихту, то шлаки застывают от присутствия соединений типа шпинели, и в шлаке остается большое количество веркблея. Если осадок, обработанный кислотой, плохо промыт, то в нем остаются сернистая кислота или сульфат кальция или цинка. Последние могут восстанавливаться в трейбофене или в печи с образованием штейна.

Во многих случаях смесь побочных продуктов оказывается почти самофлюсующейся, требующей добавки только небольшого количества известняка или шлака тигельных плавов, и легко поддается обработке. Плавиновый шпат иногда бывает полезен для образования жидкого шлака. В окончательных печных побочных продуктах, таких как штейн, шлак и глет, отношение серебра к золоту вообще значительно выше, чем в слитках полученного металла.

ПРАКТИКА ОБРАБОТКИ ЗОЛОТЫХ РУД В ХОМСТЕКЕ (ЮЖНАЯ ДАКОТА)

Фабрики и заводы Хомстека входят в состав одного из крупнейших американских золоторудных предприятий. За весьма продолжительный срок их работы металлургия золота в Хомстеке накопила значительный и весьма оригинальный опыт. Ввиду этого мы приводим подробное описание ¹ практики обработки золотых руд на указанном предприятии.

Следующие особенности руды определяют методы обработки: 1) амальгамация дает благоприятные результаты; 2) присутствие соединений закиси железа в составе обрабатываемой руды обуславливает соответствующие особенности в методах химической и механической обработки хвостов после амальгамации; 3) сульфиды и сульфоарсениды легко отдают свое золото, не требуя исключительно тонкого измельчения; несulfидные минералы с трудом отдают золото даже при довольно тонком измельчении.

¹ Engineering and Mining World, октябрь 1931 г.

В руде содержится до 70% золота, легко поддающегося амальгамации. В настоящее время при обработке руды получают извлечение амальгамацией 63% (и выше). Когда амальгамацией извлечено указанное количество золота, то остальное количество свободного золота, состоящее из более мелких частиц, почти все извлекается при помощи цианистых растворов обычных концентраций.

Лабораторное опробование почти неизменно указывает на присутствие в хвостах после цианирования некоторого количества амальгамированного золота в количестве нескольких сотых грамма на тонну.

Опыт данного предприятия показал, что стоимость применения амальгамации ниже, чем стоимость применения какого-либо другого метода. Себестоимость золота, извлеченного амальгамацией, оказывается ниже, чем себестоимость золота, извлеченного цианированием. Обработка цианированием более бедных хвостов рациональна, так как возможное извлечение относится к более бедному материалу, что повышает общее (суммарное) извлечение. Переизмельчение доведено до минимума.

Стоимость обработки руды снижается путем введения перноляции. В состав руды входят минералы, содержащие железо в виде закиси. К числу последних относятся пирротин, хлорит, куммингтонит и доломит. Некоторые из них содержат до 30% железа. Эти соединения довольно быстро окисляются; при этом образуются растворимые соединения, вызывающие расход цианида и понижение содержания кислорода в рабочих растворах. В виду этого желательно измельчение в воде, а не в цианистом растворе.

Легкая растворимость золота, содержащегося в сульфидных рудах, и трудность извлечения его из несulfидных компонентов руды, имеют существенное значение при решении проблемы измельчения. Небольшая часть шламов, сходящих с толчейных плюзов, не должна подвергаться дальнейшему измельчению в то время, как последнее должно быть применено к остальной большей части шламов.

Механическая обработка начинается под землей дроблением в 3-щечковых дробилках Трейлора, работающих на горизонтах: 244 м, 427 м и 609 м. Подача руды в каждом случае осуществляется питателем типа Арлоп (Аллис-Чальмерс), при условии предварительного отделения более мелких кусков на грохоте с прозорами в 6 дм. Все устройство приводится в движение от мотора в 125 НР; производительность каждой дробилки равна 850 т/час при дроблении до 6—8 дм.

Измельченная руда поступает через бункера в вагонетки, в которых она транспортируется к скипам, и посредством последних выдается на поверхность. Из скипов руда поступает в бункера, которые установлены перед двумя семифутовыми конусными дробилками Саймонса (одна из них находится обычно в резерве). Дробилки приводятся в движение моторами в 250 НР, причем дробление производится до 2 дм. Руда поступает на ленточные транспортеры шириной в 105 см, которые подают ее к конвейерам, загружающим руду в бункер, откуда она транспортируется на фабрики в 4-х вагонетках.

У шахты «В» и «М» дополнительно установлены 2 жироационные дробилки № 8 Аллис-Чальмерс, приводимые в движение моторами в 70 НР и производящие дробление до 11 см, и 4 дробилки № 6 с моторами в 35 НР для измельчения в 3 дм.

В дополнение к новой южной фабрике работают еще 2 старых завода.

Фабрика Амикус в г. Лэд перестроена и продолжает хорошо работать. Вес пестов до 45 кг. Внутренняя амальгамация на фаб-

рике еще практикуется. Максимум извлечения амальгамацией производится на первом листе. Пульпа с первого амальгамационного шлюза поступает в классификатор Дорра и затем для тонкого измельчения — в трубные мельницы, питание которых производится через конусы. После тонкого измельчения пульпа проходит еще раз по вторым амальгамационным шлюзам.

Куски дерева, извлекаемые из толчей, обжигаются и золу направляют в плавку. Последним путем в течение 1916 г. было получено золота более чем на 100 000 долл.

На южной фабрике, построенной в 1921 г., обрабатывается 60% руды от производительности всего комбината, составляющей 3 800—4 300 *т* в сутки. На этой фабрике вес песта (в случае нового несношенного бойка) составляет 643 кг. Всего установлено 24 пятипестовых толчейных става. Питание рудой производится при помощи питателей Челленджа из бункера вместимостью 7 200 *т*.

Толчей расположены по системе «back to back» (в два ряда с двумя противоположными направлениями подачи руды и последующего движения пламов); причем толчейные корыта, находящиеся с южной стороны, расположены на более высоком уровне чем северные, но площадка для обслуживания обоих кулачных валов находится на одном уровне. Каждый кулачный вал пятипестовой толчей приводится в движение электромотором в 25 НР. Суточная производительность песта колеблется от 15 до 18 *т* и регулируется установкой различных сеток.

Регулировка измельчения производится в зависимости от содержания золота и физических свойств руды. Высота порога около 2 дм при отношении ж:т = 5,5:1. Толчей занимают промежуточное место в цепи дробильных аппаратов, состоящей из крупного дробления, мелкого дробления в толчах и последовательного тонкого измельчения в стержневых и трубных мельницах.

Шламы после толчей поступают для обезвоживания в 8 конусов, имеющих 2,13 м в диаметре и угол наклона в 65°.

Пески из конусов поступают в 8 стержневых мельниц Аллис-Чальмерс (5 × 10 фут), работающих в замкнутом цикле с 8 классификаторами Дорра (4 фут. 6 дм. × 22 фут. 4 дм.).

Система зумпфов и устройств для переключения, установленная между толчами и конусами, дает возможность направлять пульпу из любой толчей к любому из трех конусов для обезвоживания.

Каждая стержневая мельница имеет дробящую нагрузку весом около 11 *т*, состоящую из стержней диаметром 7,5 см (0,85—1% углеродистая сталь).

Опыты применения стержней из специальных сталей, стержней меньшего диаметра и более тяжелых дробящих нагрузок не дали успеха. Стержневые мельницы приводятся в движение моторами в 100 НР. Средняя рабочая нагрузка каждого мотора составляет 75 НР. Облицовка мельниц делается из марганцевистого чугуна, частично — обыкновенного, и выдерживает работу около 7 месяцев. Облицовка на концах мельницы из специальной стали; со стороны питания она стоит в течение 4 лет; со стороны разгрузки — около 2 лет.

Как выше указано, 6 стержневых мельниц установлены для измельчения пульпы, поступающей от 120 пестов. Позже производительность толчей была увеличена, и соответственно были установлены дополнительно 2 мельницы.

Производительность мельницы в среднем немного более 200 т в 24 часа, при циркулирующей нагрузке около 200%. Пульпа из отделения стержневых мельниц поступает во вторую серию конусов для обезвоживания, нижний продукт из которых является питанием для 3 трубных мельниц Аллис-Чальмерс (5 × 14 фут.) и 1 мельницы Хардинжа (6 × 6 фут.), имеющих в качестве дробящей нагрузки привозную галю (6,3 см).

Футеровка трубных мельниц делается из резины Goodrich'a (первый ряд которой служит до 5 лет), из марганцевого чугуна или бельгийского кварца. Резина постепенно вводится как стандартная футеровка, так как ее прочность и хорошая работа в достаточной степени компенсируют более высокую стоимость.

Интересно отметить, но в то же время трудно объяснить то, что мельница с резиновой футеровкой имеет более высокую производительность и в то же время расходует меньше энергии.

Разгрузка из галечных мельниц поступает в классификаторы Дорра, работающие в замкнутом цикле с мельницами. Тонкое измельчение в галечных мельницах в достаточной степени обнажает мелкие зерна золота для вторичной амальгамации и последующего цианирования.

Кроме указанной главной задачи тонкого измельчения, данная стадия операции обработки руды также контролирует равномерное измельчение в стержневых мельницах. Сливы с классификаторов галечных мельниц и со второй группы обезвоживающих конусов соединяются и поступают в дальнейшую гидрометаллургическую обработку.

Ам а л ь г а м а ц и я н а ф а б р и к е «Ю ж н о й». Амальгамация начинается в стержневых мельницах, в которые периодически заливается ртуть. Выгрузка из них проходит через сетку для удаления железного скрапа и поступает в амальгамационный зумпф, где происходит разбавление ее некоторым количеством слива с конуса до соотношения 1 : 1. Большая часть крупного золота осаждается в этом зумпфе. Значительная часть золота вполне амальгамируется, но некоторые более крупные частицы подвергаются только поверхностной амальгамации; хотя последние и слипаются с другими амальгамированными частицами, но они содержат только около 30% ртути, и в дальнейшем, при сплоске и промывке амальгамы, должно быть добавлено некоторое количество ртути.

Небольшое количество крупных частиц, преимущественно из богатых руд, расплющивается и остается вместе с железным скрапом, не прошедшим через сетку, ввиду чего принимают меры, дабы не потерять золота с указанным продуктом. Таких частиц немного, но наличие их является результатом действия наклепа на золото, что не дает возможности раскатанным зернам подвергнуться амальгамации.

Зумпф вычищается каждые две недели во время перерыва работы; то же производится с классификаторами и другими частями рабочих механизмов, в которых может остаться амальгама. Слив из зумпфа проходит по амальгамационным листам, которыми выложено дно жолоба, ведущего пульпу к классификаторам. Их натирают каждые 4 часа. Слив с классификатора распределяется поверх 12 посеребренных листов размерами 2,7 × 7,3 м. Съемка с листов производится один раз в 24 часа. Амальгама с добавкой ртути очищается в ступах Уэдгвуда и отжимается в гидравлическом прессе. Шлихи измельчаются в бочке (0,6 × 0,9 м) при помощи стальных шаров. Ртуть добавляется в бочку, которая приводится в медленное вращение. Измельченный песок выгружается через полую цапфу и поступает в цикл обработки.

Отмытая амальгама ежедневно направляется в плавильное отделение, где производят отпарку. Для отгонки ртути употребляют реторты, обогреваемые газовым пламенем. Количество лигатурного золота, получаемого после отпарки, составляет около 43% от веса отжатой амальгамы. Плавка производится в коксовых самодувных горнах.

В течение 1930 г. на Южной фабрике амальгамацией получено химически чистого золота 4 673 498 г. Расход ртути составлял около 4 г/т обработанной руды. Общая стоимость амальгамации составляет менее чем 0,005 долл. на 1 долл. извлеченного золота.

Ц и а н и р о в а н и е. Характерным для гидрометаллургической практики Хомстека является применение перколяции ко многим типам золотых руд, причем перколяция является весьма эффективной даже для тонко измельченных эфелей; выгода измельчения в воде практически реализуется, если обезвоживание иловой пульпы производится до начала цианирования и успешно осуществляется в вакуум-фильтрах или в фильтр-прессах.

Следующий ситовой анализ является характерным для песка, идущего в перколяцию: + 50 : 4%; + 80 : 15%; + 100 : 12%; + 150 : 17%; + 200 : 18%; — 200 : 34%.

Ил, цианируемый в фильтр-прессе, содержит 99%—200. Классификация в конусах дает разделение песка от ила, каждый из которых обрабатывается на соответствующем цианистом заводе.

Для этого осуществляется классификация в три стадии: первая — непосредственно на толчейной фабрике, другие — на перколяционном заводе. Слив с первой серии сразу осветляется и представляет воду, годную для перекачивания обратно на толчейную фабрику или для гидравлической выгрузки эфелей. Нижний продукт с отношением т : ж, равным 3,5 : 1, поступает по чугунным трубам во вторую серию конусов, расположенных на перколяционном заводе.

Последняя серия конусов снабжена устройствами для промывки снизу вверх раствором щелочи, полученной в качестве слива от предшествующей песковой нагрузки. Конусы изготавливаются на месте и снабжаются сменными устройствами для разгрузки с вкладышами из твердого железа различных диаметров. Первые конусы диаметром от 2,5 до 3 м; промежуточные конусы — около 2,13 м в диаметре; третьи конусы (контрольные) — 1,22 м в диаметре, с наклоном стенок, равным 70°. Сигнальное приспособление указывает на закупорку конуса.

Выщелачивание песка производится в чанах из красного дерева. На перколяционном заводе № 2 установлены 4 чана диаметром 16,76 м и глубиной 3,96 м. На заводе № 1 (наиболее существенном по своему значению) находится 19 чанов диаметром 13,41 м и полезной глубиной 3,2 м. Вместимость каждого 670 т эфеля. Чаны расположены в 3 ряда, причем каждый из них обслуживается передвижным распределителем Бэттерса-Мейна.

Над днищем чана устраивается фильтр, который монтируется на обычного типа решетке из соснового дерева; он состоит из ряда кокосовых матов, покрытых грубой шарусиной.

Для цианирования употребляется препарат «асго-brand», который широко вытесняет препараты с более высоким содержанием цианида. Загрузка цианида в раствор производится посредством шнекового питателя, привод которого соединен с индивидуальным мотором.

Практика выщелачивания установила необходимость повторной аэрации загрузки, так как введение достаточного количества кислорода необходимо для осуществления высокого назначения. Кроме того, производят снижение количества цианидов путем обычно производимой аэрации пульпы после измельчения в воде и перед смешением с цианистыми растворами.

Аэрация в перколяционных чанах, после загрузки в них эфелей, производится продувкой воздуха, вводимого под низким давлением в пространство под фильтр чана. Давление при этом должно быть немного более, чем сопротивление столба песка; на заводе № 1 оно составляет около 7 фунт. на кв. дм.

Практика перколяции указывает на необходимость равномерного распределения мелкого песка внутри перколяционного чана, а также на необходимость избегать всех факторов, которые могут вызвать преимущественное просачивание растворов через известные участки загрузки.

Для этого необходимо полное отделение ила от песка, осуществляемое вышеописанной тщательной классификацией и полным дренированием загрузки до продувки воздуха.

Практика выщелачивания состоит в осуществлении повторного обогащения золотом цианистых растворов перед тем, как их направлять на осаждение; при этом последние растворы, получаемые при обработке предыдущего чана, не направляются непосредственно в осаждение, а подкрепляются и закачиваются в следующий чан.

При такой системе достигают экономии растворов и цинка.

Общее количество употребляемого раствора (идущего на осаждение) составляет всего только полтонны на тонну песка (50%).

Дренирование новой загрузки для ее обезвоживания дает возможность удалить вместе с водой сульфаты и тиосульфаты.

После второй аэрации цианистый раствор, залитый сверху, содержит те же самые соединения в большем количестве. Через некоторое время в растворе появляются роданистые соединения (тиоцианиды), на которых следуют первые следы цианидов. Золото появляется в вытекающем растворе вскоре после того, как появляются первые следы свободного цианида.

Извлечение перколяцией по классам

Класс песка	Вес в %	Содержание (в докл. на т)		Извлечение в %
		В начальн. материале	В хвостах	
— 50	+ 50	2,5	0,91	54,0
— 50	+ 80	13,5	0,95	62,0
— 80	+ 100	11,5	2,35	77,0
— 100	+ 150	17,0	2,05	77,0
— 150	+ 200	21,5	2,32	82,0
— 200	—	33,0	3,85	90,0
Итого и средние числа	100,0	2,50	0,42	83,2

Иногда этот промежуток бывает настолько коротким, что в Хомстеке применяют реакцию с хлорным железом для открытия роданистой соли, так как присутствие последней определенно указывает на возможность одновременного присутствия цианида в растворе. Роданистые соединения,

будущей главной причиной расхода цианида, являются стойкими соединениями. Присутствие их в растворе не влияет на извлечение. В течение процесса выщелачивания из тонны песка удаляется около 0,12 кг серы.

Стоимость обработки 1 т руды в 1929 г. и расход реактивов в 1930 г.

	В долларах
По всем фабрикам и заводам	
Измельчение	0,038
Механическая обработка	0,276
Цианирование	0,189
Итого	0,503
Южная фабрика	
Администрация	0,011
Толчен	0,089
Стержневые мельницы	0,084
Амальгамация	0,014
Галечные мельницы	0,014
Опробование и плавка золота	0,013
Прочие расходы	0,010
Итого	0,235

Расход реактивов в 1930 г.

В долларах

Ртуть в унциях (Гр) на тонну обработанной руды	0,128
Цианид в расчете на NaCN, фунт на тонну . .	0,27
Цинковая пыль (Mettillite), фунт на тонну . .	0,06
Известь, фунт на тонну	3,12

Результаты извлечения по отдельным этапам металлургической обработки за первое полугодие 1931 г.

	Тоннаж обработанной руды	Извлечение	
		на тонну обработанной руды в долл.	%
Амальгамация	687 810	4,34	62,20
Цианирование песков	393 462	1,48	21,12
Цианирование илов	302 509	0,72	10,33
Итого	—	6,54	93,65
Хвосты	—	0,47	6,35
Общее для всей руды	697 610	6,98	100,00

Наличие чрезвычайно низкой щелочности процесса благоприятно для процесса перколяции. Высокая щелочность задерживает извлечение

и вероятно мешает извлечению последних 5—10% растворимого золота. Перколяция происходит под действием естественной тяжести растворов. Гидравлическая выгрузка производится водой под давлением 10 фунтов. Вообще задачей является получить после перколяции раствор возможно более низкой крепости по цианиду (около 0,035% NaCN), который можно было бы непосредственно направлять на осаждение; более крепкий раствор должен подкрепляться цианидом, добавляемым в соответствующем количестве для обеспечения необходимой концентрации в течение дальнейшей перколяции.

Обычная крепость растворов составляет 0,08—0,09 NaCN. Расход цианида около 0,11 кг NaCN на тонну.

Типичный цикл обработки песка (7—13 июля 1931 г.) 654 т. Начальное содержание 4,16 г/т; содержание в хвостах 0,74 г/т; извлечение 82,1%.

Ситовой анализ нагрузки, не содержащий никакого коллоидного материала: + 50 меш, 4%; + 80 меш, 15%; + 100 меш, 11%; + 150 меш, 17%; + 200 меш, 19%; — 200 меш, 34%. Для цианирования употребляются перколяционные цилиндрические чаны вместимостью 670 т сухой руды, при глубине нагрузки 2,85 м.

№	Название операции	Продолжительность	
		часы	минуты
1	Наполнение	8	20
2	Первое дренирование	15	40
3	Первая аэрация	14	—
4	Выщелачивание крепким раствором	16	—
5	Второе дренирование	12	—
6	Вторая аэрация	11	—
7	Выщелачивание крепким раствором	14	—
8	Третье дренирование	10	—
9	Третья аэрация	10	—
10	Выщелачивание слабым раствором	12	—
11	Промывка водой	29	30
12	Гидравлическая выгрузка	1	30
	Итого	154	—

Иловый процесс. Ила, поступающие из конусов, обезвоживаются в целом ряде чанов различного размера и устройства; самыми лучшими из них являются два 16,46-м сгустителя Дорра.

Выходящая из них уплотненная пульпа содержит 35% твердого и по трубопроводу, имеющему наклон $1\frac{1}{2}^{\circ}$, поступает на иловый завод, находящийся на расстоянии более 3 миль.

В цианировании илов повторяются те же принципы, на которых в Хомстеке основан процесс перколяции. При обработке илов применяются перисды осушки, аэрации и выщелачивания. Применяют низкую щелочность растворов и производят обогащение растворов золотом перед осаждением из них последнего, что достигается повторной (последовательной)

обработкой двух нагрузок одним раствором. Обработка илов производится под давлением 12,3 кг.

Для этого установлен 31 фильтр-пресс Меррилла на 26 т ила каждый; они имеют по 90 рам размерами 6 фут × 4 дм, причем последний размер соответствует толщине кэка. Эти фильтр-прессы наполняются в чередующемся порядке под давлением 12,3 кг; последняя операция доводит содержание воды в кэке до 27%.

Кэки сначала аэрируются и затем выщелачиваются раствором, содержание в котором свободного цианида находится в пределах от 0,06 до 0,3% NaCN.

После промывки водой содержимое фильтра выгружают, не открывая последнего посредством смывания из сквозной трубы, которая вращается по дуге приблизительно в 200°. Труба проходит через весь фильтр и подает воду под давлением 28,7 кг через сопло, причем каждой раме соответствует особое сопло.

Время обработки обычно колеблется между 7 и 10 часами, в зависимости 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%. В последнем случае обработка соответственно удлиняется, извлечение из окисленного ила начинается позже, требуя больше времени и будучи менее полным, чем в случае неокисленного минерала. Смывание в последнем случае также менее полное, так как кусочки ила прилипают к ткани и этим уменьшают производительность фильтр-пресса.

Типичный цикл обработки илов в фильтр-прессе Меррилла (12 июля 1931 г.). Нагрузка около 24 т; содержание золота на тонну 2,99 г; в хвостах на тонну 0,33 г; извлечение 88,9%.

№	Название операции	Продолжительность	
		часы	минуты
1	Наполнение	1	25
2	Аэрация	1	30
3	Уплотнение	—	15
4	Выщелачивание крепким раствором	—	30
5	Контакт с раствором	—	40
6	Аэрация	1	—
7	Выщелачивание крепким раствором	—	25
8	Выщелачивание средним раствором	1	15
9	Выщелачивание слабым раствором	—	25
10	Промывка водой	1	40
11	Смывание кэка	1	05
	Итого	10	10

Плиты фильтр-пресса покрывают двумя накладываемыми 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 ткани колеблется от 16 до 30 месяцев и зависит в значительной степени от сорта употребляемой бумажной ткани. Средние рыночные сорта служат около 3 месяцев.

Осаждение из цианистых растворов на всех заводах производится при помощи цинковой пыли (Merrillite) по способу Меррилль-Крау.

Особенностью этого процесса является добавление вспомогательного порошка для фильтрации (Celite), причем оба вещества подаются ленточным питателем, приводимым в движение мотором.

Перед осаждением производится обескислороживание растворов. Смесь цианистого раствора с осадителем подается насосами триплекс к 52-дм. осадительным фильтр-прессам, имеющим треугольные рамы. Окончательное давление фильтрации не выше 16,4 кгс. Плиты фильтра обычно покрывают легкой бумажной тканью.

Для фильтрации употребляется двойной слой ткани, причем ткань, находившаяся в непосредственном соприкосновении с осадком, сжигается при каждой съемке, и зола соединяется с продуктом фильтрации. Слой новой ткани помещается затем непосредственно на раму, а ткань, находившаяся ранее на этом месте, непосредственно соприкасается с осадком в течение последующей фильтрации. Наружный слой ткани иногда окрашивается водной суспензией целита (Celite), что уменьшает количество осадка, прилипающего к ткани и попадающего в золу.

Растворы, получаемые после перколяции, осветляются фильтрацией путем просачивания через слой песка. Растворы после цианирования илов подвергаются осветлению, которое осуществляется двумя способами.

В тех случаях, когда крепкий раствор не может быть полностью осажден, следует отменить осаждение так называемых слабых растворов.

В случае появления течи в ткани фильтра мутный вытекающий раствор сразу направляется в зумпф крепкого раствора, улавливая таким образом значительное количество выносимого осадка.

Осветление слабых растворов осуществляется при помощи насосов с центрофугой Вульда через небольшой фильтр-пресс, подобный вышеописанным для фильтрации илов.

Чистый осадок смешивается с глетом и бурой и брикетуется в гидравлических прессах в брикеты размером в 12,5 × 10 см, которые высушиваются и загружаются в свинцовую ванну купельляционной газовой печи, служащей на этой стадии процесса отражательной печью для плавки на веркблей.

Когда подица печи заполнена, снимают шлак и производят дополнительную загрузку брикетов. Затем производят вдувание воздуха через фурмы, направляя воздушную струю на поверхность свинца. Получаемый в результате глет всплывает к передней части печи и непрерывно удаляется через глетовую канавку в передней части печи. Последние порции глета медисты. Когда глет удален, на поду печи остается сплав золота и серебра, отвечающий обычно 975 пробе (по суммарному содержанию драгоценных металлов).

В небольшой шахтной печи плавятся все оборотные шлаки, штейны, печные выломок, сора и другие отходы производства. В результате этой плавки получают веркблей, который поступает в трейбование вместе с рафинируемыми осадками, и ничтожное количество штейна, которое по мере его накопления продается на сторону.

Если осадок содержит значительное количество цинка, и последнее может помешать плавке то в этом случае осадок предварительно обрабатывается кислотой. После этого при шихтовке с флюсами добавляется некоторое количество измельченного кокса в качестве восстановителя.

ОСНОВНЫЕ ИСТОЧНИКИ И МЕТОДЫ ПОЛУЧЕНИЯ ЦИАНИСТЫХ СОЕДИНЕНИЙ НА ХИМИЧЕСКИХ ЗАВОДАХ

Основные источники и методы получения цианистых соединений на химических заводах определяются следующими методами получения их.

1. Получение цианидов из животных отбросов и из отбросов органических производств. Этот метод до 1890 г. был почти единственным и всюду применялся для указанной цели.

А. Для получения цианистых соединений из животных отбросов требуются следующие исходные материалы: а) азотсодержащие органические (животные) отбросы, как напр. рога, кровь, шерсть, волос, перья, обрезки кожи и т. п.; б) щелочной карбонат (поташ, сода); в) железные опилки или стружки.

Получаемые железистосинеродистые соединения переводились затем в смесь цианистых натрия и калия.

В случае этого метода получаемый продукт оказывался загрязненным сернистыми и роданистыми соединениями, серой и другими примесями, что безусловно вредно для цианистого процесса и требует предварительной очистки от этих примесей (удаление Na_2S).

В. Другим методом получения цианистых соединений является метод фабрикации их из паточной барды.

Для данного процесса производят сгущение барды до удельного веса 1,4 и подвергают последующей сухой перегонке в закрытых шамотных ретортах. Получаемый при этом уголь более богат углеродом, чем получаемый простым обжигом. Газы, получаемые в результате сухой перегонки, не содержат цинка и состоят из углекислоты, окиси углерода, метана, этилена, водорода, азота, аммиака, металаминовых оснований и нитридов. Эти газы подвергаются превращению в цианистые соединения. Для этого продукты сухой перегонки направляют в предварительно нагретый топочными газами до 1000° так наз. перегреватель, представляющий цилиндр, наполненный огнеупорной кладкой (шамотными кирпичами). При прохождении газов через перегреватель значительные количества аминов переходят в синильную кислоту.

Газ, выходящий из перегревателя, содержит 7—8 объемных % цианистого водорода и 7—8 объемных % аммиака. Затем газ поступает в холодильники, проходит через поглотительную установку с разбавленной серной кислотой (улавливание аммиака), и после этого цианистый водород поглощается в цианистых абсорберах, в которых получают концентрированный водный раствор цианистого натрия. Вся установка работает под вакуумом. Ядовитые пары и газы (окись углерода, синильная кислота и др.) поэтому не могут отравлять окружающую атмосферу.

Полученный водный раствор цианистого натрия подвергается упариванию в вакуум-аппаратах до кристаллизации. Кристаллы безводной соли NaCN на центрофугах отделяют от маточного раствора, сушат и сплавляют. При этом получают продукт высокой чистоты. Кроме

того получают сульфат аммония из раствора поглотительной установки (перед абсорберами).

Описанный способ получил широкое применение, вытеснив многие другие и имея конкурентом преимущественно способ Кастнера.

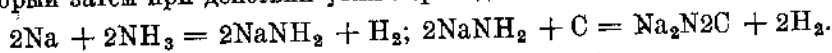
Выгодность его определяется главным образом утилизацией отходов другого производства. По нему улавливается только $\frac{1}{2}$ азота от содержащегося в паточной барде, при чем $\frac{1}{4}$ улавливается в виде циана, $\frac{1}{4}$ — в виде аммиака.

Другая половина азота, содержавшегося в начальном материале, теряется в виде свободного азота. Способ может получить широкое применение в СССР вследствие значительного количества отходов, получающихся на сахарно-рафинадных заводах, более чем обеспечивающих количество необходимых нам цианистых соединений.

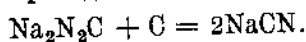
2. Получение цианидов из атмосферного азота. Для фиксации атмосферного азота предложено несколько методов, приводящих в результате к получению цианистых соединений, причем промежуточным продуктом является цианамид кальция или бария. По одному из них цианамид кальция получается в электрической печи путем пропускания тока азота над смесью извести и древесного угля. При последующем нагревании, при высокой температуре цианамида кальция с большим количеством угля с добавкой соли, переводят цианамид в цианистую соль кальция. Смесью цианамида кальция с другими солями, получаемая по этому способу, содержит цианистые соединения в количестве 30% при условном пересчете на эквивалентное количество KCN. Эта смесь употребляется вместо цианистого калия или натрия и носит название «суррогата цианистого калия» (см. патент САСШ Эрльвейна и Франка № 708333).

Улучшенным способом является превращение цианамида, полученного указанным выше путем, в цианистый натрий путем выпечивания водой, кристаллизации и плавки с содой и углем. При этом промежуточный продукт, полученный при выпечивании водой (дициандиамид), превращается в цианистый натрий.

3. Получение цианистых солей из аммиака и аммиачных соединений. Одним из лучших методов получения цианистых соединений из аммиака является метод Кастнера — получение цианистого натрия из аммиака и металлического натрия. При этом происходит образование амида натрия при нагревании до 600° металлического натрия в токе аммиака, который затем при действии угля переходит в цианамид натрия:

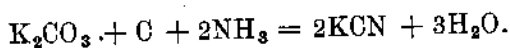


После этого температура повышается до 800° , и цианамид натрия при действии углерода переходит в цианистый натрий по уравнению:



Еще проще получать цианистый натрий через карбид кальция.

По одному из этих способов получение сводится к прокаливанию смеси поташа и угля в токе аммиака, что протекает по следующему уравнению:



Но последний метод уступает место в промышленности первому. По методу Кастнера ведет в настоящее время свое производство «Франкфуртское О-во разделения золота и серебра».

До последнего времени вопрос о применении того или иного препарата решался только по стоимости его на месте потребления, складывающейся из рыночной стоимости и стоимости перевозки до места потребления.

Систематических опытов над действием различных цианистых препаратов при цианировании, которые привели бы к определенным результатам, не имеется. Известно, что препараты цианистых калия, натрия и кальция одинаково хорошо растворяют золото. Подмечено, что цианистый натрий при цианировании как-будто расходуется в больших количествах, чем цианистый калий, но по экономическим причинам цианистый натрий совершенно вытеснил из современной практики цианирование цианистым калием, который в настоящее время уже не применяется.

С точки зрения физико-химических условий цианирования, 30%-ый продукт конечно является худшим реагентом, чем 98%, так как вводит в раствор излишнее количество солей, понижая этим растворимость кислорода в растворах и понижая скорость движения ионов (вследствие увеличения вязкости раствора).

Наряду с указанными выше факторами можно допустить, что вследствие избирательной адсорбции других соединений (особенно извести) при пользовании 30%-м продуктом расход цианида может оказаться несколько ниже, чем в случае чистого препарата. Стоимость фрахта в случае 30%-го продукта окажется раза в 3 выше, чем для чистого продукта.

ЧАСТЬ III

СПЕЦИАЛЬНЫЕ ПРОЦЕССЫ

ФЛОТАЦИЯ ЗОЛОТЫХ И СЕРЕБРЯНЫХ РУД

1. Условия применения. Флотация применима к золотым и серебряным рудам в тех случаях, когда 1) золото преимущественно или исключительно связано с сульфидами; 2) золото хотя и не целиком связано с сульфидами, но количество их достаточно для стабильности пены и обеспечения флотируемости золота и, следовательно, хорошего извлечения; 3) флотация дает возможность извлечь упорную часть руды для специальной обработки; 4) флотация извлекает ценные составные части руды (медь, свинец, мышьяк и др.), оставляя хвосты для цианирования.

Получаемый в этих случаях концентрат в зависимости от степени сокращения, состава и местных условий направляется в цианирование (реже в амальгамацию) или на плавильные заводы.

Руды, не содержащие сульфидов, не могут быть с успехом обработаны флотацией, так как в них не содержится достаточного количества металлических компонентов, которые могли бы обеспечить стабильность пены.

Следует отметить, что мелкое золото, содержащееся в кварце, легче флотируется, чем крупное; поэтому успех флотации нередко обеспечивается путем предварительного выделения крупного золота амальгамацией.

Кроме того амальгамация, извлекая нередко до 50—60% золота, в совокупности с флотацией (извлекающей 80—90%), дает в общем удовлетворительное в промышленном отношении (суммарное) извлечение драгоценных металлов. В случае малого содержания или отсутствия сульфидов в золотой руде удовлетворительные результаты извлечения в некоторых случаях могут быть получены при искусственном смешении данной руды с сульфидной. По нашим опытам в Мостинцветмете, введение 1,5—2% сульфидов (от веса руды) может обеспечить условия флотации золота.

2. Факторы, влияющие на флотацию золота. Влияние отдельных факторов на флотацию золота изучено за последнее время в ряде работ. Ценные исследования в этом направлении выполнены в лаборатории обогащения и металлургии Канадского Бюро оф Майнс. Из числа других работ нужно отметить работу Ливера и Вульфа, недавно напечатанную в трудах Американского электрохимического общества. Результаты упомянутых работ можно суммировать следующим образом.

1. Лучшим способом извлечения крупного золота является амальгамация; она всегда должна предшествовать флотации.

2. Характер пульпы имеет весьма большое значение для флотации золота. Для осуществления высокой степени сокращения необходима высокая селективность флотации, которая не может быть осуществлена в случае большого содержания в пульпе илов (особенно коллоидальных).

3. Наивыгоднейшая концентрация водородных ионов (P_H) для флотации золота находится в пределах от 7 до 10 и зависит от характера руды.

4. Известь вызывает при флотации депрессию золота. Согласно вышесказанного, вообще говоря, допустимы лишь небольшие количества извести.

5. В случае, если в пульпе содержится известь, следует всячески избегать введения в пульпу воздуха, содержащего углекислый газ, так как при этом образуется осадок углекислого кальция, чрезвычайно вредный для флотиремости золота.

6. В случае некоторых руд золото лучше флотирует в слабокислой пульпе, создаваемой путем продувки углекислого газа (в случае отсутствия извести).

7. Сернистый натр, вводимый для сульфидизации окисленных минералов, понижает флотиремость золота. Для сильно окисленных руд добавка сернистого натра может оказаться полезной для повышения степени сокращения.

8. Добавка цианистого натра не влияет на флотиремость самого золота, но подавляет флотиремость некоторых минералов, с которыми оно может быть ассоциировано, а также может привести к потере золота вследствие растворения (если только раствор не поступает в процесс осаждения).

9. В некоторых случаях, при отсутствии сульфидов в руде или при малом их содержании, флотиремость золота может быть обеспечена введением в пульпу добавки угля (особенно активированного) или сульфидов.

3. Комбинированные схемы обработки золотых руд. Применение флотации к обработке золотых руд зависит от их индивидуальных особенностей и поэтому требует специальной лабораторной исследовательской работы. Существующие схемы комбинированной обработки могут быть классифицированы следующим образом.

а) Флотация с последующим цианированием концентрата (иногда с предварительной амальгамацией всей руды) применяется к рудам, содержащим золото и серебро частью в свободном состоянии, частью ассоциированными с сульфидами (пирит, арсенопирит, галенит и др.).

Преимущества перед полным процессом непосредственного цианирования сводятся к следующим: 1) в некоторых случаях более низкая стоимость измельчения всей массы руды (требуется не такой тонкий помол, как для полного илового процесса), в случае раздельного процесса обработки эфелей и илов это обстоятельство отпадает; 2) относительно меньшая площадь всей установки для обработки руды и меньшие капитальные вложения (составляющие иногда 40 — 50%); 3) меньшее количество флотационного концентрата, составляющее обычно около 10 — 15% от веса руды, допускает применение к нему более совершенных методов обработки, которые нельзя применить ко всей массе руды (рис. 76).

б) Флотация с последующим цианированием хвостов может быть применена к рудам, которые содержат вещества, вызывающие высокий расход цианистых соединений, напр. стибнит

и другие сульфосурьмяные минералы, медные сульфиды (ковелин, халькозин). В этом случае флотацией можно удалить минералы, вредящие дальнейшему процессу цианирования.

в) Амальгамация с последующей флотацией может быть применена в случае высокого извлечения амальгамацией (60 — 75%). В этом случае флотация хвостов после амальгамации дает возможность извлечь еще от 10 до 30%.

Применение флотации возможно в некоторых случаях и для обработки хвостов амальгамационных фабрик. Для обработки флотацией крупноизмельченного продукта (эфеля с плами) от — 10 до 40 меш фирма Денвер рекомендует свою флотационную машину «Sub-A» Денвер (Фаренуольд).

г) Флотация с обработкой концентрата на плавильных заводах применяется главным образом в тех случаях, когда драгоценные металлы встречаются в качестве попутчиков в рудах цветных металлов. Кроме того, флотационный концентрат в данном и некоторых других случаях, если он не содержит иных ценных составных частей и не направляется в плавку, может быть направлен для извлечения из него золота и серебра на большие цианистые заводы.

4. Случаи применения флотации. а) Флотация сульфидной теллуристой руды в цианистом растворе осуществлена на руднике Портланд в Криппль Крик. Процесс развивался на заводе Индепенденс, и в настоящее время он там успешно применяется. С тех пор, как завод был перестроен, руда не отправляется уже на другие заводы для обработки: вся руда и рудничные отвалы обрабатываются на месте. Чилийские и шаровые мельницы измельчают руду до 30 меш в цианистом растворе (0,114 кг на 1 т). Пульпа течет к четырем (с 8 отделениями) флотационным машинам Рута. Для флотации применяется смесь 90% гарного масла и 10% соснового масла «Floto». Извлечение концентрата составляет около 1% от веса руды. Хвосты от флотационных машин идут к столам Вильфлея. Окончательно около 1% богатого концентрата извлекается на последних столах и перекачивается в сгуститель, который содержит флотационные концентраты. Эта смесь измелчивается в цианистом растворе в трубных мельницах (от 1,7 до 4,5 м). Через 1 — 1½ часа пульпа поступает в агитаторы для обработки в течение 10 — 12 дней в растворе, содержащем 0,50 кг цианида на 1 т и высоком по щелочности. После раздельной обработки концентраты смешиваются с остальной пульпой из мельниц и поступают на фильтры. Фабрика обрабатывает 700 т ежедневно; выгрузка содержит менее 0,33 — 0,50 г/т. Извлечение выше прежнего, осаждение улучшено.

б) На других рудниках САСШ. Хорошие результаты в смысле экономического эффекта работы достигнуты после введения флотации золотого-серебряных руд на следующих предприятиях: на заводе 1-й золотой горной К° в округе Сальмон Ривер (фабрика в 1927 г. обрабатывала до 430 т руды в сутки, в течение 1926 г. обработано 122 152 т), на фабрике Золотой горной К° Аляска-Джюно, перерабатывавшей в течение 1927 г. 1 839 695 т руды.

За 1926 г. обработано флотацией на 6 рудниках Северной Америки 525 660 т золотых и серебряных руд (тогда как в 1925 г. — 484 924 т). Степень сокращения составляла в среднем 18,491 : 1.

Всего было израсходовано 212 447 кг реагентов, или 0,40 кг на 1 т

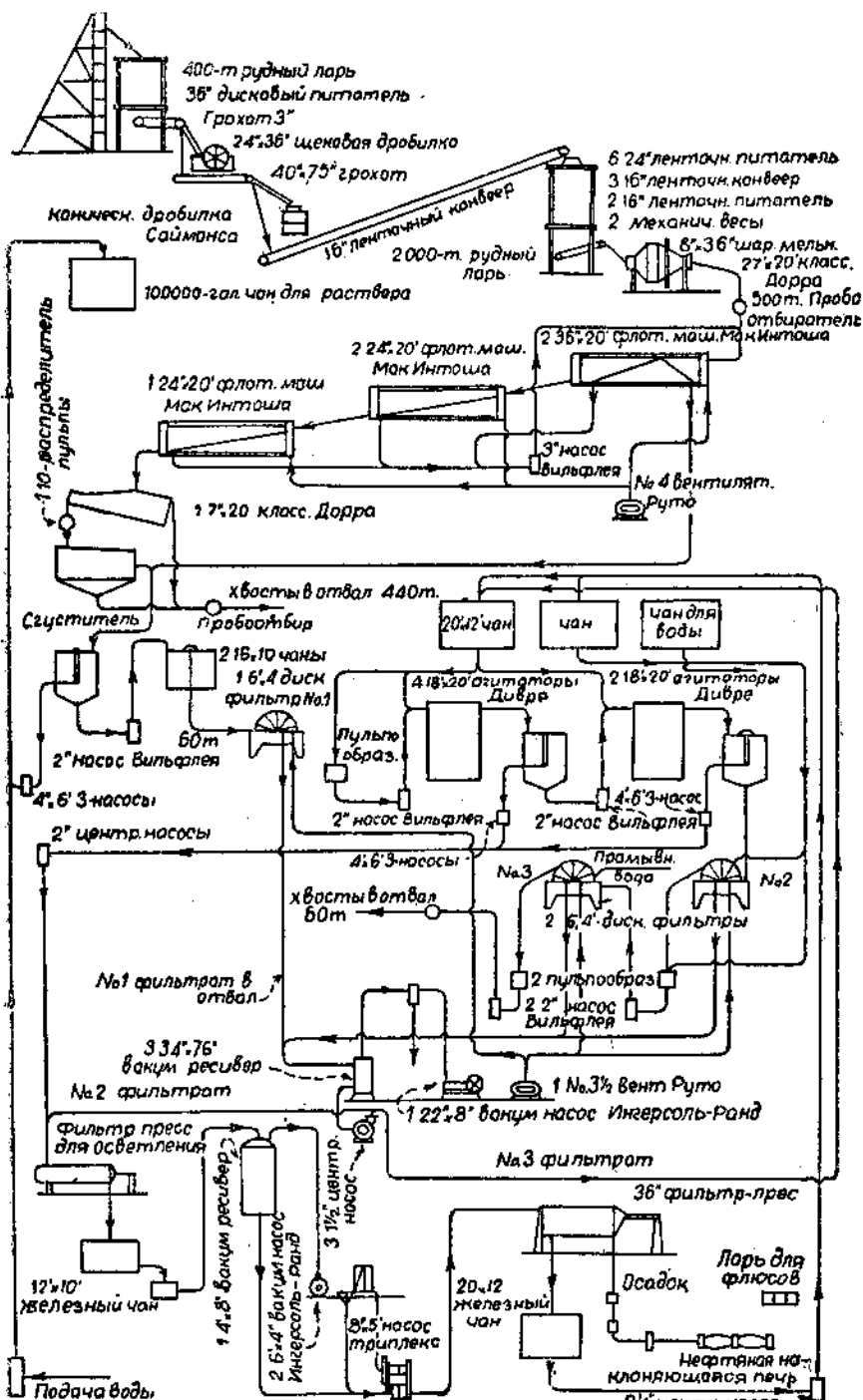


Рис. 76. Схема проекта 500-т комбинированной флотационно-химической установки.

руды. $\frac{1}{2}$ из них падает на креозот, $\frac{1}{3}$ — на сернистый натрий, $\frac{1}{5}$ — на сосновое масло, газовую смолу и Barrett № 4. Ксантат составляет 14 074 кг и аммиак — 14 982 кг.

в) Флотация золотых руд на руднике Вилуна в Западной Австралии¹ ведется на новой фабрике, имеющей месячную производительность, равную 40 000 т (кор.). Руда дробится в 24" жироциклонной дробилке, за которой следуют 2 конусные дробилки Саймонса. Получающийся $\frac{1}{2}$ -ый продукт поступает в бункера и затем измельчается в 4 шаровых мельницах Хардингжа 8' × 36". Измельченная руда перекачивается 4 песковыми насосами Вильфлея в 4 чашечных классификатора Дорра (14'). Классификаторы работают в замкнутом цикле с 8 трубными мельницами (22' × 5'6"). Ила из них (—200) поступают в 2 сгустителя Дорра с периферическим приводом движения (100" в диаметре). Сгущенный продукт поступает во флотационное отделение, концентрат из которого после перешлифки обезвоживается на фильтрах Оливера. Хвосты из флотационного отделения поступают в сгуститель Дорра (120'), и сгущенный продукт из него перекачивается в разрезы. Обезвоженные концентраты высушиваются в 6 сушилках Лаудена, размерами 30' × 6', и обжигаются в 6 обжиговых печах Эдурдса (с 80 гребнями). После этого следует обычная обработка цианированием с осаждением золота из растворов по способу Меррилла.

Флотационный концентрат составляет 9% по отношению к руде. В нем извлекается 92% золота. Потеря в весе при обжиге равна 26%. Извлечение золота цианированием обожженного концентрата составляет 90%. Таким образом общее извлечение при комбинированной обработке составляет 82,8%. Расход реактивов на 1 т руды составляет: этилового ксантата калия 0,33 — 0,45 кг, соснового или эвкалиптового масла — 0,056 — 0,045 кг.

г) В Колорадо на небольших предприятиях обогащают золотые руды флотацией, и флотационный концентрат продают на большие цианистые заводы для извлечения из них золота.

д) На руднике Мак-Интайр в Канаде кварцевосульфидная руда подвергается флотации с последующим цианированием полученного концентрата. Экономический успех работы этой установки обеспечивается большим масштабом работы данного предприятия, добывающим и обрабатывающим в сутки 2 000 т руды. Процесс флотации при этом сводится к флотации в 2 приема. Руда измельчается в шаровой мельнице до прохождения нацело через сетку с 30 отверстиями на 1", и после этого проводится первая стадия флотации. Затем хвосты, после первой флотации, поступают в классификатор, и крупная часть их измельчается и подвергается вторичной флотации. Такого рода флотация в 2 стадии связана со свойством золота лучше флотироваться в форме первоначальных зерен, чем после того, как они распыляются в пластинки после относительно более тонкого измельчения в шаровой мельнице. Полученные флотационные концентраты подвергаются тонкому измельчению и цианированию.

Количество получаемых флотационных концентратов составляет $\frac{1}{4}$ по отношению к первоначальному тоннажу руды. Таким образом капитальные затраты по сооружению цианистого завода для цианирования концентрата значительно сокращаются. Для указанной большой произ-

¹ Canadian Mining Journal, 1931 г., июль (№ 24).

водительности капитальные затраты могут быть сокращены на $\frac{1}{2}$ млн. долларов.

Для сравнения целесообразно привести пример другого предприятия, меньшего масштаба — на 500 *т* суточной производительности. Кварцевая руда содержала 6% сульфидов, и хорошего извлечения можно было достигнуть как по методу непосредственного цианирования, по полному иловому процессу с измельчением руды до — 40 меш.

Практика дальнейшей работы показала правильность сделанного выбора, так как, несмотря на экономию в капитальных затратах, равную 50 000 долл. в случае комбинированного метода, при непосредственном цианировании достигнута экономия стоимости обработки, равная 10 центам на 1 *т*, которая окупает лишние капитальные затраты менее чем в 3 года. Кроме того, непосредственное цианирование представляет более простой и известный процесс, а в случае комбинированной схемы требуется большее число рабочих различных и более высоких квалификаций.

Между тем заслуживает внимания то, что при намеченном дальнейшем расширении последнего предприятия предполагается введение флотации при более высокой производительности. В случае рассматриваемой руды для достижения флотацией того же извлечения, как и при непосредственном цианировании, требуется более тонкое измельчение руды (тоньше — 65 меш).

Это объясняется тем, что растворение золота в цианистом растворе происходит и в том случае, если частица не полностью освобождена от породы; между тем для флотации требуется полное обнажение поверхности золотой частицы. Чтобы введение флотации не снижало эффективности экономических результатов обработки, намечена предварительная классификация руды (измельченной до — 40). Часть руды, измельченная до — 65 меш, направляется на флотацию, а более крупная часть идет непосредственно в цианирование, которому также подвергают флотационные концентраты, полученные из мелкой части. Такого рода изменение схемы обработки уменьшает количество материала, идущего в цианирование, на 60% по отношению к тоннажу руды, поступающей в обработку. Для мелких единиц на 100 — 200 *т* суточной производительности предварительная флотация редко оказывается экономически выгодной, и здесь следует предпочесть непосредственное цианирование.

е) Золотые руды Поркьюпайна легко поддаются цианированию и долго обрабатывались путем применения этого процесса с высоким извлечением из них золота.

Совсем недавно опыты, произведенные в большом масштабе в течение прошлого года на одном из рудников, показали, что применение флотации к обработке руды может быть выгодно, так как удаляет большое количество пустой породы перед цианированием, которое является окончательным процессом извлечения золота из сокращенного объема руды. В случае такого метода обработки извлечение флотацией должно быть высоким для того, чтобы полное извлечение могло стоять наравне с возможным результатом извлечения путем цианирования без предварительного обога-

щения. В настоящее время строится завод такого комбинированного типа с суточной производительностью в 2 000 т.

ж) Возможность введения флотации в схему обработки определяется в отдельных случаях специальными исследованиями, но тем не менее можно установить общую классификацию¹, облегчающую выбор метода обработки, в зависимости от характера рудного месторождения и минералогического состава данной руды. К I группе по этой классификации относятся руды окисленной зоны и чисто кварцевые руды, практически мало поддающиеся успешной флотации, за исключением случаев флотации этих руд со введением в них 2—3% сульфидов, изученных нами в Гинцветмете.

Введение сульфидов в некоторых случаях обеспечивает стабильность пены и условия флотиремости золота. В то же время эти руды легко поддаются амальгамации и цианированию, и поэтому иногда (особенно для предприятий небольшого и среднего масштаба) введение флотации может оказаться излишним.

Во II группу входят руды, содержащие большее или меньшее количество сульфидов, причем золото может быть или преимущественно связано с сульфидами или оказывается распределенным между сульфидами и остальной породой. Руды во II группе значительно чаще оказываются пригодными для флотации, и в последнем случае введение ее в схему обработки является уже вопросом экономики.

В случае руд III класса, содержащих медь, введение флотации может оказаться рациональным, если руды содержат значительное количество меди, делающее нерентабельным процесс цианирования, или если золото преимущественно связано с медными минералами. В некоторых случаях хвосты после флотации могут быть подвергнуты цианированию.

К рудам IV класса относятся руды, содержащие мышьяковые и сурьмяные минералы. В этом случае упорная часть руды, вызывающая затруднения при обработке, может быть выделена флотацией и затем подвергнута цианированию в особых условиях. То же относится к теллуристым и отчасти к графитистым рудам (которые могут быть выделены в особую группу).

5. Роль флотации в цианировании золотых и серебряных руд. Обзор результатов применения флотации в промышленности может быть сведен к следующим итогам.

1) Флотация была испытана на ряде золотых и серебряных рудников, и в некоторых случаях она успешно введена в большом масштабе с сопутствующим цианированием и без него. В некоторых случаях вместо флотации были приняты другие методы обогащения с последующим цианированием.

2) Не все золотые и серебряные руды одинакового минералогического состава являются в равной мере подходящими для флотации; последнее зависит от распределения золота между компонентами руды и от величины его зерен.

3) Введением флотации может быть осуществлена задача гидрометаллургии — удаление упорных минералов для специальной их обработки (а также — снижение расхода цианида). При этом может быть облегчена задача цианирования, так как оставшееся в руде мелкое и свободное золото будет легко поддаваться растворению в цианистом растворе.

¹ Canadian Mining and Metallurgical Bulletin, November, 1931 г.

4) Введение флотации в схему работы действующего завода является вопросом экономики.

ОБРАБОТКА БЕДНЫХ (УБОГИХ) ЗОЛОТЫХ РУД

С развитием золотой промышленности и с одновременно происходящим истощением богатых золотых месторождений все больше обращают на себя внимание месторождения бедных золотых руд, нередко образующих громадные массивы рудных запасов.

Вопрос о включении этих руд в сферу промышленной обработки связан со снижением стоимости их обработки. Не исключена конечно возможность введения в практику золотого дела новых металлургических процессов, но в настоящее время решение данного вопроса связано главным образом с увеличением масштаба производства при одновременной механизации горных работ, транспорта и обработки руды. Это связано с технико-экономическим проектированием и с введением в практику работы наиболее усовершенствованных механизмов. Несомненно, что перед этим необходимы тщательное опробование месторождения и исследование слагающих его руд.

Что касается стоимости обработки руды, то здесь целесообразно проведение 2 основных принципов:

1) снижение стоимости дробления и измельчения руды (составляющих до 30 — 40% от стоимости обработки);

2) введение процессов концентрации, чтобы расходы по последующему извлечению относились к небольшому количеству руды.

В ниже приводимых примерах (см. раздел «Цианирование при крупном помоле») указываются случаи довольно крупного помола при цианировании; то же самое указывалось выше в разделе о флотации.

Одним из лучших примеров в обработке бедных золотых руд является Аляска Джюно (Alaska Juneau), где вполне рентабельно обрабатывается руда с весьма низким содержанием.

Благоприятные местные условия и большие запасы руды, при невысокой стоимости горных работ, дают возможность доставлять на фабрику руду по весьма низкой стоимости.

Крупное дробление и ручная сортировка стоят несколько центов и отделяют значительное количество руды перед дальнейшей ее обработкой при небольшой потере золота. Сравнительно грубое измельчение и обогащение на столах представляет наиболее простой метод извлечения в форме концентрата, содержание в котором повышается сортировкой. Более дорогие методы окончательного извлечения металла применяются затем только к сравнительно небольшому тоннажу концентрата. На прилагаемой иллюстрации (рис. 77) дана количественная схема фабрики золоторудного предприятия Аляска Джюно (по данным P. R. Bradley¹). Данные по обработке 10 000 т золотой руды в сутки дают основание для интересных выводов. Обработка золотой руды имеет 4 существенных момента: 1) крупное дробление и рудоразборка; 2) измельчение; 3) концентрация и 4) повторное обогащение бедных концентратов.

Крупное дробление производится при помощи трех 36 × 48" дробилок Бэхенена (Buchanan), среднее дробление — при помощи трех жирационных дробилок 9-К Аллис-Чальмерса (Allis-Chalmers). Площадь

¹ Eng. and Min. World, 1931, июль.

загрузочного сечения дробилки — 36 фут², скорость поступающей руды составляет 11,5 т на 1 фут² в час. Грохота, на которые поступает руда после дробления, имеют площадь в 60 фут² с 4" прозорами между полосами.

Так как вся руда проходит через эти грохота, то количество тонн руды в час на 1 фут² площади грохота почти равно 7. Через грохот проходит несколько более 3,5 т на 1 фут² (поверхности грохота), и тоннаж сходящего с грохота более крупного размера несколько меньше.

На первые сортировочные ленты поступает 4 100 т руды. Имеются 3 ленты размерами 42" × 22', движущиеся со скоростью 100 фут. в мин. Количество руды, проходящей по ним, составляет 2,85 т в мин., а площадь всех лент принимается равной 1050 фут. в мин. Следовательно, на каждую ленту приходится 350 фут² площади в мин., и на нее поступает около 0,95 т руды, подлежащей сортировке. Из них только 19,5% или 0,19 т в мин. отбирается вручную, а остальная часть выгружается с конца ленты, как пустая порода. На 3 жирационные дробилки, предназначенные для вторичного дробления, поступает 800 т, что составляет 11,1 т в час на каждую дробилку. Площадь грохота, следующего за дробилкой, отнесенная к этому количеству руды = 21 фут² (7 × 3' с отверстиями в 1½"). Это имеет место при скорости в 0,53 т/час на 1 фут² поверхности грохота. Количество руды, проходящей через отверстия грохота, составляет 0,066 т/час на 1 фут², и количество более крупного размера составляет 0,464 т/час на 1 фут².

Количество материала, проходящего через грохот первой дробилки, в общем равно 5 100 т в день. Это количество обрабатывается на 3 сотрясающихся решетчатых грохотах Ниагара, причем площадь каждого равна 2,5 × 5 фут. с 3" квадратными отверстиями при приблизительной скорости 5,6 т/час на 1 фут². С них уходит на 1 фут² в час 3 т просеянного материала. Выгрузка материала, не проходящего через решето, составляет 2,6 т/час на 1 фут². Вторые решетчатые грохота получают сверхразмер с первых и обрабатывают 2 350 т, из которых 700 т оказывается сверхразмером и 1 650 т материалом, проходящим через грохот. Последний проходит при скорости 2,6 т/час на 1 фут². В общем количество обработанного материала доходит до 0,77 т/час на 1 фут² и сверхразмер — 1,8 т/час на 1 фут². На вторые рудоразборные ленты поступает 1 650 т. Употребляются 2 ленты размером 42" на 8 фут., движущиеся со скоростью 150 фут. в мин. В общем количество прошедшего на них составляет 200 т, остальные 1 450 т выгружаются в качестве крупных хвостов. Поверхность ленты проходит в минуту 525 фут., и каждая лента получает количество руды, составляющее 0,57 т в мин. Скорость на сортировочной ленте — 0,14 т в мин. или 8,3 т/час.

К конической дробилке поступает в общем 1 600 т, или 66,6 т/час. Продукт после измельчения в конической дробилке поступает на сита Гэммера (Hummel), которые дают законченный материал, проходящий сито в 7 меш. Более крупный продукт сверхразмера идет для измельчения на валки и в шаровые мельницы, причем соответствующие продукты возвращаются на сита Гэммера, контролируемые таким образом дробление. Материал, прошедший первоначальные сита, плюс материал из барабанных (жирационных) грохотов в количестве 2 850 т измельчается в 11 шаровых мельницах Марси 8 × 6 фут., причем в каждой мельнице за сутки измельчается около 260 т.

Продукт после измельчения в шаровых мельницах соответствует

измельчению равному 7 меш. Вся измельченная руда в количестве 4450 т. классифицируется в конусах.

В конические классификаторы поступает 185 т/час (в сутки — 4 450 т). Из удаляется из них со скоростью 6,25 т/час. Они служат также для частичного обезвоживания. Первая стадия концентрации производится на 88 столах Дейстера Плэт-О, на которые поступает 4300 т, что составляет немного меньше чем 50 т на 1 стол в сутки, или в час около 2 т. Их главная функция — получать чистые хвосты. Промежуточный продукт доходит до 750 т; концентрат — до 150 т. Промежуточный продукт поступает на 2 стола Вильфлея № 6, с которых получают 50 т концентрата. Количество материала, поступающего на стол за 1 час, составляет около 1,5 т, причем каждый стол обрабатывает несколько больше чем 34 т в день.

Бедный концентрат, общее количество которого доходит до 200 т, сначала обрабатывается на столах и дает 3 т свинцового концентрата. Остальные 197 т измельчаются в 2 галечных мельницах Аллис-Чальмерса 5 × 5', и продукт, прошедший через столы, дает еще 3 т свинцового концентрата. Хвосты после этой операции поступают в две 18'' субазрационные машины типа Минерал-Сепарешон и после выделения еще 1 т свинцового концентрата, флотационные хвосты идут в отвал. 6 т свинцового концентрата подвергаются дальнейшей обработке на столах, при которой выделяется богатый золотой концентрат, свинцовый концентрат, отправляемый для обработки, и небольшое количество хвостов, которые возвращаются для перечистки. Золотой концентрат амальгамируется в бочке, и золото извлекается из амальгамы путем отжимки и последующей отгонки ртути из отжатой амальгамы. 7 т свинцового концентрата дают степень сокращения при концентрации, равную отношению 1 428,5 : 1. Выделенное золото составляет 1 часть : 618 000 частей руды.

Чтобы получить унцию (30 г) золота, обрабатывается около 21,16 т руды. За сутки получают золота на сумму приблизительно 10 000 долл.

ЦИАНИРОВАНИЕ ЗОЛОТЫХ РУД ПРИ КРУПНОМ ПОМОЛЕ

Ввиду того, что стоимость дробления и измельчения представляет крупную по своему относительному значению статью в обработке золотых руд, вопрос о возможности применения более крупного помола представляет значительный интерес для золотой промышленности.

Обычно принято считать, что тонкое взращивание золота в рудах требует достаточно высокой степени измельчения при цианировании перколяцией. Извлечение гидрометаллургическим путем после среднего дробления (дробилка Саймонса, валки) в случае золотых руд, вообще говоря, не считается возможным в противоположность гидрометаллургии меди, которая допускает довольно крупное измельчение (на вышеуказанных дробилках) перед последующим выщелачиванием. Если песковый процесс извлечения золота цианированием обычно требует измельчения в пределах от — 28 до — 48, то обработка руды агитацией по иловому процессу в зависимости от характера обрабатываемых руд требует измельчения в пределах от — 80 до — 200. В последнее время в связи с вопросом более широкого введения процесса обработки руды агитацией, более эффективного в отношении извлечения и сокращения площади, занимаемой аппаратурой, (но в то же время

более дорогого по количеству затрачиваемой на него энергии), делаются опыты перехода на более крупное измельчение.

При этом следует отметить, что главная причина более высокой стоимости полного илового процесса состоит в энергии, расходуемой на измельчение, в то время как энергия, расходуемая на агитацию, является относительно небольшой величиной. Благодаря этому, в случае возможности осуществить обработку по иловому процессу при измельчении до — 40, почти стираются существовавшие ранее экономические грани между полным иловым и раздельным процессами обработки золотых руд. Таким образом введение обработки всей руды (илов вместе с песками) путем агитации по схеме полного илового процесса наряду с рядом преимуществ не встречает экономических препятствий, существовавших ранее.

Общее решение вопроса о введении крупного помола в применении ко всем рудам невозможно ввиду их индивидуальных особенностей, иногда требующих весьма тонкого измельчения, но несомненно, что в ряде случаев (для бедных руд и для перехода с раздельного на полный иловый процесс) данный вопрос имеет весьма большое значение. Ниже приводятся примеры из американской практики последних лет для иллюстрации применения цианирования при крупном помоле в случае илового и перколяционного процессов.

1. Цианирование песков вместе с илами по схеме полного илового процесса при измельчении — 40. Цианирование золотой руды на руднике Хаун около Красного озера, в Онтарио (Канада¹). Отличительной стороной цианистого завода, недавно построенного по проекту General Engineering Co., является осуществление цианирования песков вместе с илами по схеме полного илового процесса при измельчении — 40.

Производительность данного завода в настоящее время составляет 600 т в сутки (при первоначальной проектной производительности, равной 500 т). Дальнейшее расширение до вдвое большей производительности проектируется путем постройки второй секции. Дробильное отделение примыкает к (5,5 × 6 м) конгру и вмещает следующую аппаратуру для дробления и рудоразборки (сортировки). Руда из бункера поступает на 60'' питатель Аргон, с которого подается в щековую дробилку (60 см × 90 см) Allis-Chalmers. После дробления руда поступает на грохот Leahy (1,2 × 1,8 м), более крупная руда с которого идет на 54'' рудоразборную ленту; после рудоразборки она подвергается дроблению в конической дробилке Саймонса (1,2 м). Руда, прошедшая среднее дробление, вместе с рудой, ранее прошедшей через грохот, поступает в рудные лари, из которых питателями подается (после автоматического взвешивания) в 2 шаровых мельницы Хардинжа (2,4 м × 1,2 м), работающие в замкнутом цикле с 2 двойными классификаторами Дорра (2,4 × 7 м). После измельчения слив с классификаторов (который при желании может контролироваться чашечным классификатором) перекачивается насосом Вильфлея в 2 сгустителя Дорра (12,2 м), сгущенный продукт из которых поступает в 2 серии агитаторов Дорра (по 4 агитатора размерами 9,5 м × 6 м), которые работают параллельно или последовательно. Сгущение после агитации производится в 2 сгустителях Джентера (Genter), размером 2,7 м. Сгущенный продукт из последних поступает в 2 чана-коллектора размерами 5,5 × 6 м, откуда затем идет на 2 американских дисковых

¹ Eng. and Min. World, 1931, № 9 (сентябрь), стр. 545.

фильтра (по 10 дисков) размерами 2,7 м. Из них хвосты идут в отвал, а раствор — в чаны заводских растворов. Слив первого стужения из сгустителей Дорра и вторичного стужения из Джентеров идет на осаждение цинковой пылью, предварительно проходя осветление в фильтр-прессе и обескислороживание по способу Крау. Осадок после осаждения обрабатывается в специальном рафинировочном отделении.

Наиболее интересной особенностью этого процесса является извлечение 95% золота (и более) при цианировании руды, измельченной до — 40. Сначала высказывались опасения, что могут возникнуть чисто механические затруднения в работе при таком крупном помоле. Но сравнительно простые приспособления позволили преодолеть их. Кроме того стоимость обработки была снижена за счет улучшения транспорта руды внутри завода.

Из видоизменений в обычном расположении аппаратуры можно отметить расположение классификаторов, следующих за шаровыми мельницами, причем они расположены выше мельниц вместо того, чтобы находиться несколько ниже, как это обычно бывает. Такое расположение оставляет мельницы незагороженными, облегчает доступ к ним и дает возможность оставить их на более низком уровне, что отмечается местными работниками, как установка, удобная для работы.

Кроме низкой стоимости обработки данный комбинат отличается низкой стоимостью горных работ, что объясняется применением системы магазинирования руды к большим по своим размерам рудным телам, расположенным на относительно небольшом протяжении.

Общая стоимость горных работ и обработки на 1 т руды составляет за первый период 3,25 — 3,6 долл. (6,5 — 7,2 руб.). Так как по окончании данного периода начнется выдача из магазинов 200 т руды в сутки, то стоимость 1 т уменьшится на 0,5 долл. (1 рубль). Вместе с введением сортировки отвалов это понизит стоимость 1 т до 3 долл. и ниже. После доведения суточного тоннажа до 1 000 — 1 200 т предполагается снижение стоимости 1 т до 2,5 долл.

Распределение стоимости 1 т по отдельным категориям приведено в таблице 59.

ТАБЛИЦА 59. Стоимость обработки 1 т руды на руднике Хаун при суточном тоннаже, равном 500 т

Мам по пор.	Категория добычи или обработки	Стоимость в долл.
1	Подготовительные работы по вскрытию	0,15
2	Откатка	0,02
3	Погрузка и выдача	0,10
4	Очистные горные работы	1,75
5	Дробление и транспорт	0,16
6	Обработка на цианистом заводе	0,81
7	Равные расходы	0,17
8	Управленческие расходы	0,34
	Стоимость добычи и обработки 1 т	3,50

2. Цианирование перколяцией бедных золотых руд (содержащих 0,4% меди), при измельчении—1 см. Перколяционный завод на руднике К^о Маунтин Кошпер в Шаста Каунти (Калифорния). Объектом эксплуатации данного предприятия является значительная по своим запасам железная шляпа, с низким содержанием в ней золота. Руда содержит 0,4% меди, и благодаря этому высокий расход цианида не давал возможности применить к ней цианирование, несмотря на опыты, которые велись с 1909 г. В 1928 г. Компания Меррилла (Сан-Франциско) предложила свой метод обработки этой руды, состоящий в цианировании путем перколяции после среднего дробления, благодаря чему был достигнут небольшой расход цианида.

В результате был построен опытный перколяционный завод на 4 т суточной производительности, на котором было проведено 17 опытов по обработке данной руды.

Цианирование дало в среднем извлечение золота около 4 г/т. Извлечение составляло 75—87%, расход цианида—в среднем 0,14 кг/т. Известь расходовалась в количестве 7—9 кг/т. На основании этих опытов в ползаводском масштабе был построен перколяционный завод на 5 чанов, расширенный впоследствии до 10 чанов (1930 г.). На данном заводе до настоящего времени обработано 135 000 т руды, что дает возможность подвести итоги результатам работы завода в течение первого периода. На основании произведенного опробования установлено, что более богатая часть железной шляпы содержит 2,4 долл. на 1 т, а более бедная—1,4—1,6 долл. на 1 т, на основании чего среднее содержание принято равным около 3 г/т. Минералогическое исследование указывает на то, что в основном она сложена из лимонита и кварца. Химический анализ указывает на содержание 50—55% железа, 5—10% кремнезема, 0,4% меди и небольшое содержание мышьяка и ртути. Разработка месторождения ведется карьерами посредством электрических экскаваторов Bucyrus—Erie (первоначально разработка велась паровой лопатой на гусеничном ходу с полным поворотом и с черпаком в $\frac{3}{4}$ ярда). Вся руда погружается при помощи его в 3 вагонетки Мэкка, вместимостью на 3 $\frac{1}{2}$ т, транспортирующих 550 т в течение 6 часов. Максимально число поездов вагонетки в смену доходит до 72. В остающиеся 2 часа после выдачи руды производится выдача пустой породы, которая сваливается вдоль края дороги, проходящей около разработок. Руда поступает на колосниковый грохот с отверстиями в 9" и шириной, достаточной для одновременной разгрузки руды из 3 вагонеток; при этом верхняя часть грохота, на которую поступает руда, — наклонная, а нижняя часть—горизонтальная. Нижний бункер вмещает 350 т руды и имеет размеры: длина—11,58 м, ширина—4,88 м, высота—6,1 м. В нижней своей части он имеет 3 люка, поднимающиеся при помощи пестерен и зубчатых реек. Руда из них поступает в желоба, регулировка подачи по которым производится изменением угла их наклона. Затем руда поступает на 105 см конвейер, приводимый в движение со скоростью 1,8 м в мин. от 5 НР мотора с редукцией скорости. Он подает руду на рельсовый грохот с углом наклона в 38° и с прозорами в 5 см, причем более крупный материал поступает в дробилку Бэхенена (Buchanan) размером 25×50 см. Измельченный продукт так же, как и прошедший через грохот, поступает на конвейер, который подает его на дробильные валки типа Анаконда; после среднего дробления продукт поступает на сита (решетчатый грохот с малыми отверстиями) Тайлер-Тайрод, расстояние между проволоками

которых равно 1,25 см. Эти сита удобны для глинистого материала, который представляет затруднения в зимние месяцы, когда в руде содержится значительное количество влаги. Материал, не прошедший через сито, поступает на наклонный конвейер и с последнего идет для дробления на валки (50×30 см), работа которых контролируется вибрирующим ситом. Материал, прошедший последнее, поступает на наклонный ленточный конвейер, обслуживающий перколяционные чаны. Все ленточные конвейеры (транспортёры) имеют ширину лент, равную 50 см. Известь доставляется по подвесной дороге и поступает на ленточный питатель, который загружает ее на сотрясающиеся грохота (сита). Первоначально дробление руды доходило до 2,5 см, затем до 1,3 см и в дальнейшем предполагается ее дробить до 1 см.

Силовое оборудование сводится к следующему: мотор для дробилки — 75 НР, обслуживающий валки и конвейер к первым валкам, мотор в 5 НР с редукцией скорости для конвейера к сотрясающимся ситам; мотор 15 НР для конвейера, который возвращает материал, не прошедший вторые валки; мотор в 10 НР с редукцией скорости для ленточного конвейера, с опрокидывающим (для загрузки) механизмом, и наконец мотор в 2 НР для сит. Общее число сил для дробильного отделения равно 112 НР. Конвейер (с опрокидывающим механизмом) движется над перколяционными чанами. Руда загружается в чаны при помощи уже упомянутого автоматически действующего опрокидывающего механизма системы Джеффри. Руда ссыпается по коротким желобам, чем избегают образования конусов. Чан заполняется слоями руды, каждый толщиной в 0,45 м. Во избежание сегрегации руда смачивается перед загрузкой за исключением зимнего времени, когда руда бывает достаточно влажной. 2 чана загружаются и разгружаются каждые 24 часа (один — в дневную, другой — в вечернюю смену). 5 чанов обрабатываются в утреннюю, 5 — в вечернюю смену. Для наполнения требуется 7 час.; для выгрузки 1 смена (8 часов) при 3 рабочих. Всего в настоящее время имеется 10 чанов, каждый вместимостью в 276 т. Размеры чана: внутренний диаметр 7,8 м, длина клепки — 30 см, фактическая глубина — 28 см. Каждый чан имеет 4 люка для выгрузки, размерами 103 см^2 . Фильтр делается из коксовых матов и ткани (10-унцевой). Для удобства выгрузки устанавливают под люками специальное устройство, уменьшающее скорость удаления содержимого чана в течение первого периода опоражнивания его. Выгружаемые хвосты поступают на 2 конвейера, приводимые в движение 20 НР мотором; с этих конвейеров они передаются на конвейер (под прямым углом), выгружающий хвосты в отвал (мотор 5 НР), откуда они перекачиваются в разрезы. Промывка фильтрующих днищ производится 1 раз в 42 дня. Подача раствора производится снизу, причем она начинается после наполнения чана рудой наполовину. Это сокращает время, необходимое для наполнения чана рудой и раствором. Кроме того подача раствора снизу улучшает условия выщелачивания.

Осаждение золота из раствора производится цинковой пылью по способу Мерриль-Крау. Последняя установка состоит из вакуум-ресивера для обескислороживания, вакуум-насоса, головного зумфа, чана для фильтрации (с 8 рамами $7,5 \times 10$ см), питателя цинковой пылью и небольшого чана для вакуум-фильтрации осадка. Установлены моторы: для агитатора питателя цинковой пылью 1 — в 3 НР; для 2" центробежных насосов 2 по 3 НР; для вакуум-насоса 1 — в 2 НР.

Самый процесс выщелачивания осуществляется следующим образом.

После заливки крепкого 0,04% (NaCN) раствора снизу (в дальнейшем он заливается сверху), выщелачивание им производится в течение 16 час. Выщелачивание вторым (слабым) раствором (0,025% NaCN) производится в течение 24 час.; обеззолоченным раствором (0,02% NaCN) — в течение 20 час. Промывка водой продолжается около 7 $\frac{1}{2}$ час. Все выщелачивание вместе с промывкой продолжается 72 часа. Количество заливаемых растворов составляет: крепкого — 195 т, слабого — 90 т, обеззолоченного — 180 т, промывной воды — 75 т. Небольшое количество третьего раствора уходит в отвал. Отношение общего количества раствора к весу руды составляет 2 : 1. На осаждение в сутки поступает 400 т раствора. Для осаждения в сутки расходуется 5,4 кг цинковой пыли (в смену — 1,8 кг) и 1,35 кг уксуснокислого свинца. В обеззолоченном растворе остается 0,13 г/т золота. Осаждение весьма хорошее, и это приписывают присутствию ртути, которая также извлекается цианированием и при каждой съемке получается в количестве около 18 кг. Для плавки 100 кг осадка применяют следующую шихту: Na₂CO₃ — 24 кг, SiO₂ — 32 кг, Na₂B₄O₇ — 40 кг, MnO₂ — 9 кг.

ТАБЛИЦА 60. Стоимость добычи и обработки золотой руды в Маша Баунти (Калифорния) при разработке месторождения открытыми работами и цианированием перекладной после среднего дробления (март 1981 г.)

Категория работ	Стоимость в долл.
Горные работы:	
Труд	0,051
Материалы	0,058
Электрический экскаватор	0,06
Энергия для ведения работ в карьере	0,004
Бурение	0,002
Общие расходы (по горным работам)	0,036
Администрация	0,018
Транспорт руды	0,186
Итого	0,385
Обработка руды:	
Труд	0,182
Материал	0,176
Энергия	0,081
Общие расходы (по заводу)	0,024
Администрация	0,015
Экстренные и случайные расходы	0,004
Итого	0,432
Общая стоимость добычи и обработки 1 т	0,817

Ситовый анализ хвостов дал следующие результаты (в %): +2 — 7,2; —2 — 27,1; —4 — 20,2; —10 — 13,4; —20 — 9,7; —40 — 5,7; —60 — 2,3; —80 — 4,1; —150 — 10,3. Больше, чем половина золота, остается в классах +10. Более мелкое дробление было бы связано с повышением извлечения, но тотчас возникли бы затруднения в результате шламо-

образования, и в силу этого — неправильного движения раствора через нагрузку чана.

В течение последнего времени (в марте 1931 г.) в сутки обрабатывалось около 500 т с содержанием 2,7 г и при извлечении 72,8% золота. Расход на 1 т обработанной руды составлял извести — 3,42 кг; цианида — 0,1408 кг; цинковой пыли — 0,01024 кг; расход цинковой пыли на 1 т осаждаемого раствора — 0,01564 кг. Капитальные затраты на сооружение завода составляют 75 000 долл. и карьеров — 25 000 долл. Расход энергии на 1 т руды составлял по заводу 3,06 kWh и по горным работам (экскаватор с мотором в 50 HP) — 0,5 kWh.

Стоимость добычи и обработки руды приведена в табл. 60.

Возможность успешного цианирования бедной медьсодержащей руды представляет большой интерес. Значительная пористость руды и весьма малые размеры частиц золота дают возможность вести цианирование при крупном помоле и с применением чрезвычайно слабых (для перколяции) цианистых растворов. Выщелачивание всей массы руды после дробления без предварительного отделения плов обеспечивает низкую стоимость обработки, что и решает в данном случае проблему обработки убогой руды.

ОБРАБОТКА МЕДИСТЫХ РУД. РЕГЕНЕРАЦИЯ ЦИАНИДА

Медь в окисленных рудах встречается в виде карбонатов (малахит и азурит), окисей, основного сульфата и реже в самородном виде. Во всех этих формах она легко растворяется в цианистом растворе, образуя комплексные цианиды. Небольшое количество растворимой меди в руде (0,1%) может вызвать расход цианида в 2 кг и более на 1 т руды. Сульфидные медные руды обычно не вызывают столь большого расхода цианида, из некоторых окисленных руд возможно до обработки их цианистым раствором удалить медь растворами аммиака или серной кислотой.

Для уменьшения расхода цианида прибегают к регенерации его, особенно в случае обработки медистых руд.

Основным способом регенерации цианида является разложение комплексных цианидов путем подкисления раствора, в результате чего, с одной стороны, выпадают нерастворимые цианиды $\text{Cu}_2(\text{CN})_2$, AgCN , $\text{Zn}(\text{CN})_2$, $\text{Cu}_2(\text{CNS})_2$, AgCNS , иногда ферроцианиды, а с другой — образуется HCN . Осадок отделяется для того, чтобы извлечь из него благородные металлы и частично содержащуюся в нем синильную кислоту.

Содержащаяся в растворе после подкисления HCN может быть опять связана прибавлением извести. В других случаях HCN может быть также удалена из раствора пропусканием через него тока воздуха или применением вакуума (как в процессе Крау), с последующим поглощением щелочным раствором в виде NaCN или $\text{Ca}(\text{CN})_2$.

Процесс регенерации цианида приобретает большое значение при цианировании руд (особенно серебряных), где вследствие присутствия соединений меди или некоторых других элементов расход цианида сделал бы применение цианистого процесса нерентабельным. Главная статья расхода в процессе регенерации — кислота для нейтрализации и подкисления раствора. Низкая стоимость этой операции может быть достигнута там, где производится обжиг сульфидных руд. Подкисление регенерируемого цианистого раствора производится сернистым газом или серной кислотой. Эта часть процесса регенерации извлекает около 50% связанного

цианида, в зависимости от содержащихся в руде медных и сернистых соединений.

Дальнейшее извлечение цианида связано с переработкой осадка, образовавшегося при подкислении¹. Эти методы должны быть разработаны в зависимости от состава осадка. Если он содержит преимущественно цианид меди, то обработка соляной кислотой или поваренной солью и разбавленной серной кислотой даст возможность извлечь большую часть циана. Для регенерации раствора можно применить метод электролиза в ванне с диафрагмой для удаления меди, с выделением на катоде газообразного или растворенного HCN.

В случае осадка, состоящего главным образом из цианистых соединений меди, самым простым и дешевым методом является осаждение меди сернистым натром. При осадке, состоящем из роданистых соединений меди, можно выбрать обработку едким натром, за которой следует электролиз подкисленного фильтрата в ванне с диафрагмой (хотя расход энергии велик, и процессы в этом случае довольно сложны).

Если тиоцианиды образуются в рабочих растворах, их удаление возможно осаждением солями меди, прибавляемыми непосредственно перед подкислением или одновременно с ним. Регенерация цианида из тиоцианида влечет одно из двух следствий: сера должна быть отделена от тиоцианида окислением его или путем образования сернистого соединения с каким-нибудь металлом. В связи с этим может быть применен процесс, рекомендуемый Дю-Буа, или некоторое видоизменение его.

Дю-Буа предлагает пропускать свободный HCNS (водный раствор NH_4CNS или подобное соединение в тонко распыленном состоянии) через газ, содержащий кислород при температуре в пределах 380 — 750°С, причем оптимальным является интервал 500 — 600°. При этом HCNS, как установлено, должно превращаться в HCN.

С процессами регенерации могли бы быть объединены процессы Лесли, состоящие в частичной регенерации цианистых растворов из зумпфов, путем поглощения газообразного HCN из воздуха при пропускании его через щелочные растворы.

Лесли предлагает закрыть цианистые чаны и отсасывать воздух, содержащий газообразный HCN, который затем поглощается в щелочных растворах. Уайт нашел, что 25% цианида, употребленного в Южной Африке, терялось в виде газообразного HCN. Устройства для промывки газа в течение одной операции могли бы быть приспособлены в то же самое время для обслуживания и другой.

Электролитические методы, применяемые к цианистым растворам, полученным в результате цианирования, испытанные до настоящего времени, не дали успешных результатов для осаждения меди и одновременной регенерации цианида. Кроме указанных затруднений возможно еще осложнение процесса, состоящее в том, что сульфат кальция может выкристаллизовываться на анодах, особенно в случае присутствия тиоцианида.

Применение цианистого аммония при цианировании медных руд еще не имеет какого-нибудь распространения за пределами лабораторных опытов.

Процесс регенерации цианида, заключающийся в употреблении сернистого газа для извлечения цианида из разбавленных растворов щелоч-

¹ Подробнее см. «Проблема цианирования медистых золотых и серебряных руд». Цветные металлы, № 5 за 1934 г.

ных цианидов и щелочно-цинковых цианидов, в настоящее время, как правило, применяется на ряде заводов САСШ, Мексики и Канады (рис. 80). Много исследований велось в связи с вышеуказанной более сложной задачей регенерации в промышленном масштабе цианида из сульфацианидов и других комплексных цианидов, получающихся в осадке после подкисления. Химия за последнее время много работала над сульфацианидами, и можно ожидать практического применения одного из возможных методов регенерации цианида в случаях, где для этого имеется какая-либо экономическая выгода. Стоимость регенерированного цианида является определяющим фактором при решении вопроса, как далеко надо идти в деле регенерации.

В последнее время роль меди и цинка при цианировании была изучена в работе E. S. Leaver'a и J. A. Woolf'a¹.

Приведем вкратце итоги этой работы.

При обычных условиях цианирования все медные минералы, за исключением хризоколлы и халькопирита, в достаточной мере растворимы в цианистом растворе, чтобы вызвать значительный расход цианида (если только последний не регенерируется). Медные минералы, содержащие мышьяк или сурьму, вызывают еще более высокий расход и создают загрязнение раствора вследствие растворения некоторого количества указанных веществ. Отношение веса цианида к весу меди, переходящей в раствор различных минералов, находится в пределах от 1,85 до 2,75. Это различие зависит от различий в составе образовавшихся комплексных соединений меди и от количества других примесей, ассоциированных в медных минералах.

При комбинированной обработке загрязненного раствора серной кислотой и сернистым натром регенерируется в среднем около 80% цианида. Регенерированный раствор так же активен в отношении извлечения драгоценных металлов, как и свежий. Количество сернистого натрия, употребляемого для осаждения, прямо пропорционально количеству осаждаемых металлов. Расход серной кислоты определяется содержанием в растворе общего цианида (сумма свободного и связанного) и свободной щелочи (CaO и NaOH). Присутствие меди в цианистом растворе в количестве не выше чем 5 мг/л раствора не понижает активности раствора, если только содержание свободного цианида отвечает концентрации, необходимой для растворения золота и серебра.

Раствор комплексного цианида, меди и натрия является только слабым растворителем для драгоценных металлов.

Цинковые минералы (смитсонит, гидроцинкит и цинкит) в достаточной степени растворимы в обычных условиях цианирования для того, чтобы создать быстрое накопление цинка в растворе и вследствие этого ослабить его растворяющую способность. Кроме того в цианистом растворе легко растворима обыкновенная техническая цинковая пыль, употребляемая для осаждения. Поэтому обычно в последнем процессе избегают избытка ее сверх того количества, которое необходимо для осаждения золота и серебра из раствора. Если цинковая пыль расходуется также для осаждения меди из цианистого раствора в тех случаях, когда присутствие ее значительно, то происходящее вследствие этого накопление комплексного щелочного цианида цинка является причиной быстрого утомления (инактивности) цианистого раствора, сказывающегося

¹ Milling Methods, 1930 г., стр. 525, изд. American Inst. Min., Met. Eng.

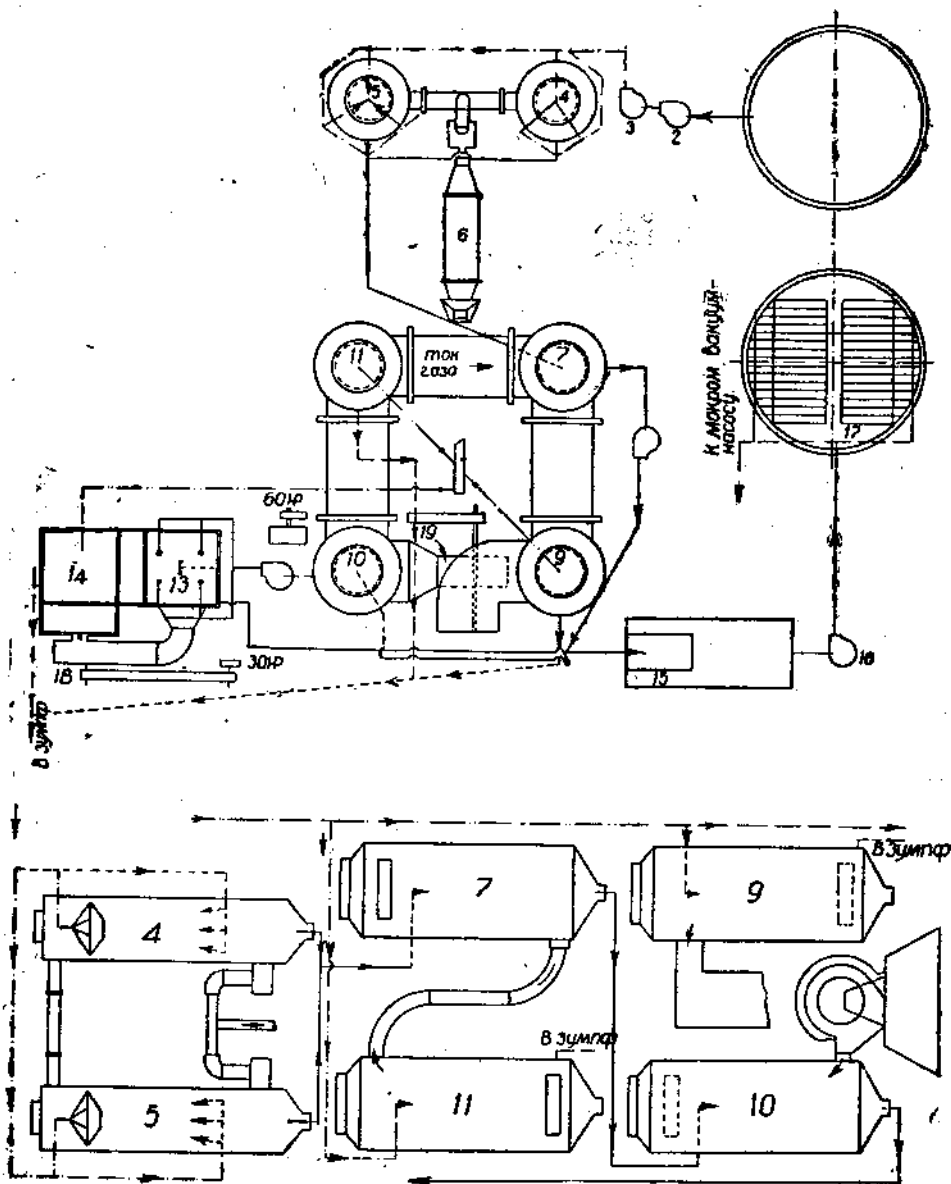


Рис. 78а. Схема отделения цианистого завода в Мексике для регенерации цианида из отработанных растворов.

- — — — — Промытый раствор, поступающий в подкислитель.
- — — — — Выходящий раствор из подкислителя поступ. в распылитель.
- — — — — Направление раствора для поглощения.
- — — — — Направление раствора, выходящего после поглощения.

1) Зумф раствора, поступающего в подкислитель. 2) Насос на 8 НР, подающий питание в подкислитель. 3) Насос на 10 НР, подающий питание в подкислитель. 4) Подкислитель $6' \times 30' \times 6,5'$. 5) Подкислитель. 6) Сжатие серы $80' \times 8'$. 7) Распылитель № 1, $1,6 \times 28'$. 8) 5' центробежный насос. 9) Поглочитель № 2, $8 \times 23'$. 10) Распылитель № 2, $6 \times 23'$. 11) Поглочитель № 2, $8 \times 23'$. 12) Центробежный насос на 10 НР. 13) Распылитель № 3, $6 \times 6 \times 24'$. 14) Поглочитель № 3, $6 \times 6 \times 24'$. 15) Зумф для регенерированного раствора. 16) А' центробежный насос на 15 НР. 17) Фильтр для регенерированного раствора. 18) 12000 куб. фут. в минуту. 19) Всасывающий вентилятор на 22 000 куб. фут. в минуту.

в значительном понижении его растворяющей способности. Раствор комплексного цианида меди и натрия является слабым растворителем золота и серебра. Прибавление к нему извести или едкой щелочи освобождает некоторое количество свободного цианида. Тем не менее для возвращения раствору максимальной растворяющей способности цинк должен быть целиком удален. Опыты подтверждают применимость вышеупомянутого способа регенерации цианистого раствора сернистым натрием и серной кислотой. Он применим к рудам золота и серебра, содержащим медь в количествах, не достаточных для того, чтобы рассматривать руду, как медную, но в то же время вызывающих значительный расход цианида, и следовательно, повышающих обычную стоимость цианирования.

Из других методов следует отметить специальные методы обжига при цианировании медистых руд.

Так, в недавнее время (1930 г.) в Австралии был разработан процесс цианирования золотых руд, содержащих значительное количество меди в виде малахита и азурита¹. Руда содержала значительное количество оснований и карбонатов, и поэтому предварительное выщелачивание серной кислотой было нецелесообразно. Предварительный обжиг перевел окись меди в нерастворимое в цианистом растворе состояние. После обжига цианистый раствор хорошо растворяет золото и серебро и мало растворяет медь при условии коротких (7 час.) контактов с цианистым раствором.

Максимальная продолжительность обжига требует 1½ часа (от холодного материала до 600°).

Условия перевода соединений меди при обжиге в нерастворимое состояние изучены в работе проф. В. Я. Мостовича и Г. С. Успенского. На основании данной работы можно сделать следующие выводы². При нагревании тесной смеси окиси меди с окисью железа образуется феррит меди. Данный процесс начинается при 600°, но идет медленно; при 750° ферритизация идет быстро. В случае обжига золотосодержащих сульфидов (трудно поддающихся цианированию) образуется окись меди, вызывающая высокий расход цианида. Для снижения расхода цианида можно воспользоваться процессом ферритизации и перевести медь в нерастворимый феррит, производя обжиг руды при температуре выше 750°.

Так, в золотосодержащих пирротинах Артемовского рудника (Минусинский комбинат) содержится 0,3% меди в виде медного колчедана. Обжиг при 800—850° производит ферритизацию меди, и расход цианида снижается с 3 кг (в случае простого обжига намертво) до 0,7 кг.

Цианирование слабыми растворами. — В ряде случаев проблема обработки медистой руды может быть разрешена введением цианирования относительно слабыми цианистыми растворами. При этом происходит меньшее растворение медных минералов. Для поддержания крепости раствора на достаточной высоте (во избежание почти полного израсходования NaCN) следует время от времени (3 ч., 6 ч.) подкреплять раствор.

ОБРАБОТКА ТЕЛЛУРИСТЫХ И СУЛЬФОТЕЛЛУРИСТЫХ РУД

Для руд, представляющих особые затруднения при цианировании (к этой группе следует отнести теллуристые и сульфотеллури-

¹ Canad. Min. J., 51 (1930), стр. 843—844. Chemic. Eng., Min. Review of Melbourne, July 5, 1930. См. реф. Б. В. Невского (Цвет. мет., 1931, № 2, стр. 298).

² В. Я. Мостович и Г. С. Успенский. Метаферрит окиси меди. Цвет. мет., 1930, № 7, стр. 976.

стые руды), применяются следующие 2 способа: обжиг и бромоцианирование.

В случае обжига руда измельчается до —30, подвергается окислительному обжигу намертво и затем тонко измельчается и поступает в цианирование (а иногда и подвергается амальгамации).

При обработке бромоцианированием (процесс Дила) руда тонко измельчается и затем агитируется с цианистым раствором, к которому время от времени прибавляется бромистый циан (около $\frac{1}{3}$ от содержания цианистого натрия). Щелочность раствора во время этого процесса должна быть по возможности низкой для уменьшения расхода бромистого циана. По окончании обработки к пульше добавляется известь для ускорения осаждения пульпы.

Для раздельной обработки концентратов обработка руды производится следующим образом. Руду подвергают мокрому измельчению и амальгамации. После амальгамации из руды выделяют концентраты, обжигают их, тонко измельчают и цианируют. Остальную руду цианируют по общему или раздельному процессу, с применением бромистого циана.

Обжиг применяется в случае дешевого топлива и вызывает затруднения при обработке руд с высоким содержанием углекислых солей кальция, магния и железа, которые после обжига приобретают способность схватываться.

При бромоцианировании дороги реактивы (бромистый циан), процесс сложнее, и некоторые примеси (пирит, металлическое железо и др.) вызывают высокий расход реактивов.

Обычно обжиг применяется в случаях, когда большая часть золота связана с теллуром.

В последнее время при обработке теллуристых руд с успехом применяется флотация. Так, на цианистом заводе рудника Портланд (Portland в Sripple Creek) золотая сульфидная теллуристая руда флотируется в цианистом растворе¹.

Обработка теллуристых руд в округе Кёрклэнд Лэйк (Kirkland Lake), в Канаде, с высоким извлечением золота представляла в течение долгого времени трудную задачу для металлургов округа ввиду того, что часть золота находится в виде соединений с теллуром. В Лэйк Шор (Lake Shore) недавно пущен новый завод на 2 000 т суточной производительности. В Тэк-Хьюгсе (Tesk Hughes) строится новый завод с суточной производительностью в 2 000 т, который заменит старый завод. Там применяются очень тонкое измельчение, дающее 99% — 200. Кроме того введены следующие методы: продолжительная обработка для золотой руды производится в течение от 36 до 40 час.; применяется высокое разбавление и щелочность с рядом перемен раствора; производится аэрация раствора путем употребления избытка воздуха, поступающего под низким давлением, в различных пунктах в чаны для обработки; употребляется перекись натрия для разложения теллуристых соединений; производится удаление из цикла обработки отработанного раствора непрерывно для предотвращения образования вредных соединений путем употребления воды вместо отработанного раствора, как это обычно практикуется в I стадии флотации, и затем уже промывного раствора во II стадии флотации. В течение 1929 г. извлекалось 94,6% золота из руды со средним содержанием 20 долл. на 1 т.

¹ См. выше „Флот. зол. руд“, стр. 159.

РАЗДЕЛЬНАЯ ОБРАБОТКА КОНЦЕНТРАТОВ!

Извлечение золота из колчеданов сопряжено с известными трудностями. Извлечение золота и серебра из колчеданов путем цианирования требует особых условий: более крепких растворов, продолжительной обработки и др. В то же время в колчеданистых рудах драгоценные металлы весьма часто бывают ассоциированы с колчеданами. Кроме того колчеданы обычно вызывают высокий расход цианистых солей. Ввиду этого, нередко после отделения колчеданов, их направляют в плавку на чернометаллургические заводы. В других, более редких случаях, обожженные концентраты плавят с глетом в шахтных печах на веркблей и его подвергают трейбированию.

Ряд экономических соображений ограничивает применение плавки к обработке концентратов.

Отделением колчеданов от руды достигают удаления из нее вредных примесей, ухудшающих условия цианирования.

В зависимости от распределения драгоценного металла между породой и колчеданами определяется принятая система концентрации.

Вследствие того, что не редки случаи высокой стоимости перевозки концентратов и неполной оплаты плавильным заводом драгоценных металлов; содержащихся в концентрате, — широко применяются специальные гидрометаллургические методы. Характерной чертой этих методов является весьма тонкое измельчение (иногда до—300) концентрата для того, чтобы обнажить и сделать доступной для раствора поверхность зерен металла, весьма тонко распыленного в колчеданах. При цианировании колчеданистого материала происходит при окислении колчеданов весьма значительное поглощение кислорода. Это обстоятельство требует усиленной аэрации раствора. При окислении образуются кислоты и серноокислые соли металлов. В случае быстро разлагающихся колчеданов это ведет к весьма большому расходу цианида. Нередко при цианировании колчеданов необходимо применение крепких растворов (до 0,5% цианида) и почти всегда — введение защитной щелочи, а также в вышеуказанных случаях — свинцовых солей, или глета. Последние осаждают образующиеся сернистые соединения (Na_2S и др.).

ОБРАБОТКА МЫШЬЯКОВИСТЫХ И СУРЬМЯНИСТЫХ РУД

В противоположность широко распространенному взгляду ряд авторов считает, что присутствие мышьяка в руде не вызывает серьезных затруднений при цианировании. Считают, что эти затруднения следует отнести за счет других примесей в руде: сурьмы, пирротина или графита. В окисленных мышьяковистых рудах это может быть связано с присутствием кислых солей закисного железа.

Сурьма вносит большие затруднения при цианировании. Ввиду растворимости сурьмы в щелочных растворах не следует добавлять известь при измельчении в мельницах.

Руды, содержащие серебро в виде мышьяковистых и сурьмянистых соединений, представляют значительные затруднения для цианирования. Широко распространенным методом является выделение концентрата. В других случаях удавалось получить высокое извлечение при чрезвычайно тонком измельчении руд или при обработке их алюминием в щелочном растворе (процесс Денни).

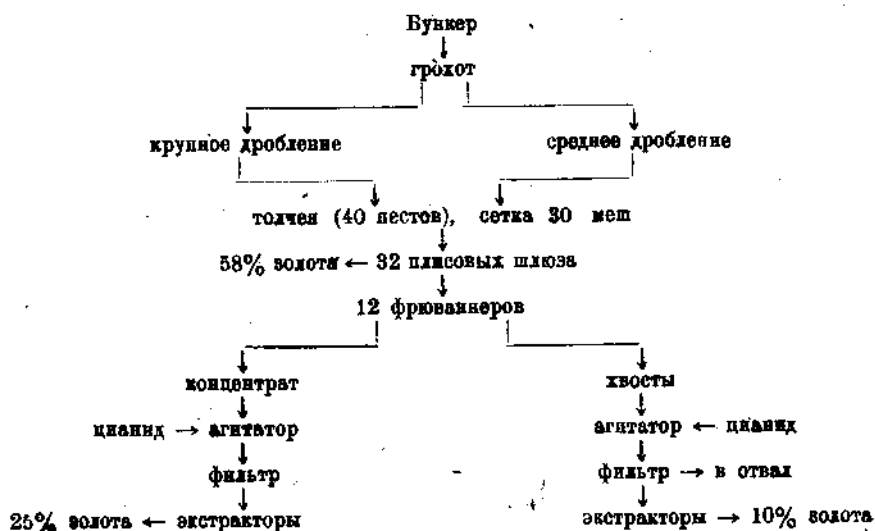


Рис. 78а. Схема обработки мышьяковистых руд на руднике Passagem.

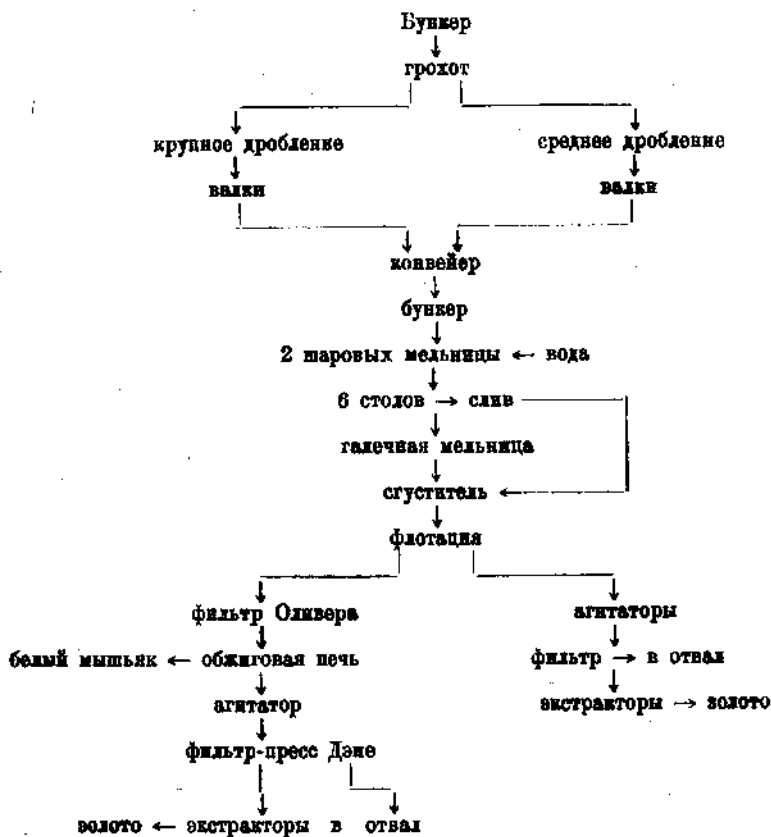


Рис. 78б. Схема обработки мышьяковистых руд на руднике Suo Bento.

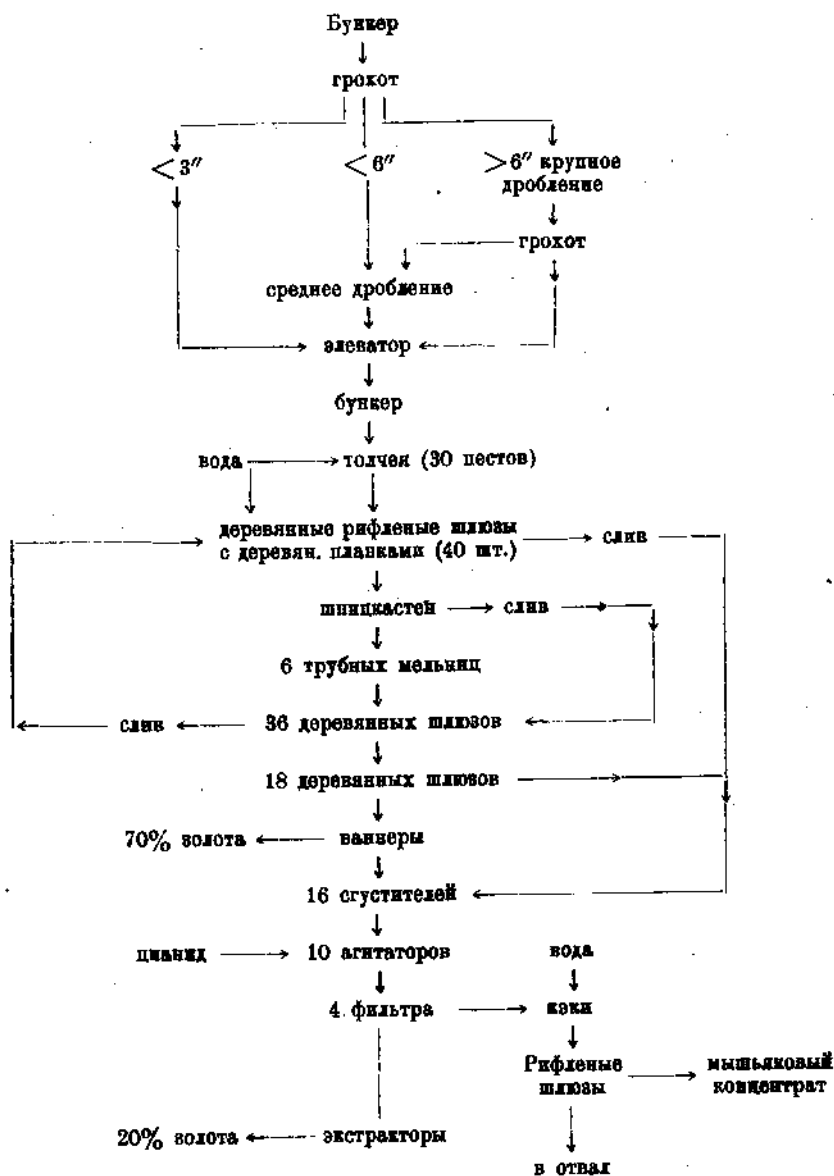
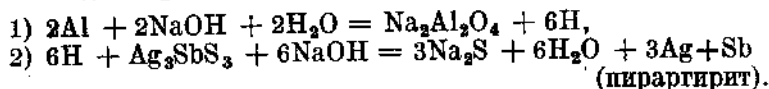


Рис. 78в. Схема обработки мышьяковистых руд на руднике Morrho Velho.

Последнее представлено следующими реакциями:



При обработке мышьяковистых золотых руд в Бразилии амальгамация заменяется выделением крупного золота на плисовых или рифленых пллозах. Для утилизации мышьяка перед цианированием выделяется на

столахили на ваннерах мышьяковистый концентрат, который измельчается, подвергается последующему обогащению путем флотации и идет в обжиг для получения белого мышьяка. Если мышьяк не утилизируется, то концентрат не подвергается флотации, а поступает в агитаторы для цианирования. В случае утилизации мышьяка концентрат идет в цианирование после обжига (см. схемы на рис. 78а, 78б и 78в). Опыты цианирования кочкарских мышьяковистых огарков, произведенные в Гинцветмете (П. Н. Шапшев и В. В. Суслова), указывают на необходимость вести обжиг руды намертво с полным удалением серы для успешного цианирования.

ГРАФИТИСТЫЕ РУДЫ

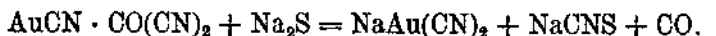
Осаждение золота и серебра углем из цианистых растворов было предметом изучения и опытов многих исследователей, стремившихся ввести новый процесс осаждения в технику цианирования.

Осаждающее действие графита изучалось в связи с затруднениями, возникшими при цианировании графитистых сланцев.

При этом были выдвинуты следующие гипотезы для объяснения явлений, происходящих при действии графита на золотосодержащие цианистые растворы.

Первая ¹ из них рассматривает осаждающее действие графита, как результат образования на поверхности его комплексного соединения золота — AuCN , $\text{CO}(\text{CN})_2$ (карбонил цианистого золота).

С точки зрения этой гипотезы растворение в растворе сернистого натрия золота, осажденного в результате действия графита, объясняется следующим образом. При действии сернистого натрия на карбонил цианистого золота образуется растворимое комплексное соединение золота, роданистый натрий, и выделяется окись углерода согласно уравнению:



При этом окись углерода вторично адсорбируется 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 адсорбированной (и благодаря этому — конденсированной) углем, она может действовать достаточно энергично и приводить к образованию карбонила цианистого золота.

Если это объяснение является довольно правдоподобным по отношению к древесному углю, то труднее представить то же самое в случае графита.

Другая ² гипотеза основана на адсорбции золота на поверхности углерода. С этой точки зрения влияние химизма сводится к минимуму, и объяснения основаны на причинах физико-химического характера. Введение в раствор сернистого натрия изменяет величину поверхностного натяжения. Следовательно, в результате изменения термодинамических условий понижается концентрация золотосодержащего

¹ W. R. Feldtmann. The Precipitating Action of Carbon in Contact with Auriferous Cyanide Solutions. Trans. of the Inst. of Min. and Metallurgy (London), Vol. XXIV, 329.

² A. W. Allen. Charcoal-Precipitation of Aurocyanide, Metall. and Chemic. Engin., 1918 (15 June), 644.

комплекса на поверхности раздела этих 2 фаз, и в результате этого золото переходит в раствор.

Обработка руды раствором сернистого натрия, следующая за цианированием, практиковалась в случае графитистых золотосодержащих руд. Так, месторождение золотосодержащего кварца на руднике Prestae в местности Gold Coast Colony, в Южной Африке, тесно связано со свитой, включающей графитистые сланцы и пересекающей кварцевые жилы. Эта руда вызвала ряд затруднений при цианировании в результате осаждающего действия графита, и вследствие этого хвосты после цианирования содержали довольно высокое количество золота, терявшегося в выгрузкой.

Для извлечения золота, осажженного графитом, из цианистого раствора была применена последующая обработка раствором Na_2S ¹.

Процесс, практиковавшийся в Prestae, состоял в обработке руды в перколяционных чанах 0,2% раствором Na_2S после того, как дренирование нагрузки после цианирования было закончено. Раствор после перколяции проходил через экстракторы с медной стружкой, конструкция которых была сходна с обыкновенными цинковыми экстракторами.

В результате плавки осадка из этих экстракторов получались следующие продукты: медно-золотой слиток, штейн и шлак. Дополнительное извлечение таким образом составляло до 50% золота, оставшегося в эффелях.

Более новым методом, примененным Silver'ом и Dorfman, ом для обработки руды, содержащей углеродистые вещества, является предварительная агитация с небольшим количеством флотационного масла, что предотвращало дальнейшее осаждение золота и серебра из раствора при цианировании².

Недавно в лаборатории золота и платины Моск. ин-та цветных металлов и золота изучен метод извлечения золота и серебра из графитистых соросов аффинажных заводов путем цианирования их после предварительной обработки керосином или скипидаром³. После такой обработки удалось извлечь путем цианирования до 99,03% золота и до 94,93% серебра из материала, содержавшего 33% углерода в виде графита.

В настоящее время указанные методы могут быть применены к обработке графитистых сланцев западного Казакстана (напр. кумакские сланцы).

ОСАЖДЕНИЕ ДРЕВЕСНЫМ УГЛЕМ ЗОЛОТА И СЕРЕБРА ИЗ ЦИАНИСТЫХ РАСТВОРОВ

В недавнее время вопрос об осаждении золота и серебра из цианистых растворов древесным углем был подробно изучен J. Gross'ом и J. W. Scott'ом⁴. Ввиду значительного интереса этой работы для вопроса об оса-

¹ F. Wartenweiler. Trans. of the Inst. of Min. and Met., 1918.

² W. J. Sharwood. Hydrometallurgy of Gold and Silver в Handbook of Non-Ferrous Metallurgy, 1926.

³ И. Н. Плассин и Н. Л. Журлов. Извлечение золота и серебра из графитистых и неграфитистых соросов. Цвет. мет., 1931 г., № 8, стр. 1156.

⁴ J. Gross and J. W. Scott. Precipitation of Gold and Silver from Cyanide on Charcoal. Washington, 1922.

ждающем действии графита приведем главнейшие ее выводы в части объяснения механизма этих явлений.

В части осаждения. Осадок драгоценных металлов на древесном угле, образующийся из цианистого раствора, — не металлический, на что указывает следующее: 1) осадок невидим; 2) он не имеет свойств металла; 3) действие кислот, присутствующих в растворе, не таково, как при осаждении в виде металла; 4) осадительная способность древесного угля меньше, чем при осаждении в виде металла.

Механизм осаждения состоит в адсорбции, что вытекает из следующего: 1) равновесие установлено; 2) осаждение происходит сначала чрезвычайно быстро, затем оно замедляется, что, по всей вероятности, вызывается трудно доступными порами; 3) высокая температура понижает способность древесного угля к осаждению; 4) более низкое давление имеет тенденцию к понижению этой способности древесного угля; 5) из крепких растворов осаждается большое количество золота или серебра, но из слабых растворов осаждается больший процент; 6) количество осажденного металла зависит от величины активной поверхности; 7) максимум осаждения дает меньше, чем мономолекулярный слой адсорбированной соли; 8) активность и способность к осаждению различны в случае разных углей или различных состояний одного и того же угля; 9) установлено взаимное замещение золота и серебра при осаждении; 10) прямолинейная изотерма адсорбции может быть получена непосредственно несколькими способами, а не непосредственно дезадсорбцией.

Адсорбция сопровождается химическими реакциями. При этом очевидно происходят реакции обмена, т. е. щелочной металл в щелочном цианиде золота или цианиде серебра остается в растворе в виде бикарбоната, и если кальций присутствует в древесном угле, то адсорбируется двойная соль, представляющая очевидно комплексный цианид золота и кальция.

В части извлечения адсорбированных металлов. Извлечение адсорбированных золота и серебра путем амальгамации было неуспешно как из адсорбированных солей, так и после их перехода в металлическую форму. Путем обработки сернистым натрием из древесного угля может быть извлечено все золото, но не соли серебра. Более крепкие растворы и более длительный контакт дают лучшие результаты. Нагревание раствора не помогает. Его способность к растворению быстро уменьшается при последовательных обработках и при промежуточных осаждениях.

Обычно вещество, которое растворяет адсорбированную соль золота, также растворяет адсорбированную соль серебра; обращающим на себя внимание исключением являются сернистый натрий, который растворяет только соль золота, и азотнокислая соль закисной ртути, которая растворяет только соль серебра.

Как правило, гидраты окисей более эффективны, чем кислоты при растворении обеих адсорбированных солей. При этом нет заметной разницы между окислителями и восстановителями.

За немногими исключениями способность к растворению увеличивается при длительном контакте, при более крепких растворах и при повышении температуры.

Хотя кипящая вода является растворителем для адсорбированных солей золота и серебра, тем не менее после первой обработки горячей

водой только небольшая часть остающейся соли растворима в кипящей воде. Горячие цианистые растворы являются эффективными растворителями для адсорбированных солей золота и серебра; при этом слабые растворы почти не отличаются по эффективности своего действия от крепких растворов. Последовательные обработки горячими слабыми растворами дают хорошие результаты.

Попытки удалить электролитическим путем адсорбированную соль серебра из древесного угля указывают, что соль должна быть растворена в электролите прежде, чем она может быть осаждена на катоде.

Вышеописанные свойства древесного угля уже давно дали мысль о применении его в качестве осадителя золота и серебра. Нашедший себе применение при осаждении золота, после извлечения его хлоринацией (см. ниже), древесный уголь в отдельных случаях был применен в качестве осадителя в цианистом процессе. Так, Парк описывает осаждение древесным углем на ряде заводов в Виктории. Этот процесс осуществлялся пропусканием раствора через бочки, наполненные измельченным древесным углем, который затем сжигался, а остаток шел в плавку с флюсами. Повидимому, для большого объема раствора этот метод осаждения мог оказаться громоздким.

В 1918 г. Г. Р. Эдмандс в сообщении Лондонскому ин-ту горного дела и металлургии описал процесс осаждения древесным углем, который иногда может оказаться удобным. Процесс основан на весьма тонком измельчении угля, употребляемого для осаждения. Кроме того, имеет значение и способ приготовления его. Так, лучшие результаты получаются в случае, если раскаленный уголь гасится в воде, и затем производится мокрое измельчение его. Осаждение требует 2—3 часа и производится путем агитации раствора с углем или фильтрацией раствора через тонкий слой его (последний метод применен на цианистом заводе в Икэни)¹.

Вышеизложенные работы по свойствам угля, как осадителя драгоценных металлов из цианистых растворов, дают возможность полнее обосновать и развить практическое приложение данного процесса. Некоторые авторы (напр. Верневич) считают нецелесообразным замену хорошо разработанного в настоящее время метода осаждения цинком. Между тем стремление к замене последнего углем, легко доступным в условиях Сибири и Дальнего Востока, может стимулировать осуществление данного процесса в условиях нашего Союза.

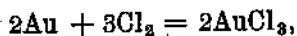
ХЛОРИНАЦИЯ ЗОЛОТЫХ РУД

Хлоринация, как метод извлечения золота из руд и концентратов, играла видную роль в золотой промышленности в течение 2-й половины XIX века. Начиная со 2-го десятилетия XX века, она повсеместно оставлена; с 1918 г. хлоринационные заводы почти нигде не встречаются. Как метод гидрометаллургического извлечения металла, хлоринация в новых формах, но в значительно меньших масштабах, возродилась в течение последнего десятилетия в Южной Африке в применении к платиновым концентратам (см. ниже — гидрометаллургия платины).

Ввиду указанного в настоящем параграфе, мы дадим лишь краткий обзор тех методов, которые применялись при хлоринации золотых руд.

¹ Подр. об этом способе см. Гамильтон. Цианирование золот. и серебр. руд, М., 1932 г.

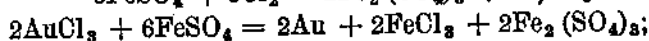
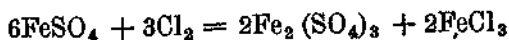
Химизм данного процесса может быть выражен реакцией



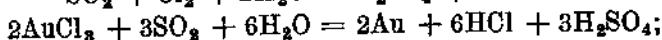
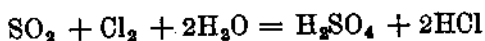
идущей в присутствии влаги. Поэтому перед хлоринацией золотые руды увлажнялись, если только в них самих не содержалось достаточного количества влаги. Хлорное золото хорошо растворимо в воде, а поэтому после обработки руды хлором легко может быть выщелочено водой.

Осаждение золота из растворов после хлоринации может быть осуществлено по одной из следующих реакций:

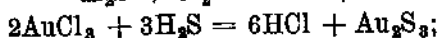
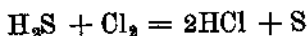
1) сернокислым закисным железом нейтрализуется избыток хлора и осаждается золото



2) сернистым газом



3) сероводородом



4) кроме вышеуказанных методов применялось также осаждение древесным углем.

В случае крупных частиц золота требуется длительный контакт, и рекомендуется предварительная амальгамация. Окисленные золотые руды непосредственно поддаются хлоринации. В случае колчеданистых руд или концентратов требуется предварительный обжиг намертво. В случае основных руд (содержащих CaO , MgO) наблюдается высокий расход хлора; во избежание этого можно рекомендовать предварительное прокалывание для спекания основных окислов с кварцем.

Заводские методы осуществления хлоринации распадаются на 3 группы:

1) хлоринация в чанах — способы Платтнера, Перси и Диткена;
2) хлоринация во вращающихся бочках (деревянные барабаны, выложенные свинцом) — способы Тиса и Мирса;

3) выщелачивание двумя растворами, которые смешиваются в момент выщелачивания, и в результате их взаимодействия выделяется хлор, образующий раствор в воде, — методы: Мунктелля (растворы белильной извести и серной кислоты), Этарда (перманганат калия и соляная кислота), процесс Блэк-Этарда (перманганат, серная кислота и поваренная соль).

При выщелачивании в чанах применялись деревянные чаны с плотными крышками и фильтрующими (ложными) днищами из кругов с отверстиями, покрытыми крупным гравием и песком. Размер чана $2,4 \times 0,9$ м; вместимость 3 — 4 т. Загружаемая руда должна содержать 6 — 12% влаги. Хлор подводился снизу по свинцовой трубке. Контакт с хлором продолжался 12 — 36 час. Промывка водой производилась сверху. В случае присутствия серебра производилось выщелачивание гипосульфитом: для бедных (по содержанию серебра) руд — после хлоринации, для богатых — до нее.

Хлоринация в бочках производилась в барабанах вместимостью от 5 до 25 т. Хлор получался внутри барабана под давлением при действии серной кислоты на белильную известь. Обработка хлоринацией продолжалась 3 — 6 час. Нередко барабаны имели внутренний фильтр, и промывка производилась водой через цапфу (в течение 1 — 2 час). В вышеупомянутом процессе Мунктелля выщелачивание руды производилось в бетонных чанах, вмещающих 100 т руды.

Хлоринация дает высокое извлечение золота, составляющее 93 — 96%, но слабыми сторонами ее являются: 1) высокая стоимость процесса; 2) ядовитые свойства хлора; 3) невысокое извлечение серебра дополнительными процессами (до 60%). Объектом для приложения хлоринации могут являться богатые золотые руды или концентраты (с невысоким содержанием серебра).

ЧАСТЬ IV

ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЯ СЕРЕБРА

1. Методы получения серебра из руд. Большая часть серебра получается пирометаллургическим путем при плавке свинцовых и медных руд, но и гидрометаллургические методы играют значительную роль в добыче серебра. Еще недавно амальгамация в чанах (pan amalgamation)¹ представляла довольно распространенный метод извлечения серебра из руд, но в настоящее время этот процесс в значительной мере вытеснен применением цианирования к обработке серебряных руд, и амальгамация, если и вводится в цикл обработки, то только как подсобный процесс. Так же и выщелачивание серебряных руд после обжига гипосульфитом натрия в настоящее время имеет весьма ограниченное применение, в то время как ранее этот процесс широко применялся.

Таким образом цианирование является ведущим процессом в гидрометаллургии серебра.

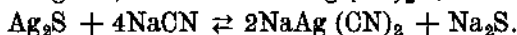
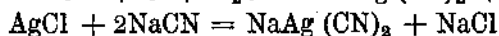
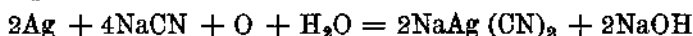
2. Серебряные руды. Серебро подобно золоту встречается в самородном виде, но часто также встречаются руды, содержащие серебро в виде соединений: Из числа их следует отметить: 1) роговое серебро (AgCl) встречается с окисленными рудами; легко поддается амальгамации и цианированию; 2) серебряный блеск—аргентит (Ag_2S)—встречается в сульфидных рудах; поддается цианированию, но для этого нужно соблюдать специальные условия; 3) стейфаниит ($5\text{Ag}_2\text{S} \cdot \text{Sb}_2\text{S}_3$), пираргирит ($3\text{Ag}_2\text{S} \cdot \text{Sb}_2\text{S}_3$), прустит ($3\text{Ag}_2\text{S} \cdot \text{As}_2\text{S}_3$) дискразит (Ag_3Sb); последние минералы иногда образуют рудные месторождения со значительными запасами; они с трудом поддаются цианированию и амальгамации; 4) полибазит [$9(\text{Ag}_2\text{Cu})\text{S} \cdot (\text{Sb} \cdot \text{As})_2\text{S}_3$], тетраэдрит, [$4\text{CuFeAg}_3(\text{HgZn})\text{S}(\text{SbAs})\text{S}_3$]—не могут быть непосредственно (без обжига) обработаны цианированием.

3. Цианирование серебряных руд имеет много общего с обработкой золотых руд, но в то же время данный процесс имеет существенные отличия. Концентрация цианистых растворов должна быть выше, так как серебро растворяется медленнее золота. Крепость растворов обычно находится в пределах от 0,2 до 0,6% NaCN . Кроме того требуется более длительный контакт между раствором и рудой. Расход цианида обычно выше, чем при цианировании золотых руд, что связано с более длительным контактом руды с раствором, с крепостью растворов и с тем, что на растворение самого серебра (содержание которого обычно выше 400 г/т) расходуется большее количество цианида, чем на растворение золота (содержание которого в руде обычно выше 8 г/т). Для успешного циани-

¹ См. выше: «Специальные случаи амальгамации», стр. 59.

рования серебряных руд требуется тонкое измельчение, и обработка руды обычно ведется иловым процессом. Перколяция в случае серебряных руд обычно применима только при обработке тонкого песка, и большая часть заводов работает по полному иловому процессу. При этом необходима усиленная аэрация. Даже в иловом процессе для растворения серебра требуется от 2 до 4 дней. В некоторых случаях наблюдается довольно быстрое растворение серебра (10—20 часов). К последнему случаю можно отнести ряд в высокой степени окисленных руд (железная шляпа Бурбала, Тубинские эфеля). Серноокисное железо вызывает осаждение серебра и в случае его присутствия должно быть разложено известью. Присутствие сернистого натрия в растворе также обуславливает осаждение серебра в виде Ag_2S . Во избежание этого производится добавка свинцовых солей (уксуснокислый свинец) для осаждения сульфида в виде PbS . Избыток свинцовых солей осаждается в виде металлического свинца в процессе осаждения цинком.

Реакции растворения серебра при цианировании происходят следующим образом:

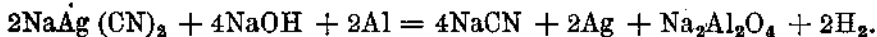


Последние 2 реакции могут протекать и в отсутствии кислорода. Последняя реакция обратимая, и для протекания ее слева направо необходимо: 1) удалять Na_2S введением свинцовых солей, 2) повышать крепость цианистого раствора.

Сульфидные серебряные руды легче поддаются цианированию или амальгамации после хлорирующего обжига. Но он редко практикуется вследствие того, что стоимость обработки руды при этом повышается.

Для осаждения серебра из раствора применяются: 1) процесс Меррилла для осаждения цинковой пылью (реже — цинковыми стружками в экстракторах), 2) осаждение алюминиевой пылью.

Осаждение алюминиевой пылью в случае серебра имеет существенное преимущество в том отношении, что при этом происходит регенерация цианистого натрия по реакции:



При этом алюминий не образует комплексного цианида, а переходит в алюминат натрия, с чем связана регенерация цианида. Так как значительное количество последнего связано с серебром, то таким путем достигают заметной экономии по части расхода цианида. При осаждении цинковой пылью растворы, получающиеся при цианировании и содержащие серебро, делятся на 2 части. К первой части прибавляют при осаждении количество цинковой пыли, необходимое по теоретическому расчету.

При этом не происходит полного осаждения серебра, и эта часть раствора направляется в агитаторы. Из другой части растворов осаждение серебра производится избытком цинковой пыли. Полученный обессеребранный раствор употребляется для промывки кзов на поверхности фильтров. Кроме указанных методов для осаждения серебра из цианистых растворов также применяется сернистый натрий (Na_2S). В Ниппессинге (схема на рис. 79) для обработки серебряных руд употребляется комбинированный процесс амальгамации и цианирования в труб-

ной (галечной) мельнице. Руда содержит самородное серебро и аргентит вместе с мышьяковистыми никелем и кобальтом. Руда сортируется вручную, и отобранная («богатая руда») обрабатывается по комбинированному процессу следующим образом: после дробления руда измельчается в трубной (галечной) мельнице, в которой $3\frac{1}{2}$ т руды обрабатывается с $4\frac{1}{2}$ т ртути в 5% цианистом растворе. Обработка продолжается в течение 9 час., причем достигают достаточной аэрации. По окончании обработки в трубной мельнице амальгама отделяется от пульпы в чане-сеттлере (чан для отделения амальгамы от пульпы путем отстаивания с медленно движущимися мешалками). Отделенную амальгаму отжимают в мешках, а ртуть отгоняют в ретортах. Пульпу из сеттлера фильтруют. Серебро из раствора осаждают алюминиевой пылью.

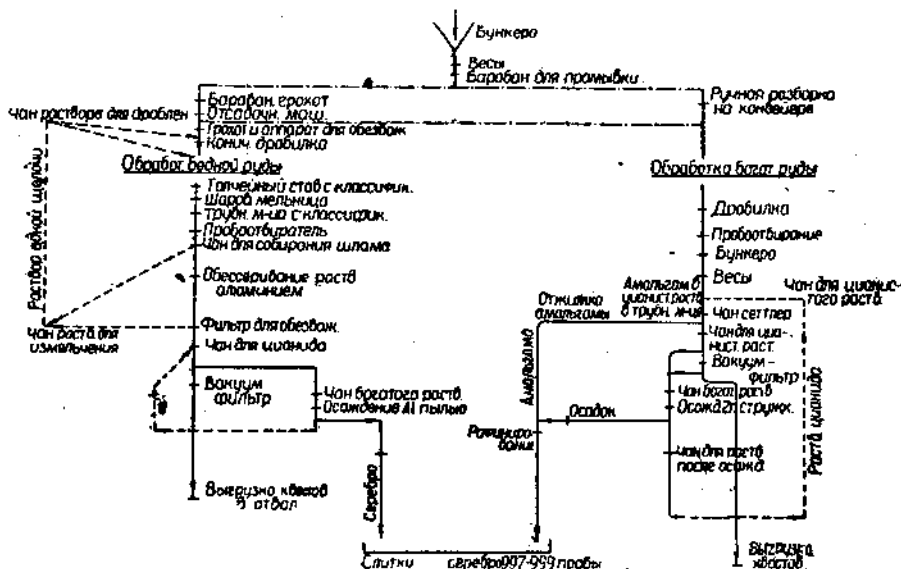


Рис. 79. Схема цианирования и амальгамации серебряных руд в Ниписсинге.

На данном заводе извлечение серебра составляет 98,5%.

4. Хлорирующий обжиг с поваренной солью употребляется в случае присутствия в руде таких серебряных минералов как тетраэдрит, сульфосурьмяные соединения серебра и сульфомышьяковые. Ранее он широко практиковался при извлечении серебра амальгамацией в чанах-амальгаторах, или при выщелачивании раствором гипосульфита. В настоящее время он употребляется в некоторых случаях перед цианированием для повышения извлечения. Неудобством обжига является повышение стоимости обработки руды и необходимость улавливания серебра из отходящих газов, так как в виде хлорида оно значительно летит при обжиге.

В процессе Патера извлечение производилось растворением хлористого серебра в растворе гипосульфита натрия. Осаждение серебра производилось в виде Ag_2S посредством Na_2S .

Руда обжигается с прибавлением от 4 до 8% соли, часть которой прибавляется под конец обжига. Горячая руда увлажняется; ей дают постоять несколько часов для лучшего хлорирования серебра. Она

выщелачивается затем в деревянных чанах теплой водой для удаления хлоридов неблагородных металлов, которые несколько растворяют AgCl (I раст.). Затем производят выщелачивание раствором гипосульфита (II раст.) и вслед за ним — промывание водой, причем первая жидкость поступает в чаны с раствором неблагородных металлов до тех пор, пока не появятся следы гипосульфита, а затем идет к чанам с раствором серебра. Осаждение из первого раствора может быть произведено Na_2S , серебро также может быть осаждено цементной медью и медь — железным скрапом. Раствор серебра обычно осаждается сернистым натрием, причем следует тщательно избегать избытка. В дальнейшем раствор употребляется снова.

В процессе Кисса вводят также выщелачивание раствором гипосульфита и полисульфида кальция. Последние получают кипячением серы с известью посредством пара.

На заводе Ахотла (в Мексике) перед цианированием руду подвергают хлорирующему обжигу в печах Холль-Дерна. После обжига медь и другие неблагородные металлы выщелачиваются водой. Затем руда обрабатывается водой, содержащей известь, и после этого направляется в цианирование. Извлечение составляет 85% серебра и 93% золота. Выщелачивание производится перколяцией, и для осаждения из растворов имеется установка Мерриль—Крау. Руда содержит 589 г/т серебра и 10,5 г/т золота. Перед обжигом руда измельчается до — 20, смешивается с 6% поваренной соли, смачивается 10% воды и обжигается в печах с дутьем, упругость которого равна 1 — 4" водяного столба.

ЧАСТЬ V

ИЗВЛЕЧЕНИЕ ПЛАТИНЫ ИЗ РУД И КОНЦЕНТРАТА

Платина добывается в промышленности путем следующих методов: 1) промывка россыпей (с получением шлиховой платины); 2) обогащение руд и гидрометаллургические методы их обработки (амальгамация, хлоринация); 3) как побочный продукт при электролизе металлов и выплавке их из руд и концентратов (получение платины при электролизе медно-никелевого сплава, при электролитическом рафинировании золота и серебра с приисков и с электролитных заводов).

До последнего времени добыча платины и ее спутников производилась путем следующих процессов: 1) промывка платиносодержащих песков (Урал, Южная Америка); 2) пиromеталлургические процессы, в результате которых получается медь или медно-никелевый сплав; при электролизе последних получают шламы, содержащие металлы платиновой группы (Сэдбери в Канаде); 3) электролиз золота, при котором в электролите накапливаются платиновые металлы. Последние высаживают из раствора прибавлением хлористого аммония. Осажденные хлороплатинаты прокалывают и получают губчатую платину.

За последнее время в Южной Африке начали применяться для извлечения платины из руд амальгамация, хлоринация и флотация.

Амальгамация платиновых руд по способу Enzlin и Eklund применима к сульфидным и окисленным платиновым рудам, а также и к упорным золотым рудам; но, имея в виду наличие прекрасно разработанного цианистого процесса для золотых руд, нужно считать, что процесс Enzlin и Eklund применим практически к одной платине. Для этого измельченная руда или концентрат приводится в соприкосновение с цинковой амальгамой в присутствии активатора, причем платина амальгамируется и удерживается амальгамой. Амальгамы предпочитают удерживать на железной или никелевой поверхности. Сама по себе цинковая амальгама не активна по отношению к платине. Активаторами называется вещество, содержащееся в растворе и являющееся причиной того, что цинковая амальгама активно амальгамирует металл, подлежащий извлечению. Активатор делает поверхность металлических (и минеральных) частиц светлой путем удаления покрывающего их слоя, такого как окислы, сульфиды, мышьяковые и сурьмянистые соединения или адсорбированный кислород. В случае металлов или минералов платиновой группы активатор предотвращает загрязнение поверхности или адсорбцию кислорода и таким образом способствует покрытию или смачиванию частиц амальгамой. Широко распространенным активатором является водный раствор хлорной ртути, хлористого цинка, соляной кислоты и свободного хлора. Лучших результатов достигают в присутствии хлористой щелочи (напр. хлористого натрия).

Процесс амальгамации платины по данному методу объясняется нами следующим образом.

Непосредственно, как известно, платина, подобно ряду других металлов, не амальгамируется, но при действии ртути на хлористые соединения платиновых металлов в момент восстановления платины ртутью, образуется амальгама. При действии хлора, содержащегося в растворе, происходит образование пленки хлорной платины на поверхности зерен извлекаемого металла. Цинк, содержащийся в амальгаме, особенно энергично восстанавливает платину на поверхности частиц, и в этот момент последние покрываются слоем амальгамы. Амальгамированные с поверхности частицы

легко смачиваются ртутью и поглощаются амальгамой (или ртутью), образуя полидисперсную систему, аналогичную амальгаме золота (см. выше). Для выполнения процесса амальгамации руда измельчается до прохождения сита с 200 отверстиями на 1" в растворе, содержащем хлор (а также и некоторые упомянутые выше соли). Затем к пульпе прибавляется небольшое количество соляной кислоты, и последняя после подкисления проходит по железной или никелевой поверхности, покрытой слоем цинковой амальгамы, которая удерживает драгоценный металл. При этом соляная кислота реагирует с амальгамой и образует некоторое количество ртутных и цинковых солей, которые переходят в раствор. После прохождения по амальгамированной поверхности твердая часть пульпы отделяется от раствора отстаиванием и удаляется в отвал. Осветленный раствор

проходит через электролитическую ванну, в которой часть цинка и ртути отлагается на катоде. Хлор, освобожденный электролитическим путем, переходит в раствор и с ним поступает в мельницу где происходит измельчение дальнейших количеств руды.

Хлор, содержащийся в растворе из электролитической ванны, действует как активатор во время прохождения пульпы по амальгамированной поверхности. Амальгама периодически снимается с амальгамированной поверхности и выпаривается, чтобы отогнать цинк и ртуть, которые могут быть в дальнейшем утилизированы. Процесс схематически представлен на рис. 79а, где А — измельчающий аппарат, в В — происходит добавление соляной кислоты, С — амальгамированная поверхность, Д — отгонка ртути и выделение благородных металлов, Е — отстойник для хвостов после амальгамации.

В случае спиррилита ($PtAs_2$), в котором платина содержится в виде химического соединения, при обработке происходит поверхностное изменение зерен, отчего они переходят в амальгаму, но вещество зерна во внутренней его части остается неизменным.

Другой метод амальгамации платины состоит в обра-

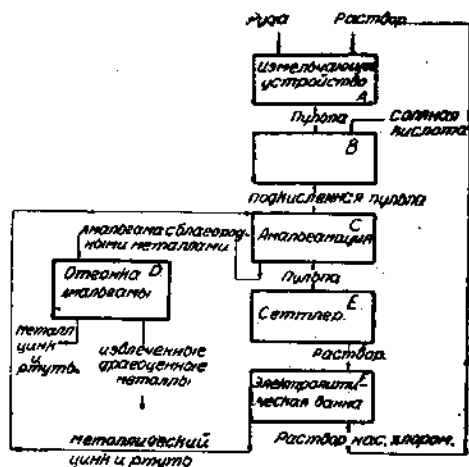
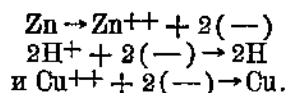


Рис. 79а. Схема электролитической амальгамации платиновых руд.

ботке концентрата с цинковой амальгамой и сернистой медью в присутствии серной кислоты. Медь восстанавливается из раствора при действии пары и образует слой цементной меди на активированной поверхности металлических частиц, которые затем легко увлекаются в состав амальгамы благодаря поверхностной амальгамации. Реакции, происходящие в данном процессе, могут быть представлены следующим образом.



На рис. 80 и 81 представлена схема обработки платиновой руды в Трансваале (Южная Африка), с применением амальгамации для извлечения платины.

Хлоринация платиновых руд введена в промышленную практику в Южной Африке после открытия платины в норитах (при довольно высоком содержании ее). Указанные руды содержат платину в виде спиррита (PtAs_2), а также платину в сульфидах. Мокрое обогащение извлекало не более $\frac{1}{6}$ платиновых металлов. Амальгамация оказалась также неприменимой. Последнее связано с тем, что платина и другие металлы ее группы находятся в состоянии твердого

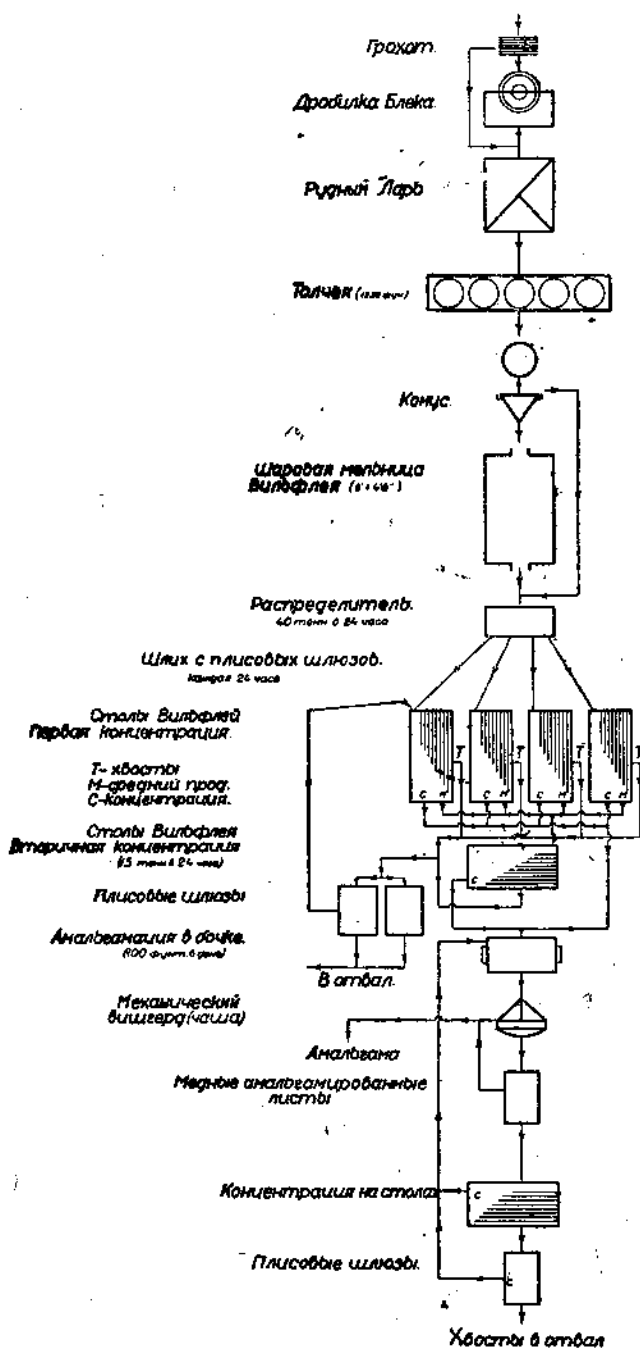


Рис. 80. Схема цепи аппаратов на 40-й фабрике, обрабатывающей платиновые руды в Онгервакте.

Естественно засоривается в башню.

Концентрат,
Руды,
Флюиды, окисленные
сернистые металлы
Свободная кислота

Воздух в башню
через 4 часа

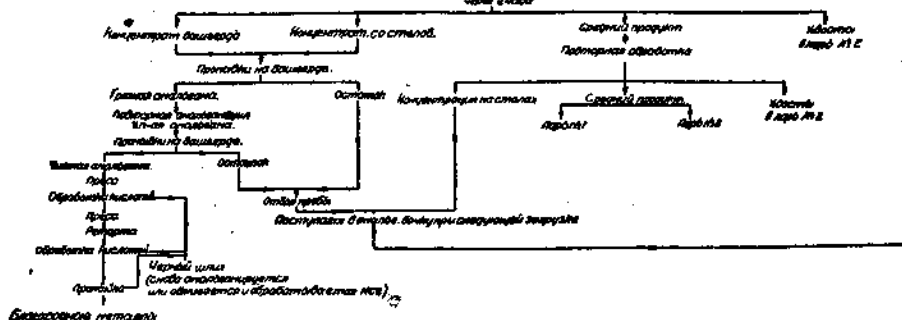


Рис. 81. Обработка концентрата платиновой руды в Онвервахте (январь 1926 г.)

Хвосты отделившиеся для
МЕХАНИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКИ РУД

СГУСТИТЕЛЬ ДОРРА (ВЫС 10', ДИАМ 45')

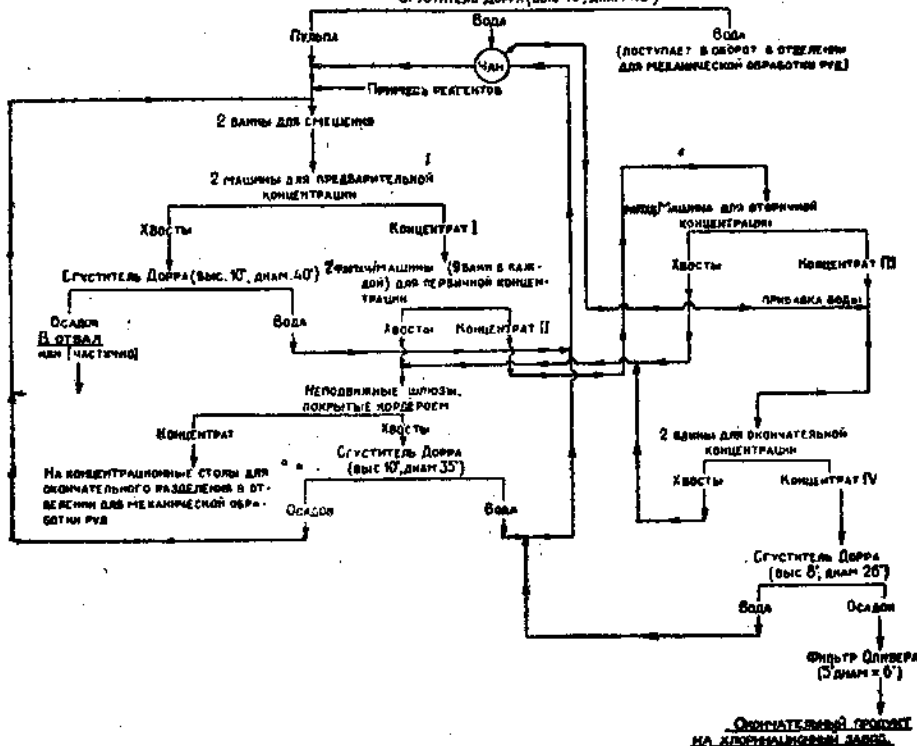


Рис. 82. Схема флотационного процесса для обогащения платиновых руд на фабрике Компании Potgietersrust Platinums (процесс Minerals Separations Co).

раствора, или в ультрамикроскопическом рассеянии в сульфиды.

В результате применения флотации был получен концентрат, составляющий 5% по весу от руды при извлечении в нем 87% платины (среднее содержание в концентрате — 257 — 342 г/т). Флотационный концентрат в дальнейшем обрабатывается путем хлоринации. Для этого произ-

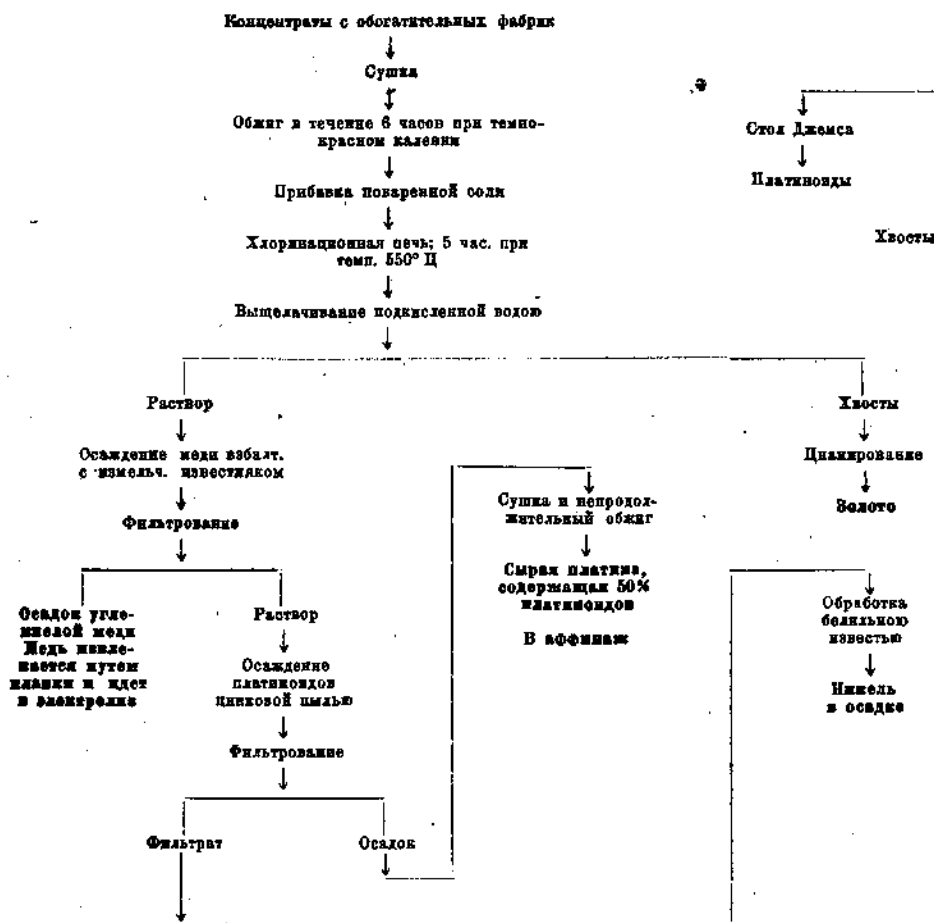


Рис. 83. Схема процессов извлечения металлов из платиновых концентратов на хлоринационном заводе.

водится обжиг в атмосфере хлора при температуре от 500 до 600° в продолжение 4 час. Слой концентрата на полу печи достигает около 10 см.

На тонну концентратов или руды расходуется 74,8 кг хлора.

Окончанием процесса извлечения является осаждение: 1) одной меди агитацией раствора с порошкообразным известняком в течение нескольких часов; 2) металлов платиновой группы — цинковой пылью и 3) никеля — белильной известью. Медь осаждается в виде основного карбоната в плотной зернистой форме. Небольшое количество металлов платиновой группы увлекается осадком. Действие аналогично реакции хлорирования, селективное; платина составляет только около $\frac{1}{3}$ драгоценных металлов, осаждаемых таким образом. Медный осадок содер-

жит от 15 до 22%. Си и путем плавки может быть превращен в металл, из которого затем извлекаются драгоценные металлы. Хвосты после выщелачивания содержат золото, которое вместе с небольшим количеством платины и некоторым количеством палладия извлекается цианистыми солями. Крупная платина, не вполне подвергнувшаяся действию хлора, может быть извлечена из остатков концентрацией (по удельному весу) или амальгамацией.

Интересно отметить, что благодаря селективному действию, при 87% общего извлечения драгоценных металлов хлором может быть извлечено приблизительно 92% самой платины.

В настоящее время в Южной Африке выстроены и действуют хлоринационные заводы для обработки платиновых концентратов. Так, завод Потдженетерсруст Платин в Рустенбурге работает с выгодой, имея хорошее механическое и электрическое оборудование и металлургические установки.

Руда из рудника отправляется по узкоколейке в бункер, из которого при помощи ленточного питателя поступает на измельчение. На пути к измельчению руда сортируется. После измельчения она подается ленточным конвейером на концентрацию. Вся фабрика состоит из следующих отделений: 1) дробильное отделение, шаровые мельницы, классификаторы и вибрационные грохоты; 2) первоначальная концентрация на песковых столах Джемса; 3) вторичное отделение для измельчения, где руда подвергается дальнейшему измельчению в шаровых мельницах; 4) вторичная концентрация, состоящая в обработке на столах Джемса.

Концентраты направляются на завод, расположенный на правительственной территории золотого рудника на Дальневосточном Рэнде.

Флотационная фабрика построена для обработки илов, причем концентрат направляется на государственный завод для дальнейшей и окончательной обработки на хлоринационном заводе — первом заводе этого рода.

Схема обогащения платиновых руд представлена на рис. 82.

Концентраты из Потдженетерсруста в Рустенбурге, содержащие 310 г/т платины и ее спутников, для удаления серы поступают в 4 печи для обжига. Продукт из обжиговых печей затем поступает в 4 печи, где он смешивается с солью и обрабатывается в токе хлора в целях получения комплексных хлористых солей натрия и платиновых металлов. Печи для хлорирования работают на генераторном газе, а обжиговые печи на угле. Продукт, полученный из этих печей для хлорирования, выщелачивается слабым раствором соляной кислоты, в котором после предыдущей обработки растворяются соли меди, никеля и металлов платиновой группы. Эти металлы осаждаются из раствора следующим образом: 1) медь — известняком, 2) металлы платиновой группы — цинковой пылью, 3) никель (в случае его присутствия) — белильной известью. Эти продукты затем отсылаются на аффинажные заводы. На столе Джемса извлекают некоторые платиноиды, которые не поддаются действию хлора (схема на рис. 83).

ЧАСТЬ VI

СХЕМЫ ОБРАБОТКИ ЗОЛОТЫХ РУД. ВЫБОР СХЕМЫ И ГРАФИЧЕСКОЕ ИЗОБРАЖЕНИЕ

Выбор методов обработки руды производится на основании лабораторного исследования, иногда сопровождаемого опытами в полужаводском масштабе, и на основании техно-экономического исследования условий, в которых возникает данное предприятие.

Поэтому основными факторами, определяющими методы обработки руды, являются:

1) состав и свойства руды и вытекающие отсюда технические показатели, которые могут быть установлены исследованием;

2) запасы руды, определяющие производительность возникающего предприятия и предполагаемую продолжительность его работы;

3) стоимость энергии на месте ее потребления;

4) вся совокупность остальных экономических условий, в которых развивается предприятие (стоимость строительных материалов, условия транспорта, водоснабжение, условия фабрично-заводского транспорта и пр.).

Кроме всех указанных факторов нужно оценить все избираемые процессы и цепь аппаратов, устанавливаемых для их осуществления, с точки зрения трудовых процессов, которые определяют стоимость продукции на данном предприятии.

В этом отношении трудовые процессы всегда стимулируют осуществление той схемы, которая дает максимум механизации процессов и автоматизацию в работе аппаратов.

Выбор схемы осуществляется путем установления соотношений вышеуказанных факторов.

Такого рода исследование может быть выражено в виде ряда алгебраических равенств или неравенств.

Одним из первых вопросов, который в настоящее время следует решить в применении к руде, это — вопрос о применении методов извлечения ко всей руде или к продуктам ее концентрации.

Выгодность полной концентрации и исключения хвостов, по отношению к обработке руды с извлечением золота (амальгамацией и цианированием или одним цианированием) без предварительной концентрации, определяется справедливостью следующего неравенства.

$$(i_2 - i_1) \cdot \rho + r_1^n + r_0^n \leq r_p \quad \dots \dots \dots (1)$$

где i_1 — извлечение золота при условии концентрации (в проц., деленных на 100¹,
 i_2 — » » без концентрации (в проц., деленных на 100),

¹ Т. е. в долях единицы, представляемых десятичной дробью. Напр. 96% выражается как 0,96.

- ρ — содержание золота на 1 т в рублях,
 r_k^n — стоимость концентрации при условии полной концентрации (с исключением хвостов из обработки),
 r_o^n — стоимость обработки концентрата при условии полной концентрации (с исключением хвостов из обработки),
 r_p — стоимость обработки руды без предварительной концентрации.

Если i'_2 и i'_1 выражают количество извлекаемого золота в рублях на 1 т (а не в проц., деленных на 100), то вышеприведенное неравенство может быть выражено следующим образом:

$$i'_2 - i'_1 + r_k^n + r_o^n \leq r_p \quad \dots \dots \dots (1')$$

Та же система, но по отношению к концентрации с раздельной обработкой концентрата (выделенного не по системе полной концентрации, при условии стоимости такого рода концентрации, равной r_k) и хвостов (стоимость обработки концентрата = r_o и то же для цианирования остальной части руды = r_x) выражается следующим соотношением:

$$(i_2 - i_1) \cdot \rho + r_k^n + r_o^n \leq r_k + r_o + r_x \quad \dots \dots \dots (2)$$

или

$$i'_2 - i' + r_k^n + r_o^n \leq r_k + r_o + r_x \quad \dots \dots \dots (2')$$

Выгодность концентрации при цианировании с раздельной обработкой концентрата по отношению к цианированию всей руды без введения концентрации определяется следующим образом:

$$r_k + r_o + r_x \leq r_p + (i_1 - i_2) \cdot \rho \quad \dots \dots \dots (3)$$

или

$$r_k + r_o + r_x \leq r_p + i'_1 - i'_2 \quad \dots \dots \dots (3'),$$

где обозначения те же, что и в предыдущих случаях, а r_p представляет стоимость цианирования всей руды без введения концентрации.

В данном случае, так же как и в предыдущих, стоимость обработки концентрата $r_o = r_o^I$ или $= r_o^{II}$ или $= r_o^{III}$, где $r_o^I = r_o^n + r_o^p$ (r_o^n — стоимость механической обработки руды, r_o^p — стоимость цианида и других реактивов, расходуемых при цианировании); $r_o^{II} = r_o^n + r_o^s$ (r_o^n — стоимость извлечения плавкой, r_o^s — стоимость доставки концентрата в плавильный цех того же предприятия); $r_o^{III} = r_o^n + r_o^m + \Delta r$ (r_o^n — стоимость извлечения плавкой на другом предприятии, r_o^m — стоимость транспорта, Δr — скидка на оценку золота в концентратах, производимая другим предприятием).

При проектировании завода или фабрики для обработки золотых руд небольшого масштаба иногда ставится вопрос о сезонной или непрерывной работе.

Непрерывная работа оказывается выгоднее сезонной, если

$$a + b \cdot c < a_1 + bd \quad \dots \dots \dots (4),$$

где a — капитальные затраты по сооружению зимнего завода, отнесенные к 1 т годовой производительности, a_1 — то же для летнего завода, b — отношение продолжительности зимы ко всему году, c — сумма стоимости

(средняя) отоплении зимой и повышения расходов в зимние месяцы, d — погрузка и доставка руды из отвалов, накапливающихся за зимние месяцы. Наряду с указанными условиями следует учесть некоторое понижение в извлечении золота при низкой температуре, особенно если на заводе применяется перколяция.

Расчетная производительность проектируемого предприятия по обработке руды берется большей, чем заданная, причем эти соотношения находятся умножением на коэффициент n , который является функцией условий работы. Обычно $n \approx 1,1$.

Вопрос о введении амальгамации в схему обработки руды определяется следующим соотношением (отвечающим выгоды амальгамации):

$$(i_2^a + i_1) \rho - (\alpha + \sigma_a) > i_2 \cdot \rho - \sigma \quad \dots \dots \dots (5),$$

- где ρ — содержание золота в рублях на 1 т руды,
 i_2 — извлечение золота цианированием в отсутствии амальгамации (в виде десятичной дроби),
 i_2^a — извлечение золота цианированием после амальгамации,
 i_1 — извлечение золота амальгамацией,
 α — стоимость амальгамации на 1 т руды,
 σ_a — стоимость цианирования на 1 т руды после амальгамации,
 σ — стоимость цианирования 1 т руды в отсутствии амальгамации.

В весьма редких случаях приходится задаваться вопросом, можно ли обойтись одной амальгамацией без цианирования (в случае предприятий весьма малого масштаба). Последнее может оказаться в следующем случае:

$$(i_1 + i_2) \rho - (\alpha + \sigma) < i_1 \cdot \rho - \alpha \quad \dots \dots \dots (6),$$

- где α — стоимость амальгамации, отнесенная к 1 т,
 σ — стоимость цианирования, отнесенная к 1 т,
 ρ — содержание золота в руб. на 1 т,
 i_1 — извлечение золота амальгамацией (в виде десятичной дроби, представляющей доли единицы).
 i_2 — извлечение золота цианированием (после амальгамации).

В случае применения цианирования к извлечению золота из руд, а это представляет наиболее широко распространенный метод решения проблемы обработки золотой руды, первый вопрос, требующий решения, состоит в выборе между полным иловым процессом (процесс полного ошламования) и раздельным процессом обработки эфелей и илов.

Экономическая выгода ведения полного илового процесса при цианировании по отношению к раздельному процессу определяется правильностью следующего соотношения в случае подстановки в него численных значений отдельных величин:

$$(\alpha + c - b) \cdot \rho < (i_2 - i_1) \cdot \rho \quad \dots \dots \dots (7),$$

- где α — стоимость измельчения 1 т песков до той степени, которая отвечает условиям ведения полного илового процесса,
 b — стоимость цианирования 1 т песков в перколяционном секторе,
 c — стоимость цианирования 1 т илов в иловом секторе,
 ρ — отношение веса песков к весу руды,
 ρ — содержание золота в 1 т руды, выраженное в рублях.

Подсчет извлечения для полного илового и раздельного процессов производится по следующим формулам.

Извлечение в полном иловом процессе

$$i_2 = \alpha + (1 - \alpha) \gamma \quad (9)$$

Извлечение в раздельном процессе цианирования илов и эфелей

$$i_1 = \alpha + (1 - \alpha) [p\beta + (1 - p)\gamma] \quad (8),$$

где α — извлечение из руды при амальгамации,
 β — извлечение из руды при цианировании песков (эфелей),
 γ — извлечение из руды при цианировании илов.

Остальные обозначения те же, что и в предыдущей формуле. Другим существенным вопросом при выборе схемы обработки является выбор между измельчением (шаровые мельницы, бегуны или толчен) в воде или в цианистом растворе.

Измельчение в цианистом растворе выгодно, если

$$r \cdot \Delta R \leq S_2 - S_1 + (i_1 - i_2) \rho \quad (10)$$

или

$$r \cdot \Delta R \leq S_2 - S_1 + i_1' - i_2' \quad (10'),$$

где ΔR — повышение расхода цианида при измельчении в цианистом растворе в кг на 1 т,

r — стоимость 1 кг употребляемого цианида,

S_2 — стоимость механической обработки и цианирования в агитаторах при измельчении в воде,

S_1 — стоимость механической обработки и цианирования в агитаторах при измельчении в цианистом растворе,

i_1 — извлечение при условии измельчения в цианистом растворе в г/т,

i_2 — извлечение при условии измельчения в воде в г/т,

i_1' — извлечение при условии измельчения в цианистом растворе в руб. на 1 т,

i_2' — извлечение при условии измельчения в воде в руб. на 1 т.

В случае предприятий небольшого масштаба и весьма низкого содержания золота в илах иногда ставится вопрос о том, — нужен ли иловой, сектор и не будет ли рациональнее вести одну перколяцию, накапливая ил в отвалах (в разрезах). В последнем случае обычно происходит известная потеря илов, которая в обычных условиях хранения составляет 15—20%, а в некоторых случаях (неблагоприятный рельеф местности и близость проточных вод — река, море) может повести к потере всех илов.

Для решения поставленного вопроса может быть полезно следующее неравенство, подтверждающее случай выгодности цианирования одних песков:

$$(1 - p)(c - b) + d > (i_1 - i_2') \rho \quad (11)$$

где i_1 — извлечение при осуществлении раздельного цианирования эфелей и илов,

i_2' — извлечение при осуществлении одного эфельного процесса,

d — стоимость классификации на 1 т твердой части пульпы.

Остальные обозначения те же, что и в ур-нии (7).

Это неравенство может быть приложено к оценке рассмотренного выше случая (цианирования перколяцией без отделения илов).

Графическое изображение схем имеет в виду дать связанное представление об отдельных операциях обработки руды, совокупность изображений которых образует схему. В зависимости от

того, какой признак положен в основу графического представления, различают:

1) качественную схему, 2) схему цепи аппаратов, 3) количественную схему, 4) схему шламового хозяйства, 5) схему движения растворов.

Качественная схема операций представляет совокупность отдельных операций, соединенных между собою линиями, устанавливающими последовательность отдельных операций, применяемых к обработке руды (рис. 79). Качественную схему (или варианты ее) составляют на основании исследования руды.

Схема цепи аппаратов в отношении своего изображения сходна с предыдущей схемой, но для построения ее необходимо располагать значительно большим материалом об устанавливаемом процессе обработки, чем в случае предыдущей схемы. Чтобы указать исполнительные аппараты, а также характеризовать число их и производительность, требуются соответствующие подсчеты, а главное для построения данной схемы следует установить выбор того или иного аппарата путем технико-экономических подсчетов, обосновывающих выбор данной конструкции для выполнения определенной работы.

В данной схеме линии обозначают последовательность прохождения обрабатываемой руды через исполнительные и вспомогательные аппараты, а последние представляют условными значками, сходными с очертаниями данных аппаратов (рис. 84). Схема цепи аппаратов может быть представлена в свернутом (рис. 84 и 84а) или в развернутом (рис. 85) виде.

В первом случае рядом с обозначением аппарата ставят цифру, указывающую число параллельно работающих аппаратов. Во втором случае каждый аппарат изображают в виде самостоятельного значка.

Количественную схему составляют на основании подсчета количества руды, проходящей через данную операцию обработки.

В схеме обработки золотых руд полосами различной ширины, соответствующей в отдельных сечениях весу материала, и различных условных обозначений (посредством закраски или штриховки) показывают количества руды (воды)¹, а иногда и золота, проходящих через отдельные операции, и следовательно определяющих производительность тех аппаратов, которые будут предназначены для исполнения данных операций. В случае применения процессов концентрации в количественную схему вводят отдельные полосы, ширина которых определяет вес получаемого концентрата.

Схема шламового (и водяного хозяйства) представляет частный случай количественной схемы, где ширина полос пропорциональна объему пульпы (шламам), проходящей отдельные стадии обработки. Благодаря такого рода построению схемы, по ней легко судить о наполнении отдельных аппаратов, а следовательно об объеме их, сечения отдельных ветвей трубопровода и производительности насосов, перекачивающих пульпу.

Как выше указано, сечения отдельных полос схемы пропорциональны объемным количествам пульпы (литры в мин.). Иногда в построение схемы шламового хозяйства вносят разделение линией отдельных полос на водную часть и сухую руду. В последнем случае (рис. 86) имеет место

¹ Количество воды входит в частный случай количественной схемы, называемой схемой шламового хозяйства (см. ниже).

комбинация собственно количественной схемы со схемой шламового хозяйства. В случае более сложных схем такого рода построением не пользуются, дабы не затемнять смысла каждой схемы, а строят 2 самостоятельные схемы.

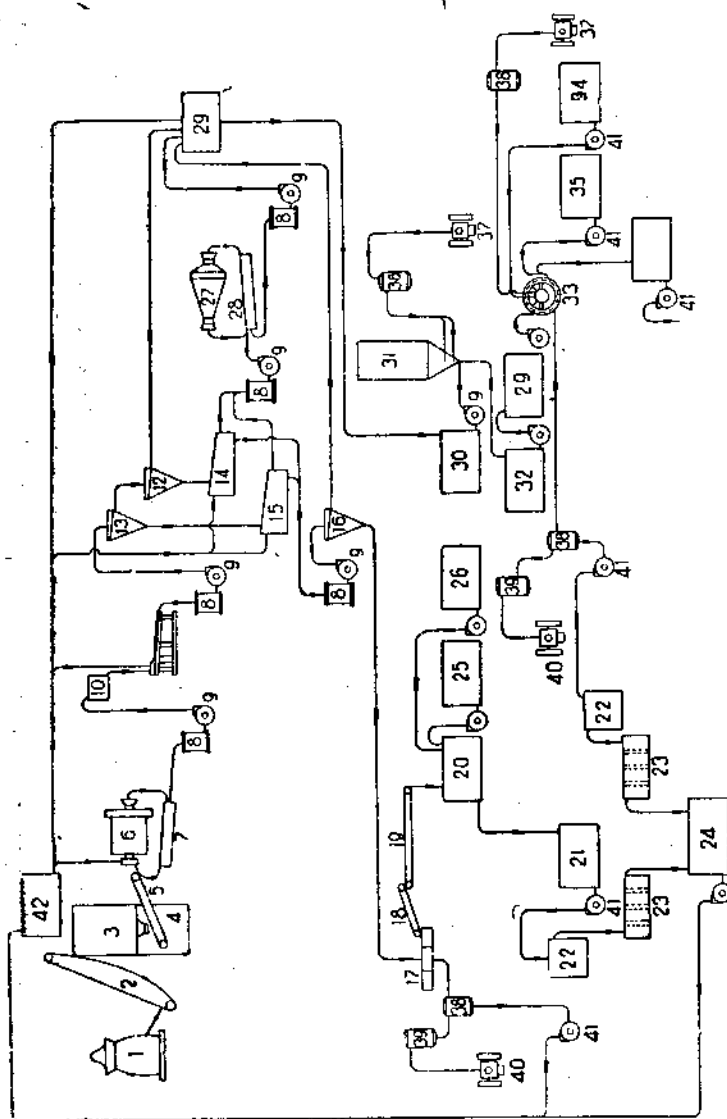


Рис. 84. Схема цепи аппаратов Кочкарского (Артемовского) завода производительностью 600 т руды в сутки.

- 1) Дробилка Гетса типа № 5.К 1. 2) Звукатор 1. 3) Бункер 1. 4) Цепляющая лента 4. 5) Конвейерная лента 2. 6) Мельница Марс № 75 2. 7) Классификатор Дорра D-S-D 2. 8) Зумиф. 9) Центрифуга. насос Вальфел 5. 10) Распределитель 2. 11) Амортизаторные шланги 24. 12) Малый всасывающий конус Аллена 1. 13) Иловой вихрь Аллена 2. 14) Концентратор, стол Вальфел 4. 15) Концентратор, стол Вальфел 4. 16) Большой всасывающий конус Аллена 1. 17) Песковый фильтр Оливера 2. 18) Срединная лента. 2. 19) Звонковая конвейерная лента 2. 20) Перехлесточный танк 12. 21) Чан для собирания золотых растворов 1. 22) Осветляющий чан 4. 23) Эмалитатор 12. 24) Чан для обезвоженных растворов 1. 25) Чан для центрирования. 2. 26) Чан для смеси. 2. 27) Чан для смеси. 2. 28) Классификатор Дорра 1. 29) Ступенька Дорра 2. 30) Чан для смеси. 2. 31) Песчаный фильтр Оливера 2. 32) Чан для смеси. 2. 33) Чан для смеси. 2. 34) Чан для смеси. 2. 35) Чан для смеси. 2. 36) Чан для смеси. 2. 37) Чан для смеси. 2. 38) Чан для смеси. 2. 39) Чан для смеси. 2. 40) Чан для смеси. 2. 41) Чан для смеси. 2. 42) Чан для смеси. 2.

Схема движения растворов обычно представляет качественную схему, или схему цепи аппаратов, на которой линиями показано точное направление движения воды и растворов с обозначением на них концентрации последних по цианиду и щелочи.

СХЕМА обработки руды
на золотоизвлекательной фабрике
Саралинского Комбината ЦМЗ

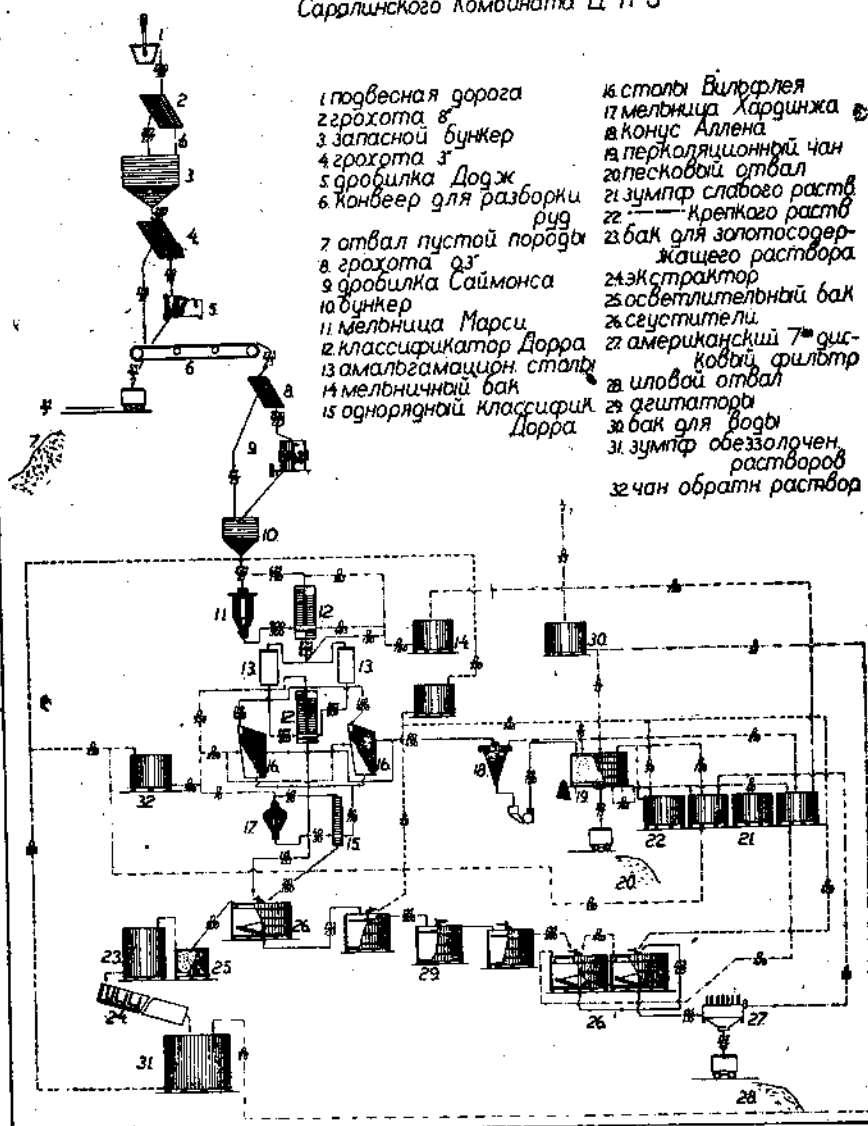


Рис. 84а. Схема цепи аппаратов (с обозначением количества руды и растворов) Американской фабрики Саралинского комбината.

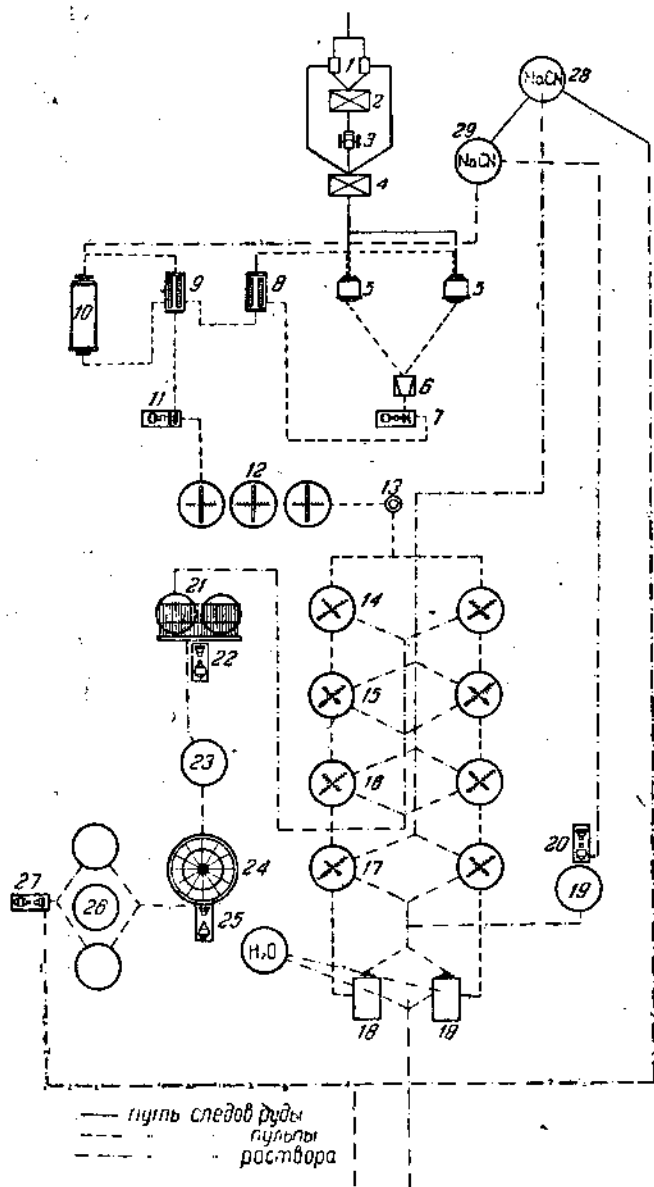


Рис. 85. Схема цепи аппаратов (развернутая) Американской фабрики на Боле по проекту расширения.

1) Грохот. 2) Бункер. 3) Дробилка Блека. 4) Бункер. 5) Шаровые мельницы Марси. 7) Насос, центробежный. 8—9) Классификаторы Дорра. 10) Трубная мельница. 11) Центробежный насос. 12) Агитаторы Дорра. 13—17) Сгустители для декантационной промывки хвостов после цианирования (данный случай системы отделения раствора объясняется богатой по содерж. рудой). 18) Фильтры Оливера. 19) Чан для промывного раствора. 20) Центробежный насос. 21—25) Аппаратура для обескислороживания раствора и осаждения золота по способу Мерриль-Крау. 26) Чан для раствора (обезвоженного). 27) Центробежный насос для перекачивания раствора. 28 и 29) Чан для кислых растворов.

ЧАСТЬ VII

СТОИМОСТЬ ОБРАБОТКИ РУД И СТОИМОСТЬ ЗОЛОТА

СТОИМОСТЬ ОБРАБОТКИ ЗОЛОТЫХ РУД ПО ДАННЫМ ЗАГРАНИЧНОЙ ПРАКТИКИ

В приводимых ниже таблицах собраны имеющиеся в литературе и в отчетах предприятий сведения по стоимости обработки золотых руд и по распределению этой стоимости по отдельным операциям.

В дополнение к этому приводятся сведения о стоимости золота, получаемого на отдельных предприятиях. Надо отметить, что в последней части экономика золота находится в особенно неблагоприятных условиях. В то время как себестоимость других цветных металлов хорошо известна и фигурирует в цифрах, характеризующих работу любого предприятия, по золоту мы имеем весьма скудные и неполные сведения.

ТАБЛИЦА 61. Предельное содержание золота, обеспечивающее по данным Американской практики (1932 г.) рентабельную работу.

Высший предел содержания золота в руде в ‰	Соответствующая суточная продолжительность
Коренные месторождения	
1,5 — 2	10 000 т в 24 ч. (маганизирование) обработка с предв. сортировкой,
3,5 — 4	500 т в 24 ч. (открыто горн. раб., круп. пом., перекол.).
5 — 6	300 — 400 т в 24 часа
8 — 10	100 — 150 т в 24 „
13 — 16	74 — 100 т в 24 „
20 — 25	25 — 50 т в 24 „
Отвалы эфелей	
1,5 — 2	100 т 24 ч. (флотация).

ТАБЛИЦА 82. Стоимость обработки (в долл. на 1 т руды) в зависимости от принятой схемы (по Шервуду)

Метод по Шервуду	Завод и район	Метод обработки	Стоим. обработки (в долл. на 1 т)
1	Тредуэл, Аляска, 1908 г.	Измельчение, концентрация, амальгамация 1,25	0,39
2	Тредуэл, 1910/11 г.	Стоимость плавки концентрата 0,14	0,18
3	Уосп № 2, Южная Дакота, 1910 г.	Измельчение и концентрация Сухое измельчение (дробильные валки) и непосредственное планирование, производ. 400 т в сутки	0,65
4	Корея, 1910 г.	Толчение—0,58; цианирование—0,18	0,76
5	Мисор, Индия, 1923 г.	Измельчение—0,42, труби, мельницы и классификация—0,26, цианирование—0,36 (извлечение составл. 97%)	1,03
6	Уэхи, Новая Зеландия, 1910/12 г.	Измельчение (40 пестов) в цианистом растворе, трубные мельницы, агитаторы Пачука и фильтры Мура	1,51
7	Хомстек, Южная Дакота	Измельчение—0,30, классификация и планирование—0,20 (суточная производит. — 4 200 т), извлечение 94%	0,50
8	Элко Принс, Невада, 1917 г.	Серебряно-золотая руда, полный иловый процесс и система непрерывной, противоточной декантации (производительность—60 т в сутки)	3,02
9	Юнайтед Истери, Аризона, 1917/18 г.	Суточная производительность—250 т	2,17
10	Рэнд, Южная Африка, 1906 г. Среднее для нескольких заводов	Измельчение—0,75, планирование—0,33, механ. обработка—0,14	1,22
11	Поркьюайн, Онтарио	Измельчение в растворе, амальгамация, противоточная декантация, извлечение—90% (сут. произво. 130 т)	1,23
12	Холлинджер, Онтарио	Измельчение—0,40, классификация и планирование—1,0	1,40
13	Чилисмиг, Онтарио (места для заводов, обрабатывающих богатую и бедную серебряные руды)	Измельчение—0,87, планирование—2,08, извлечение 99% и 92%	2,75
14	Топопа, Невада, серебряная руда	Измельчение и планирование (среднее для 5 заводов)	3,00
15	Колорадо, 1914/15 г.	Измельчение, концентрация, планирование	1,57
16	Западная Австралия; теллуристые руды обрабатываются на заводах от 200 до 500 т суточной производительности	1) Обжиг; тонкое измельчение, планирование, фильтр-прессы, в среднем около 2) Обработка сырой необожженной руды, планирование и бромцианирование, в среднем около	3,00 3,00
17	Мексика (для ряда серебряных рудников)		1,50
18	Монтава, 1901 г.	Только планирование хвостов серебр.-золот. руды (400 т в сутки)	0,65
19	Тредуэл, Аляска, 1914 г.	Планирование концентрата (на 1 т концентрата)	2,75

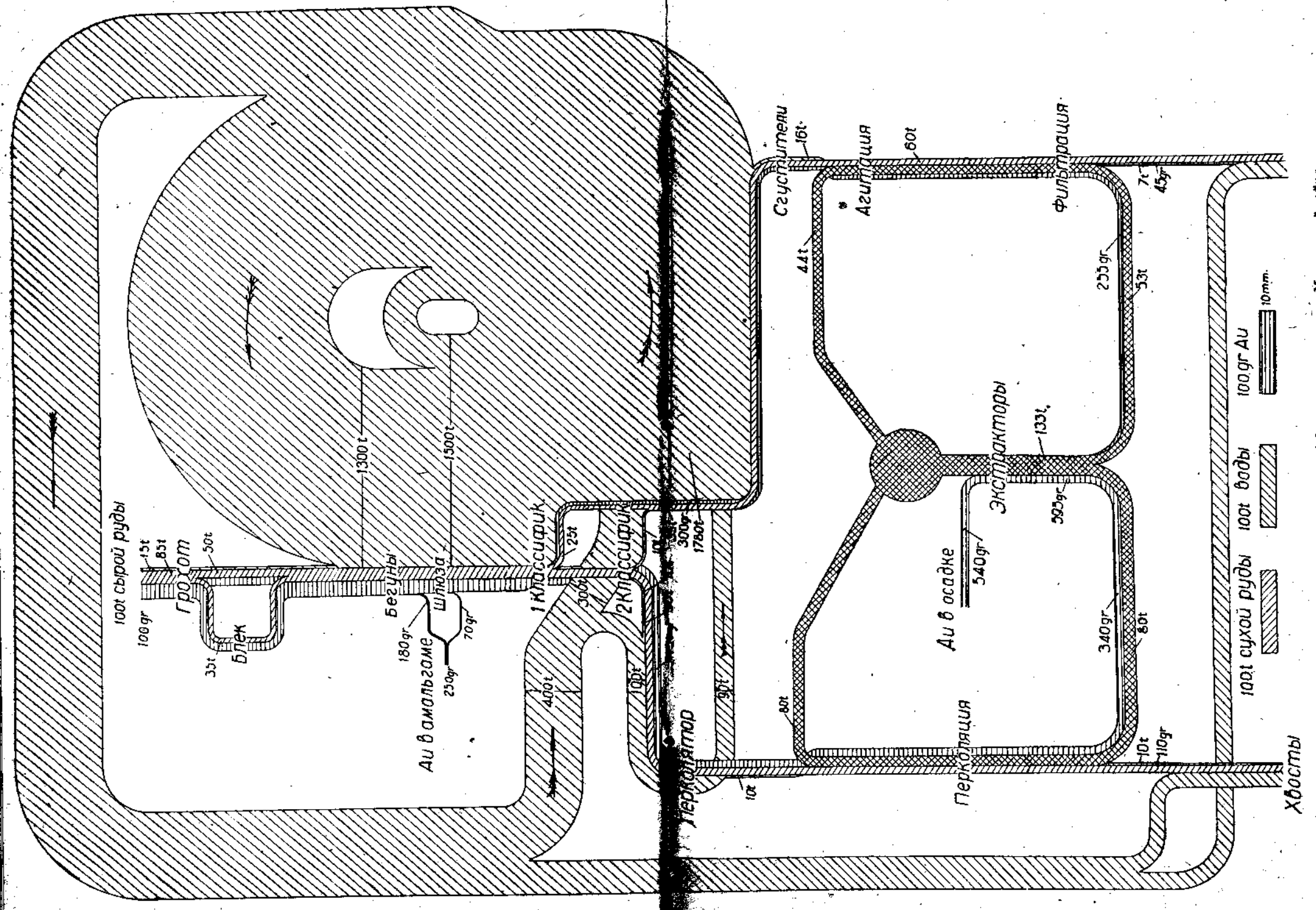


ТАБЛИЦА 63. Стоимость обработки, извлечение золота и величина капиталовложений (по данным Американской практики, 1932 г.) для небольших фабрик

	I группа	II группа	III группа
Капиталовложения, руб.	20 000	30 000	50 000
Суточная производительность, т	25	25	25
Стоимость добычи руды, руб./т	8	8	8
Стоимость обработки руб./т	3	4	6
Прочие расходы	—	2	—
Извлечение золота %	65	75	90
Содержание золота в руде, ‰	20	20	20
Прибыль, руб./т	2,60	4,00	5,60
Количество руды (т), после обработки которой ф-ка амортизируется	7 700	7 500	8 930

ТАБЛИЦА 64. Стоимость отдельных операций на цинковом заводе Ко по добыче и обработке руд Альварадо (Парраль, Чихуахуа, Мексика) (по данным Гамильтона, сообщенным Гауккинсом, 1918 г.)

Серебряно-золотая руда

Годовая производительность 157 339 т (1918 г.)

	Средняя стоимость на 1 т в долл.		Средняя стоимость на 1 т в долл.
I. Отделение механической обработки		II. Отделение цинкования	
		За год обработано 156 968 т	
Дробилки и конвейеры	0,0553	Сгустители Дорра	0,0102
Толчен	0,1645	Чаны Пачука и элеваторы	0,0277
Песковые столы	0,0117	Фильтры Баттерса	0,0860
Элеваторы и классификаторы	0,0440	Оливера	0,0266
Трубинные мельницы	0,2264	Чаны для раствора	0,0003
Иловые столы	0,0086	Осветители	0,0056
Чаны для запасных растворов и трубопровод	0,0043	Насосы	0,0173
Электрическая энергия	0,4827	Экстракторная (осаждение цинком)	0,0499
Заработная плата	0,0117	Прудки для илов	0,0027
Шаровые мельницы	0,1534	Химикаты при цинковании	0,8053
Водоснабжение	0,0114	„ „ осаждения цинком	0,2927
Стоимость механической обработки	1,1740	Электрическая энергия	0,0738
		Заработная плата	0,0152
		Водоснабжение	0,0115
		Сжатый воздух (компрессоры)	0,0384
		Стоимость цинкования	1,4632
		Стоимость механической обработки и цинкования	2,6372

ТАБЛИЦА 65. Стоимость механической обработки и цианирования в Токена Вельмонт ¹

	Труд в долл.	Расходы по снабже- нию мате- риалами в долл.	Энергия в долл.	Итого в долл.
Дробление и транспорт на конвейерах . . .	0,051	0,038	0,028	0,117
Измельчение в толчеях и тонкое измельчение	0,176	0,213	0,348	0,742
Концентрация . . .	0,079	0,027	0,038	0,144
Транспорт на элеваторах . . .	0,023	0,010	0,037	0,070
Транспорт на конвейерах и выгрузка песков	0,063	0,031	0,015	0,109
Перколяция песков . . .	0,050	0,566	0,018	0,634
Агитация илов . . .	0,060	0,570	0,104	0,734
Фильтрование и выгрузка илов . . .	0,108	0,074	0,023	0,205
Осаждение . . .	0,070	0,194	0,011	0,275
Обработка осадков на экстракторов . . .	0,065	0,144	—	0,209
Опробование . . .	0,053	0,025	—	0,078
Моторы и освещение . . .	0,018	0,015	—	0,033
Общие расходы . . .	0,181	0,165	0,011	0,357
Итого . . .	0,997	2,077	0,633	3,707

ТАБЛИЦА 66. Стоимость механической обработки и цианирования в Уэхи Гранд Джонштон ²

	В долл. на 1 т
Дробление руды . . .	0,132
Измельчение в толчеях . . .	0,214
„ „ трубных мельницах . . .	0,324
Концентрация . . .	0,064
Обработка цианированием . . .	0,574
„ „ осадков из экстракторов . . .	0,064
Опробование . . .	0,044
Общие расходы . . .	0,100
	1,516

ТАБЛИЦА 67. Стоимость цианирования, Ниписсинг ³

	Труд в долл.	Расходы, по снабже- нию мате- риалами в долл.	Энергия в долл.	Расходы до рам мастерских в долл.	Итого в долл.
Собирание илов, десульфуризация и перекачивание . . .	0,042	0,294	0,022	0,008	0,366
Фильтрация щелочного раствора и перекачивание . . .	0,070	0,017	0,023	0,004	0,114
Цианирование и перекачивание . . .	0,120	0,793	0,071	0,020	1,004
Фильтрование после цианирования и выгрузка . . .	0,072	0,041	0,034	0,015	0,162
Осветление и осаждение . . .	0,050	0,221	0,008	0,005	0,284
Высушивание, планка и чистка . . .	0,074	0,050	—	—	0,124
Снабжение водой . . .	0,001	0,001	0,021	0,002	0,025
Итого . . .	0,429	1,417	0,179	0,054	2,079

¹ Tonopah Belmont Cyanide Plant by Claude Rice, E. M. J., July 15, 1911.

² Cyaniding of Gold-Silver Ores at Waihi Grand Junction by Noel Carless, I. M. M., London, April, 1915.

³ Mill and Practice of the Nipissing Mining Co. by James Johnston A., I. M. E., February, 1914.

СТОИМОСТЬ ОБРАБОТКИ ЗОЛОТЫХ РУД НА ПРЕДПРИЯТИЯХ СССР

1. По данным ¹инж. К. В. Бобра в 1912 г. а) На Кочкарском Антоновском теплом. иловом заводе при полном иловом процессе (схема на рис. 87). Производительность 200 — 250 т/сутки. Измельчение — 150; извлечение золота 90 — 95%, содержание — 7 — 8 г/т.

Горные работы 3 р. 50 к.
Механическая обработка, планирование
(с амальгамацией), включая лабора-
торию 3 . 25 .
Общая стоимость на 1 т руды . . 6 р. 75 к.

б) Николаевский иловый завод (летний).
Обработка старых отвалов илов при производительности 1 000 т/сутки.
Извлечение — 75 — 80% и до 90%. Содержание в илах 2,6 — 2,7 г/т.

Доставка и обработка илов — 1 р. 60 к.

в) Воскресенский эфельный завод.

Производительность — 250 т/сутки. Извлечение 80 — 85%.

Содержание золота 2,5 г/т.

Обработка тонны эфеля — 1 р. 75 к.

г) Троицкие золотые промысла (Кочкарская система).

Рудник на горизонте 320 — 490 м. Жилы — 0,3 — 1 м.

Обработка по раздельному процессу планирования илов и эфелей, с предварительной амальгамацией.

Производительность 200 т/сутки. Извлечение: амальгамацией — 66,8%, планированием илов — 78%, планированием колчеданов — 75%.

Стоимость (на 1 т руды):

Горные работы от 4 р. 50 к. до 6 р.; в среднем 5 р. 25 к.

Измельчение и амальгамация — 1 р. 50 к.

Планирование

$$1 \text{ р. } 80 \text{ к.} \times 65/100 = 1 \text{ р. } 17 \text{ к.}$$

$$1 \text{ р. } 20 \text{ к.} \times 35/100 = 42 \text{ к.}$$

Общая стоимость 1 т руды — 8 р. 34 к.

д) Белореченский иловый завод (около ст. Нейво-Рудянская, Верх-Исетский гор. окр.).

Планирование железной шляпы (полный иловый процесс) без амальгамации. Производительность — 120 т/сутки. Измельчение 140. Извлечение — 85%.

Стоимость обработки 1 т — 4 р. 94 к.

Стоимость завода — 220 000 руб.

2. Стоимость обработки на фабриках и заводах с незаконченным циклом обработки в 1929/30 г. ² (по данным В. П. Вязельщикова).

¹ Иловые заводы на Среднем и Южном Урале. Петр., 1915 г.

² В. П. Вязельщиков. Извлечение золота из руд. Иркутск., 1930 г.

ТАБЛИЦА 68. Амальгамационные бегуны фабрики малой производительности (1—4 пары бегунов)

Статья расходов	Стоимость
Материалы	— р. 16 к. — — р. 58 к.
Топливо и энергия	1 „ 30 „ — 2 „ 80 „
Заработная плата	— „ 60 „ — 1 „ 80 „
Накладные расходы на рабочую силу	— „ 8 „ — „ 33 „
Начисления и прочие прямые расходы	— „ 19 „ — „ 54 „
Цеховые расходы	1 „ 52 „ — 3 „ 85 „
Общие приписковые расходы	1 „ 80 „ — 3 „ 14 „
Прочие разные расходы	— „ 15 „ — „ 94 „
Итого на 1 т руды	от 7 р. 40 к. до 14 р. 50 к.

ТАБЛИЦА 69. Амальгамационные бегуны фабрики большой производительности (более 4 пар бегунов)

Категория расходов	Стоимость
Материалы	— р. 11 к. — — р. 12 к.
Топливо и энергия	— „ 72 „ — 1 „ 50 „
Заработная плата	— „ 56 „ — 1 „ 64 „
Накладные расходы на рабочую силу	— „ 17 „ — „ 27 „
Начисления и прочие прямые расходы	— „ 29 „ — „ 35 „
Цеховые расходы	1 „ 40 „ — 2 „ 61 „
Общие приписковые расходы	— „ 52 „ — 1 „ —
Прочие расходы	— „ 0,5 „ — „ 2 „
Итого на 1 т обработанной руды	от 3 р. 93 к. до 7 р. 17 к.

ТАБЛИЦА 70. Цианирование эфелей на летних перколяционных и илов на летних иловых заводах

Категория расходов	Стоимость
Летние эфелевые заводы	
Материалы	96 к. — 1 р. 49 к.
Топливо и энергия	10 „ — „ 20 „
Зарплата	19 „ — „ 63 „
Накладные расходы на рабочую силу	20 „ — 1 „ 52 „
Начисления и прочие прямые расходы	15 „ — „ 40 „
Цеховые расходы	60 „ — 1 „ 52 „
Общие приписковые расходы	68 „ — 1 „ 79 „
Прочие расходы	4 „ — „ 7 „
Стоимость обработки 1 т эфелей	от 1 р. 96 к. до 5 р. 52 к.
Летние иловые заводы	
Подъем из отвалов, агитаторы Дорра, фильтры Бетт-терса, осаждение в экстракторах дивановой стружкой	около 11 р. 50 к.

СТОИМОСТЬ ЗОЛОТА

Ниже приводится таблица стоимости производства и получаемых прибылей на Рэнде (Южная Африка) за 1929 г. На основании ее вычислена стоимость получения 1 унции золота на каждом из упомянутых рудников (табл. 72).

2 из этих рудников были включены в нижеприводимые данные за прежние годы работы и в настоящее время представляют интерес для сравнения.

ТАБЛИЦА 71.

	Содержание в руде dwt ¹ на 1 т		Цена унции ² золота	
	1915	1929	1925	1929
Уитвотерсранд	6,56	4,212	13,58 долл.	20,04 долл.
Ист Рэнд Проприетари	7,55	5,363	13,41 "	19,21 "

Содержание в руде уменьшилось, и цены очень поднялись. Надо полагать, что содержание в руде уменьшилось по мере приближения к истощению рудника, а цены увеличились как вследствие обеднения руды, так и вследствие увеличивающейся глубины рудников и экономических условий, повсеместно увеличивших стоимость труда и снабжения материалами.

Приняв во внимание, что все цены, более или менее давние, должны быть умножены на те коэффициенты, которые соответствуют условиям, существующим в СССР, для того, чтобы сделать их применимыми к существующим ценам, а также и то, что имеется колебание в цене унции золота от 6,26 долл. до 22,94 долл. в зависимости от местонахождения рудника или россыпи, их размеров, богатой или бедной по содержанию руды, — можно считать нижеприведенные цифры³, несмотря на прошедшие 15 лет, имеющими значение и в настоящее время.

Стоимость производимой на заводе 1 т меди обычно хорошо известна и всегда фигурирует в годовых отчетах всех сколько-нибудь значительных предприятий по добыче меди. Стоимость же производимой унции золота не только вообще неизвестна, но она не введена в отчеты предприятий по добыче золота. Исследование стоимости всех операций, отнесенных к единице производимого золота, в большей части операций в различных частях света вскрывает некоторые интересные цифры, которые конечно дают основание для дальнейших выводов⁴.

Прилагаемая таблица (72) показывает, что драгирование золотых россыпей в Юконе, Калифорнии, Колорадо дает в общем стоимость получения 1 унции золота более низкую, чем во всех остальных случаях, указанных в этой таблице.

На таких крупных золоторудных месторождениях, бедных по содержанию, как Тредуэл в Аляске и Хомстэк в Южной Дакоте, стоимость унции золота соответственно выражается в 11,85 долл. и 13,72 долл. Эти цифры подходят друг к другу и их можно считать типичными для стоимости золота, получаемого при обработке руд месторождений такого

¹ dwt = 1,555 г.

² 1 унция (troy) = 31,1035 г.

³ См. реф. ст. инж. Барбур. Цветные металлы, 1930 г., № 8 — 9.

⁴ Монетный двор САСШ платит фиксированную цену 20,67 долл. за унцию золота.

ТАБЛИЦА 72. Производство золота на Рэнде

Компании:	Стоимость улицы золота в дола.	Тоннаж обработанной руды	Получено золота в унциях
Брекен Майнис	12,60	1 028 900	399 246
Сити Дип	22,94	1 083 000	295 615
Конс. Мэн Райф	17,21	706 200	263 591
Кроун Майнис	15,28	2 643 000	865 095
Дурбен Роодпорт Дип	19,24	481 300	163 809
Ист Рэнд Проп. Майнис	19,21	1 721 500	461 603
Феррейра Дип (от января до мая)	—	133 500	23 832
Гехульд Проприетари	12,64	1 008 100	318 994
Гольденхув Дип	19,54	760 900	176 170
Говернмент Эриа	8,81	2 416 000	1 086 163
Лангхаат Эстет	15,87	968 500	313 105
Лунаарде Влей	18,33	276 600	70 984
Мейер и Чарльстон	18,67	203 200	54 527
Моддер Б	11,55	836 000	302 724
Моддер Дип Левелс	7,19	531 500	280 665
Моддер Ист	16,41	804 000	243 422
Нью Клейфонтейн	20,18	617 300	135 358
Нью Моддерфонтейн	8,46	1 767 000	873 294
Нью Стэт Эриас	11,84	918 000	391 430
Поурс Майнис	19,33	728 100	210 757
Рэндфонтейн Эстетис	18,78	2 528 000	595 249
Робинсон Дип	17,25	919 900	253 147
Рова Дип	19,42	690 100	143 556
Саммер и Джэк	18,98	895 100	224 796
Спрингс Майнис	11,20	825 600	398 965
Вая Райн Эстет	18,36	472 970	112 870
Ван Райн Дип	12,40	748 000	294 009
Виллех Дип	19,09	699 500	184 292
Уэст Рэнд Конс.	17,10	1 043 300	266 116
Уэст Спрингс	15,22	763 500	221 895
Уитутерсранд	20,04	641 000	134 944
Уитутерсранд Дип	21,33	513 200	113 714
Вольхутер (от января до мая)	—	130 700	29 967
Остальные компании	—	—	83 959
Итоговая и средн. цифра по Уитутерсранд	14,63	30 502 800	9 980 713
Глине Лиденбург	18,99	74 600	24 594
Суб Нигель	12,90	294 500	252 608
Транз С. М. Эстетис	18,64	172 600	57 988
Остальные компании	—	—	98 163
Итоговая и средн. цифра для внешн. округов	14,33	541 700	438 353
Итоговая и средн. цифра для Трансваали	14,58	31 044 508	10 414 066

типа. В то же время на предприятиях, требующих более сложной техники в менее выгодных условиях и в меньшем масштабе, многие цифры показывают более низкую стоимость добываемого золота, чем на вышеуказанных рудниках. Поэтому, хотя эти 2 компании производят золота на сумму до 2 и 6 млн. долларов (соответственно) в течение года и обрабатывают руду, содержание которой в среднем составляет 2,45 долл.

(стоимость и прибыль в 1929 году)

Dwt на т	Общий доход фунты стерл.	Стоимость доб. и обработки 1 т руды	Валовая при- быль, фунт. стерл.	Прибыль на 1 т	Дивиденд уплачен фунт. стерл.
7 765	1 691 751	20 s 3 d	650 733	12 s 8 d	497 250
5 459	1 257 251	25 10	140 126	2 7 Loss	—
7 465	1 118 845	26 6	183 609	5 2	121 234
6 478	3 642 194	20 5	946 539	7 2	599 991
6 848	701 129	27 3	46 120	1 11	—
5 862	1 964 654	21 3	134 174	1 7	—
—	101 121	—	4 744	—	—
6 329	1 366 386	16 6	534 217	10 7	456 518
4 631	749 773	18 8	39 894	1 0	28 333
8 991	4 699 629	16 4	2 722 983	22 7	1 260 000
6 466	1 348 550	21 2	324 752	6 8	227 975
5 133	300 155	19 5	31 796	2 3	—
5 367	233 102	20 8	23 410	2 3	—
7 242	1 294 103	17 3	574 048	13 9	560 000
10 561	1 195 849	15 8	778 643	29 4	675 000
6 055	1 040 797	20 6	218 159	5 5	186 161
4 385	574 631	18 3	711 750	0 4	—
9 854	3 725 580	17 3	2 200 353	24 11	1 960 000
8 528	1 638 036	20 10	725 842	15 10	189 255
5 789	897 037	23 1	55 985	1 7	19 592
4 709	2 563 234	18 2	269 066	2 1	—
5 504	1 073 621	19 7	174 049	3 9	75 000
4 160	610 880	16 8	35 048	1 0	—
5 023	952 621	19 8	71 950	1 7	—
9 665	1 691 864	22 4	771 370	18 8	543 750
4 774	483 663	18 1	54 780	2 4	25 000
7 885	1 267 378	20 2	512 246	13 8	418 912
5 269	783 629	20 9	59 146	1 8	50 006
5 101	1 141 554	18 0	200 902	3 10	—
5 813	940 038	18 3	243 430	6 4	179 300
4 212	594 043	17 5	34 124	1 1	11 741
4 432	481 838	19 5	19 059	0 9 Loss	—
—	127 332	—	3 560	—	—
—	—	—	—	—	—
6 489	42 297 268	19 s 7 d	12 477 732	8 2	8 085 018
6 594	104 400	25 10	7 996	2 2	—
17 155	1 070 752	45 8	398 545	27 1	300 000
6 719	246 729	25 10	23 918	2 9	28 598
—	—	—	—	—	—
12 375	1 421 881	36 s 7 d	430 459	15 s 11 d	328 598
6 592	43 719 149	19 s 10 d	12 908 191	8 s 4 d	8 413 616

и 40,02 долл. (соответственно), мы видим, что операции в этом масштабе не дают низкой стоимости унции золота, как можно было бы ожидать.

Кроме того рудники Тредуэла, как мы видим, дают руду более низкую по содержанию и менее выгодно расположены, чем рудники Хомстэка, но все же стоимость получаемого на них золота оказывается более низкой, чем Хомстэка, где содержание золота в руде много выше.

При рассмотрении рудников, обрабатывающих руду с содержанием золота ниже 5 долл. на 1 т, мы видим, что стоимость получаемого золота колеблется в пределах 11,85 и 19,33 долл., в то время как разница в производительности этих предприятий весьма значительна. На 5 других рудниках с содержанием золота в руде от 5 до 10 долл. стоимость золота колеблется в пределах 11,22 и 16,15 долл. Раунд Маунтен Майнинг К^о дает золото стоимостью 16,15 долл. и обрабатывает руду с содержанием 6,24 долл. на 1 т. Стоимость производства несомненно отражает одновременно влияние низкого содержания в руде и неблагоприятные условия пустынной местности. Исключив этот рудник, мы имеем 4 предприятия со стоимостью в пределах 11,22 и 13,58 долл. На всех работа ведется в большом масштабе, но в весьма различных условиях, и сходство их по стоимости получаемого золота поэтому особого значения не имеет.

При сравнении этих 2 групп видно, что порядок стоимости приблизительно одинаковый для обеих групп, несмотря на то, что разница содержания золота в руде весьма значительна.

Если теперь мы рассмотрим стоимость работы на рудниках, в которых содержание в руде колеблется между 10 и 20 долл. на 1 т, мы найдем в таблице 8 рудников, стоимость производства которых находится в пределах от 7,21 до 16,78 долл. Один рудник этого класса, Абанагарец, получал золото с убытком, причем стоимость производства равна 25,01 долл. на унцию. Так как этот случай является исключением в данных условиях, то мы его не принимаем во внимание в цифрах и выводах и обращаем внимание на него с целью показать, что не все золотые рудники являются выгодными предприятиями, даже если их производительность весьма велика, как в случае, когда годовое производство выше $1\frac{1}{2}$ млн. долларов, а руда содержала выше 12 долл. на 1 т.

Обращаясь опять к таблице, мы не находим однообразия, которое дало бы возможность сделать общий вывод. В этой группе самая низкая стоимость имеется на руднике Гольдфильд Консолидэтед—7,21 долл. на унцию, следующим по низкой стоимости является Мизор Индии, который имеет стоимость 8,39 долл. Высшую стоимость мы находим на руднике Абанагарец, о котором упоминалось выше, и затем следующая стоимость составляет 16,78 долл. на руднике Эль-Пазо и Криппль Крик. Если мы возьмем те рудники, руды которых содержат свыше 20 долл., то мы имеем даже большое противоречие в стоимости производства золота, так как одно предприятие дает такую низкую стоимость, как 7,65 долл., тогда как предельная стоимость другого—15,94 долл.

Если мы проанализируем эти цифры, сравнивая их по масштабу годового производства, то мы найдем, что в случаях, когда производительность меньше 500 000 долл. в год, стоимость колеблется от 9,67 до 19,33 долл. В случаях, когда производство находится в пределах от $1\frac{1}{2}$ млн. до 1 млн.,—стоимость колеблется от 8,39 до 25,01 долл. Для случаев, когда производство находится в пределах от 1 до 2 млн.,—стоимость золота колеблется от 7,65 до 15,94 долл. Рассматривая цифры для рудников, производительность которых выше 2 млн. долл. в год, мы находим, что стоимость металла колеблется от 7,21 до 13,72 долл. за унцию.

Самое большое производство, имеющееся в списке, это Уитватерсранд (Witwatersrand), которое производит больше чем на 165 млн. долл. ежегодно, а стоимость получаемого золота—13,58 долл. Эта стоимость не так низка, как можно было ожидать, имея в виду масштаб производства и содержание золота в руде.

ТАБЛИЦА 73. Стоимость производства одной унции золота на некоторых из главных золотых рудников

Местность и название заводов	Год	Содержание в руде на 1 т в долл.	Производство в долларах	Стоимость на унцию золота в долл.
Аляска				
Аляска — Трудол	1912	2,45	2 133 150	11,85
Аризона				
Юма	1 мес.	15,10	37 125	9,67
Калифорния				
Норт Стар	1912	10,26	1 042 024	11,08
Мелонез	1912	1,75	273 307	18,80
Оровиль	1913—1914	8,68	251 599	9,62
Юба	1912	19,86	2 665 106	6,26
Колорадо				
Виндикатор	1911	—	647 710	9,89
Портланд	1912	22,16	1 413 765	15,94
Эль Паво	1913	15,26	617 766	16,78
Камб Берд	1912	26,18	1 742 040	7,65
Беттерфлай-Террибль	1912	2,99	40 122	19,33
Томбой	1913	8,02	1 049 166	11,81
Колорадо	1913	17,41	221 116	6,82
Невада				
Рэнд Маунтин	1912	6,24	342 996	16,15
Голдфильд Конс.	1912	18,40	7 652 045	7,21
„	1914	12,57	4 182 888	11,93
Южная Дакота				
Хомстэк	1913	4,02	6 319 368	13,72
Британская Колумбия				
Недлей	1912	10,63	748 133	10,05
Коста Рика				
Абанагарец	1912	12,14	606 782	25,01
„	1910	25,71	805 233	13,61
Никарагуа				
Лон Стар	1910	3,26	92 240	18,91
Родения				
Гэка	1912	16,01	61 996	14,53
Трансвааль				
Унтуотерсранд	1911	6,78	33 324 400	13,58
Ист Рэнд Проприетари	1912	7,81	2 967 443	13,41
Индия				
Мисор	1912	14,63	852 802	8,39
Орегум	1912	9,81	327 702	11,22
Австралия				
Сонс оф Гузлия	1912	—	266 774	14,84
Нью Си				
Уэхи	1912	10,41	293 790	12,20
Юкон				
Юкон Голд, Даусон Дреджинг	1912	64,88	3 346 026	9,76
Даусон Гидраули Кинг	—	21,19	629 043	9,13
Идитарод Дреджинг	1912—1914	1,47	1 971 091	7,69

ТАБЛИЦА 74. Стоимость материалов, расходуемых на заводе Goldfield Consolidated Milling Transportation (Co. Nevada) на 1 м обработанной руды

Материалы	Ноябрь 1911 г.	Декабрь	Январь 1912 г.	Февраль	Март	Апрель	Май	Июнь	Июль	Август	Сентябрь	Октябрь	Среднее
Цианка	0,390	0,393	0,312	0,388	0,319	0,348	0,383	0,305	0,260	0,290	0,280	0,273	0,328
Цинк	0,029	0,028	0,031	0,030	0,027	0,034	0,038	0,034	0,045	0,042	0,036	0,034	0,034
Известь	0,071	0,077	0,086	0,093	0,111	0,084	0,103	0,108	0,088	0,083	0,083	0,093	0,091
Уксуснокислый свинец	0,041	0,048	0,034	0,040	0,048	0,080	0,069	0,064	0,072	0,072	0,064	0,064	0,058
Вода	0,107	0,138	0,131	0,122	0,141	0,124	0,145	0,090	0,080	0,077	0,078	0,073	0,108
Ленточный конвейер	0,004	0,010	0,016	0,018	0,008	0,009	0,011	0,017	0,003	0,007	0,012	0,004	0,013
Смазка	0,010	0,003	0,002	0,008	0,007	0,009	0,009	0,008	0,008	0,011	0,003	0,006	0,007
Бума	0,003	—	0,005	0,001	0,007	0,013	0,003	0,013	0,006	0,007	0,006	0,005	0,006
Глет	0,013	—	0,005	0,011	—	0,019	—	0,019	0,005	0,014	0,016	0,011	0,009
Свинец в чушках	0,004	0,007	0,007	0,007	0,003	0,002	0,004	0,005	0,002	0,005	0,003	0,004	0,004
Наковальня и бойки у толчей	0,025	0,019	0,029	0,014	0,026	0,022	0,027	0,020	0,023	0,029	0,023	0,024	0,023
Галек для измельчения	0,053	0,087	0,072	0,060	0,049	0,048	0,053	0,055	0,050	0,056	0,049	0,071	0,060
Футорка труб. мельниц	0,023	0,015	0,013	0,007	0,013	0,029	—	—	0,027	0,030	0,031	0,037	0,019
Сталь чилийских мельниц	0,017	0,026	0,021	0,027	0,020	0,031	0,020	—	0,021	0,021	0,032	0,031	0,022
Грохот	0,007	0,006	0,007	0,011	0,007	0,005	0,010	0,005	0,006	0,002	0,005	0,003	0,006
Флюгровальная ткань	0,003	0,005	0,003	—	0,007	—	0,008	—	0,006	—	—	0,005	0,003
Опробование	0,025	0,032	0,016	0,018	0,021	0,020	0,023	0,018	0,016	0,017	0,022	0,020	0,021
Прочие материалы	0,117	0,119	0,137	0,114	0,123	0,111	0,164	0,124	0,133	0,101	0,138	0,102	0,121
Общая стоимость материалов	0,942	1,013	0,921	0,972	0,937	1,002	1,072	0,875	0,854	0,863	0,900	0,849	0,983
Рабочая сила	0,378	0,393	0,393	0,415	0,413	0,410	0,417	0,388	0,397	0,345	0,360	0,352	0,388
Энергия	0,304	0,318	0,330	0,345	0,330	0,350	0,336	0,339	0,320	0,320	0,342	0,341	0,331
Общая стоимость на 1 м	1,624	1,724	1,644	1,732	1,680	1,762	1,825	1,602	1,571	1,528	1,602	1,542	1,652

ТАБЛИЦА 75. Стоимость обработки на заводе Goldfield Consolidated Milling Transportation Co. (Nevada), отнесенная
к 1 унции золота

Материалы	Ноябрь 1911 г.	Декабрь	Январь 1912 г.	Февраль	Март	Апрель	Май	Июнь	Июль	Август	Сентябрь	Октябрь	Среднее
Цианид	2,21	2,47	2,70	1,82	2,74	2,24	1,97	1,59	1,27	1,60	1,29	1,37	1,89
Цинк	0,06	0,06	0,07	0,06	0,06	0,07	0,06	0,05	0,07	0,08	0,07	0,06	0,06
Известняк	—	—	—	—	—	—	0,26	0,25	0,24	0,28	0,32	0,25	0,25
Углекислый свинец	0,19	0,27	0,23	0,34	0,21	0,29	0,24	0,21	0,20	0,25	0,20	0,16	0,13
Вода	—	—	—	—	—	—	—	0,74	0,70	0,88	0,88	0,70	0,36
Ленточный конвейер	—	0,02	0,01	0,02	0,07	0,12	0,01	0,15	0,08	0,01	0,11	0,02	0,05
Смазка	0,01	0,01	0,01	0,01	—	—	0,01	0,01	—	0,01	—	0,01	0,01
Бумага	0,01	0,01	0,01	0,01	0,01	0,03	0,01	0,02	0,01	0,01	0,01	0,01	0,01
Гвозди	0,02	—	0,01	0,02	—	0,04	—	0,03	0,01	0,03	0,03	0,02	0,02
Свинцовые чушки	0,01	0,01	0,02	0,01	0,01	—	0,01	0,01	0,04	0,01	0,01	0,01	0,03
Галька для измельчения	—	—	—	—	—	—	0,10	—	—	—	0,05	—	0,01
Футеровка труб, мельник	—	—	—	—	—	—	0,01	0,03	0,01	0,04	—	0,03	0,01
Флигровальная ткань	—	0,01	0,01	0,19	0,27	0,26	0,21	0,19	0,18	0,19	0,17	0,13	0,19
Опорожнение	0,18	0,20	0,17	0,57	0,52	0,57	0,42	0,44	0,41	0,60	0,45	0,48	0,48
Кислота	0,38	0,53	0,48	0,82	0,76	0,73	0,48	0,36	0,29	0,37	0,37	0,40	0,39
Жидкое горючее	—	—	0,08	0,11	—	—	—	—	—	—	0,04	0,01	0,01
Обжиг	—	—	—	0,66	—	—	—	—	—	—	—	—	0,31
Бромистый цинк	1,53	1,79	0,66	0,24	—	—	—	—	—	—	—	—	0,09
Перекись натрия	0,22	0,35	0,37	0,21	—	—	—	—	—	—	—	—	0,34
Прочие материалы	0,17	0,14	0,05	0,56	0,82	0,99	0,09	0,13	0,34	0,23	0,35	0,18	0,34
Общая стоимость материалов	5,09	5,86	4,88	5,08	5,48	5,34	3,88	4,26	3,85	4,66	4,33	3,88	4,65
Рабочая сила	1,01	1,20	1,19	1,59	2,17	2,16	1,22	1,08	1,05	1,10	1,33	1,02	1,32
Энергия	0,54	0,63	0,67	0,91	0,96	1,02	0,78	0,75	0,68	0,88	0,94	0,78	0,79
Общая стоимость	6,64	7,69	6,74	7,58	8,61	8,52	5,88	6,09	5,58	6,64	6,60	5,68	6,76

Самая низкая стоимость относится к добыче путем драгирования в Юбе (Juba), в Калифорнии, и равняется 6,26 долл. на унцию. Не считая операций драгирования, самая низкая стоимость, данная в таблице, относится к руднику Гольдфильд Консолидэтед в 1912 г., когда стоимость получаемого на нем золота составляла 7,21 долл. на унцию. В течение 1914 г. соответственная стоимость была 11,93 долл., и среднее

ТАБЛИЦА 76. Производительность труда на золоторудных предприятиях, выраженная в т руды и унциях золота на 1 рабочего в 1 год

Год	Зал. Австралия		Уттуотерленд		Поркьюшайн		Керкленд Лэк	
	т	унция	т	унция	т	унция	т	унция
1905	176	109	75	33	—	—	—	—
1906	194	105	88	36	—	—	—	—
1907	209	104	90	36	—	—	—	—
1908	228	105	102	38	—	—	—	—
1909	217	98	108	37	—	—	—	—
1910	209	92	103	36	—	—	—	—
1911	207	90	111	37	—	—	—	—
1912	228	96	118	40	185	111	—	—
1913	239	99	123	41	296	191	55	37
1914	258	104	136	43	406	190	28	43
1915	266	109	131	41	467	175	189	205
1916	254	108	126	40	584	200	214	179
1917	257	112	133	42	537	187	194	77
1918	237	113	123	40	504	234	204	117
1919	205	98	123	42	565	251	204	117
1920	202	90	122	40	686	304	420	230
1921	164	90	121	40	646	260	262	142
1922	172	96	112	39	763	328	446	243
1923	163	93	135	45	582	237	384	332
1924	171	89	142	47	628	256	355	263
1925	182	88	144	47	282	272	426	290
1926	202	98	145	47	686	248	465	305
1927	196	102	140	47	777	258	537	315
1928	189	104	140	46	719	222	538	307
1929	176	92	143	47	688	224	515	318
Изменение	—	— 18,5	+ 91	+ 42	+ 47	+ 28	+ 22	+ 38

Примечание: Для Поркьюшайна увеличение показано за 15-летний период, начиная с 1915 г., и для Керкленд Лэка—за 10-летний период, начиная с 1920 г.

содержание в рудах за 2 года было 19,97 и 12,57 долл. (соответственно). В течение 1912 г. рудник Кэмб Берд (Camb Bird) давал золото стоимостью 7,65 долл. Выгодные и невыгодные условия балансируют в этих случаях, приводя крайние цифры стоимости производимого золота очень близко друг к другу; но при очень различных условиях на Мисоре стоимость доходила до 8,39 долл.

Отнесение стоимости золота к отдельным операциям и параллельно с этим разбивка по тем же статьям стоимости обработки руды приводятся в табл. 74 и 75 для завода К^о Гольдфильд Консолидэтед (см. рис. 90).

Отнесение продукции золотых рудников по руде и по производимому ими золоту на одного рабочего представлено в табл. 76.

ЧАСТЬ VIII

РАСЧЕТНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ ЗАВОДОВ И ФАБРИК ПО ОБРАБОТКЕ ЗОЛОТЫХ РУД. ТАБЛИЦЫ И ФОРМУЛЫ

РАСЧЕТНЫЕ ДАННЫЕ

Количество воды для перколяции при выгрузке обработанных эфелей механическим путем (с содержанием влаги до 50%)—6—8 л/мин. на 1 т суточной производительности. Количество воды для перколяции при смывании хвостов после цианирования гидравлическим путем 30—45 л/мин. на 1 т суточной производительности.

Мощность на 1 т суточной производительности при полном иловом процессе от 1,1 до 3,8 НР, по практике Рэнда от 0,85 до 1,25 НР.

Расход энергии при полном иловом процессе составляет от 28 до 42 kWh на 1 т обработанной руды. При раздельном процессе обработки расход энергии на 1 т составляет от 14 до 22 kWh.

Стоимость постройки цианистого завода по данным больших современных предприятий составляет на 1 т суточной производительности (до 1919 г.) для больших цианистых заводов:

Toporah Belmont Mill, Nevada	2 056 р. 40 к.
Nipissing High Grade Ore Mnl, Canada	2 366 „ 80 „
Tough Dakes Mill, Canada	1 940 „
Santa Gertrudes Mill, Mexico	1 536 „ 48 „
Commonwealth Mill, Arizona	2 172 „ 80 „
Uwarra Mill, Nicar	1 668 „

Для небольшого завода, работающего по полному иловому процессу (на 100 т суточной производительности), в условиях Союза (1931 г.) . . .

Полная стоимость постройки завода в среднем по данным американской практики складывается из: около 33% на рабочую силу, 67% материал. Машины и оборудование в среднем составляют 50% общей стоимости.

Строительная часть в среднем составляет 12¹/₂%.

Площадь цианистых заводов на 1 т суточной производительности: Юнайтед Хомстэк (дробление, измельчение, цианирование, осажжение, обработка осадка) при масштабе=2 000 т в сутки—6,5 м²/т в 24 часа, Юнайтед Истерн (дробление, измельчение, цианиров. и прочие операции) при масштабе=400 т в сутки—7,0 м²/т в 24 час.

ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ АППАРАТУРЫ ЦИАНИСТЫХ ЗАВОДОВ

ТАБЛИЦА 77. Чаны-коллекторы для несса

Название завода	Число чанов	Размер в фут. диам., глубина	Общая ем- кость фут. ³	Производитель- ность в 24 ч. фут. ³ /м
Уэхи Гранд Джонкшён	4 ¹	22,5×10	15 904	115
Тонона Бельмонт	2	28,0×7	8 616	(расчетная)
Хомстэк, завод № 1	20 ¹	44,0×9	273 695	

¹ Непосредственная обработка.

ТАБЛИЦА 78. Перколяционные чаны

Название завода	Число чанов	Размер (в фут.), диам., глу- бина	Общая ем- кость фут. ³	Производитель- ность в 24 ч. фут. ³ /м	Время об- работки
Уэхи Гранд Джонкшён	Непосредственная обработка в чанах-коллекторах		100 (расчетная)	48 час.	
Тонона Бельмонт	12	28×7,0	51,696	689 (расчетная)	18 дней
Хомстэк, завод № 1	Непосредственная обработка в чанах-коллекторах		171	145 час.	
Эль Оро	12	40×6,5	98,018	594	360 час.

ТАБЛИЦА 79. Чаны-коллекторы для илов

Название завода	Число чанов	Размер, диаметр, глубина	Общая емкость фут. ³	Производитель- ность в 24 часа фут. ³ /на 1 м
Нипписинг	3	34 фут.×13 фут.	35,408	115
Гранд Джонкшён	6	—	—	—
Тонона Бельмонт	—	28×20	—	—
Хомстэк	—	—	—	—
Эль Оро	4	36×20	81,430	2,5

ТАБЛИЦА 80. Чаны для обработки илов

Название завода	Тип чана	Размер в фут., диаметр, глу- бина	Число чан.	Общая ем- кость фут. ³	Производитель- ность суточная в м ³ /фут. ³	Время обраб., включая осаж- дение в случае такового
Нипписинг	Мешалки и аэролифт	34×13	7	82 619	338	74 ч.
Уэхи Гранд Джонк- шён	Пневматич.	13,25×55	10	60 300	240 (расчетная)	24—48 ч.
Тонона Бельмонт	Мешалки и аэролифт	28×20	5	61 544	424 (расчетная)	50 ч.
Хомстэк	Обработка в фильтр-прессах Меррилла				270	56 ч.
Эль Оро	Мешалки	34×12	15	163 440	270	56 ч.

ТАБЛИЦА 81. Фильтры для илов

Название завода	Средняя скорость на произвед. способность	Тип фильтра	Размер рамы в фут.	Общая площадь фут. ²	Площадь на м/24 ч. фут. ²	Число рам	Продуктив- ность илов
Нипписинг. Десульфуриза- ция	244	Баттерс	5 × 10	5 100	21,0	60	2.30
Цилиндрование	244	Баттерс	5 × 10	6 800	28,0	80	3.00
Уэли Гранд Джонс	250 (расч.)	Мур	4,25 × 16	10 752	43,0	96	4.30
Тонона Бельмонт	145 (расч.)	Баттерс	5 × 10	10 200	70,0	120	4.50
Хомстэк (полный процесс цилиндров. в фильтр- прессе)	1 700	Меррилла	4 × 6 (внешний)	61 824	36,0	2 576	7.0 до 9.0
Норв Стар	50	Оливер	Вращающ. барабан (10 × 7)	220	4,4	—	—

Данные для расчета аэролифтов (по Аллену).
Приводимые практические данные по работе аэролифтов, сведенные
в виде таблиц для большего удобства пользования ими.

ТАБЛИЦА 82. Воздушное давление для работы аэролифтов

Подъем в фут.	Погружение в фут.	Теоретическое давление в футах на 1 кв. дм. для подъема сухим удельного веса					
		1,0	1,1	1,2	1,3	1,4	1,5
5	7,5	3,2	3,6	3,9	4,2	4,5	4,9
10	15,0	6,5	7,1	7,8	8,4	9,1	9,7
15	22,5	9,7	10,7	11,6	12,6	13,6	14,5
20	30,0	13,0	14,3	15,6	16,9	18,2	19,5
25	37,5	16,2	17,8	19,4	21,0	22,7	24,3
30	45,0	19,5	21,4	23,4	25,3	27,3	29,2
35	52,5	22,7	25,0	27,2	29,5	31,8	34,0
40	60,0	26,0	28,6	31,2	33,8	36,4	39,0
45	67,5	29,2	32,1	35,0	38,0	40,9	43,8
50	75,0	32,5	35,7	39,0	42,2	45,5	48,7
5	10,0	4,3	4,7	5,2	5,6	6,0	6,5
10	20,0	8,7	9,6	10,4	11,3	12,2	13,0
15	30,0	13,0	14,3	15,6	16,9	18,2	19,5
20	40,0	17,3	19,0	20,8	22,5	24,2	25,9
25	50,0	21,6	23,8	25,9	28,1	30,2	32,4
30	60,0	26,0	28,6	31,2	33,8	36,4	39,0
35	70,0	30,3	33,3	36,4	39,4	42,4	45,4
40	80,0	34,6	38,0	41,5	45,0	48,4	51,9
45	90,0	39,0	42,9	46,8	50,7	54,6	58,5
50	100,0	43,3	47,6	52,0	56,3	60,6	64,9

В условиях практической работы необходимо увеличение давления
от 10 до 20% сверх данных цифр.

ТАБЛИЦА 83. Средняя производительность аэролифтов

Диаметр трубы лифта	Фут. ³ в мин.	Тонн в 24 часа для пылью удельного веса					
		1,0	1,1	1,2	1,3	1,4	1,5
2"	6	270	297	324	351	378	405
2 1/2"	10	450	495	540	585	630	675
3"	14	630	693	756	819	882	945
3 1/2"	20	900	990	1 080	1 170	1 260	1 350
4"	25	1 125	1 237	1 350	1 462	1 575	1 687
5"	40	1 800	2 980	2 160	2 340	2 520	2 700
6"	56	2 520	2 772	3 024	3 276	3 528	3 780

ТАБЛИЦА 84. Вес раздробленной руды (Richards ore dressing)

Вес фут. ³ в фут.	Объем в фут. ³ /т	Характер руды
100	20,0	Руда, поступающая из рудника на завод К ^о Норв Стар.
100	20,0	Хвосты с завода К ^о Калюмет и Гекла (Мичиган).
100	20,0	"Синия земля" (метаморфизованный перидотит), поступающий из Кемберлейских рудников (Южная Африка).
96	20,8	Дробленый кварц, поступающий из рудника Джемперс Дик (Южная Африка).
95	21,1	Дробленый кварцевый конгломерат, поступающий из рудника Феррейра (Южная Африка).
87	23,0	Материал после измельчения в толчеях.
77	26,0	Материал после измельчения в толчеях, после удаления шлов.
75	26,6	Кварц после сухого измельчения в толчеях до — 40 и загруженный сухим в чаны на заводе Виктория, на полуострове Хуэраки (Новая Зеландия.)

СТОИМОСТЬ АППАРАТУРЫ

ТАБЛИЦА 85. Вес, приблизительная стоимость аппаратуры и стоимость установки для главнейших предметов оборудования (по Тагарту)

Предмет оборудования	Вес в фунт.	Стоимость франко-завод в долл.	Стоимость установки в долл.	Примечание
Щековые дробилки Блэка (в дюймах)				
15 × 9	12 000	1 100	100	
20 × 10	15 000	1 400	123	
24 × 12	25 000	2 200	206	
30 × 18	45 000	3 900	387	
36 × 24	86 000	8 300	680	
42 × 40	135 000	11 200	1 172	
Жирационные дробилки для крупного дробления				
5 × 18	5 800	1 060	56	Для определения цены дробилок, имеющих рабочие части из марганце- вой стали, следует прибавить: 1) 10% к цене, включая раз- мер 14 × 52"; 2) 15% для больших разме- ров
6 × 21	8 350	1 215	85	
7 × 22	14 500	1 750	135	
8 × 30	21 800	2 210	212	
10 × 38	32 390	3 040	288	
12 × 44	47 100	4 120	396	
14 × 52	68 100	5 550	603	
18 × 68	101 200	8 375	900	
21 × 76	156 000	11 600	1 450	
Жирационные дробилки (тип Bull-dog) (в дюйм.)				
14 × 52	60 000	5 550	603	
18 × 68	84 500	8 200	850	
21 × 76	135 000	11 000	1 400	
Валки (с ремennым приводом) (в дюйм.)				
24 × 14	14 000	1 850	60	Для определения це- ны дробилок, имею- щих рабочие части из марганцевой ста- ли, следует прибав- лять: 1) 10% к цене, включая размер 14 × × 52"; 2) для боль- ших размеров 15%
30 × 14	18 800	2 500	145	
36 × 16	24 500	3 100	280	
42 × 16	39 000	4 500	346	
54 × 20	102 700	9 600	927	
60 × 24	112 000	10 700	1 350	
72 × 24	186 000	16 750	1 990	
Шаровые мельницы (в футах)				
3 × 3	10 700	2 000	60	Включая привод и футеровку, но без мотора и шаров. Вес шаров составляет около 25—30% веса мельницы с футеров- кой
4 × 4	25 500	3 940	130	
5 × 4	31 000	4 800	225	
6 × 4	44 000	5 900	375	
7 × 5	66 600	8 350	660	
8 × 6	95 000	11 500	835	

Предмет оборудования	Вес в фунт.	Стоимость франко-завод в долл.	Стоимость установки в долл.	Примечание
Стержневые мельницы (в фут.)				
2 × 4	8 000	1 600	55	
3 × 6	23 000	4 550	185	
3 × 8	25 000	4 750	220	
4 × 8	44 000	6 600	375	
4 × 10	46 500	6 850	430	
5 × 10	88 000	12 500	800	
6 × 12	110 000	9 000	1 120	
Галечно-шаровые мельницы (в футах)				
5 × 10	34 800	5 160	305	Включая привод и футеровку, но без мотора и шаров. Вес шаров составляет около 25—30% веса мельницы с футеровкой.
5 × 12	37 800	5 280	330	
6 × 12	43 200	6 540	380	
7 × 14	110 000	9 300	970	
Конические шаровые мельницы (Гардинжа)				
4,5' × 16"	11 400	3 200	118	
6' × 22"	22 100	6 200	208	
7' × 22"	28 000	8 300	235	
8' × 22"	38 000	10 500	300	
8' × 48"	50 000	12 500	375	
Конические галечные мельницы (Гардинжа)				
6' × 22"	17 500	4 500	200	
8' × 36"	32 000	6 000	350	
8' × 48"	37 000	6 200	400	
Грохота вращающиеся				
30" × 10'	5 900	850	45	
40" × 10'	8 500	995	70	
48" × 12'	13 800	1 370	150	
48" × 16'	15 800	1 550	190	
60" × 16'	31 900	2 585	390	
Грохота калодульные				
24" × 4,5'	3 600	600	65	С крышкой
Сотрясающиеся вибрационные грохота				
3 × 5', тип 37 (откр.)	1 270	530	75	Без крышки
Генератор, приводимый в движение мотором	600	550	—	" "
Грохота Импакт (Colorado Iron Works Co.)				
3 × 4'	1 300	350	60	" "
3 × 6'	1 450	475	75	" "

Предмет оборудования	Вес в фунт.	Стоимость франко-завод в долл.	Стоимость установки в долл.	Примечание
Троммели				
30 × 60"	2 000	378	75	Целиком железные
36 × 72"	2 400	420	85	
42 × 90"	3 300	565	115	
48 × 108"	4 000	620	145	
Отсадочные машины (Джиги) гарцевского типа, одинарные				
Число отд. Разм. дюйм.				
2 18 × 36	3 000	575	75	Полностью (деревян- ные и составные ча- сти)
2 24 × 36	3 450	650	90	
3 18 × 36	4 000	800	115	
3 24 × 36	4 800	900	140	
4 18 × 36	5 000	1 025	150	
4 24 × 36	6 150	1 150	180	
Отсадочные машины Хенкокка				
3,5 × 4,5 × 25 фут. чан	19 000	4 000	540	То же
Отсадочные машины Кули				
Отделенный Разм. в дюйм.				
6 48 × 36	32 000	1 160	500	То же
7 42 × 36	32 000	1 175	500	
5 42 × 36	28 000	905	400	
Столы Вильфлен				
№ 6	3 100	500	45	Полностью без швел- леров для установки
№ 11-Д	1 850	450	—	
Конуса Кэллоу				
конусы, 8 фут.	650	125	20	
Сгустители Дорра				
30 × 10'	25 000	2 500	300	Деревянные чаны и железные обручи. ¹
50 × 12'	52 000	5 800	500	
80 × 10'	166 000	8 500	1 300	
120 × 12'	185 000	19 000	1 500	
200 × 12'	85 000	17 000	2 500	Целиком железные
Классификаторы Дорра двойные, тип Д				
4 фут. 6 дм. × 14 фут. 8 дм.	4 500	1 440	50	С железными чанами
5 " 6 " × 14 " 8 "	5 800	1 610	70	
6 фут. × 18 фут. 4 дм.	12 500	2 930	160	
8 " × 18 " 4 "	13 900	3 710	175	

¹ Бетонные чаны, включая земляные работы и проч.

Предмет оборудования	Вес в фунт.	Стоимость франко-завод в долл.	Стоимость установки в долл.	Примечание
Классификаторы Акинса (в дюйм.)				
45	8 000	1 800	30	С железными чанами и подъемным устрой- ствами.
54	14 400	2 850	50	
60	17 500	3 500	75	
78	34 000	4 700	125	
96	44 000	5 800	150	
Классификаторы Аллена, ко- нуса типа 40				
3,5 фут.	675	400	15	
4,5 "	825	450	20	
6 "	1 050	550	25	
8 "	1 600	700	35	
Классификатор Ричардса со стесненным падением				
3 отделения	700	428	15	Деревянные и желе- зные части полностью
Вакуум-фильтры, барабанные				
5' 4" × 6' = 108 фут. ² поверх.	8 000	2 475	140	Не включая вакуум- насоса, ресивера и проч.
8' × 8' = 200 " "	12 500	3 590	250	
12' × 12' = 432 " "	26 000	5 600	520	
Вакуум-фильтры, с числ. диск.				
2а 6' диски = 100 фут. ² площ.	6 300	2 100	65	Как и в предыдущем случае.
4а 6' " = 200 " "	8 100	3 000	85	
4а 8,5' " = 400 " "	14 600	4 800	250	
6а 8,5' " = 600 " "	19 000	6 000	325	
Фильтр-прессы, состоящие из плит и рам с числом:				
30; 18 × 18" (сечение) = 117' □ площ.	3 900	460	35	
30; 24 × 24" (сечение) = 212' □ площ.	5 800	595	52	
36; 30 × 30" (сечение) = 400' □ площ.	12 300	915	105	
60; 36 × 36" (сечение) = 977' □ площ.	26 415	1 725	130	
Флотационные машины, Minerals Separation Co.				
24"; 16 — отделений. Стан- дартная	45 500	10 000	600	Без мотора
24"; 16 — отделений. Суб- азрац	32 500	8 200	450	" "

Предмет оборудования	Вес в фунт.	Стоимость франко-завод в долл.	Стоимость установки в долл.	Примечание
Флотационная машина Коллоу, пневматическая				
3 отд. двойная, 3 × 3' . . .	4 050	737	60	Без вентилятора, мо- тор или воздухопро- вод
6 " " 3 × 3' . . .	7 800	1 332	100	
9 " " 3 × 3' . . .	10 700	1 947	135	
12 " " 3 × 3' . . .	13 700	2 564	175	
Питатели типа „Эпсон“				
18" × 3' 2" длин.	2 000	360	15	Полностью, с дем- жущим механизмом
30" × 4' 2" "	2 550	480	30	
48" × 5' 2" "	3 200	760	40	
Питатели ленточные				
18" × 8'	1 235	324	30	То же
24" × 10'	1 870	448	45	
30" × 12'	2 460	590	60	
Насосы центробежные для воды (Gould).				
2" — 120 галл. в мин.	190	95	7,50	
3" — 265 " " "	280	135	12,50	
4" — 470 " " "	400	180	20	
6" — 1 000 " " "	600	270	35	
8" — 2 000 " " "	1 000	375	60	
Насосы Триплекс, плунжерные				
4,5 × 8" = 241 галл. в мин. . .	3 700	850	50	На высоту около 30 м
7,5 × 8" = 321 " " " . . .	4 600	1 020	65	
9,5 × 8" = 501 " " " . . .	5 800	1 190	85	
13 × 8" = 975 " " " . . .	10 900	2 210	140	
Песковые насосы центробеж- ные (Вильфлей)				
2" — 175 галл. в мин.	660	300	10	
3" — 300 " " "	900	400	15	
4" — 500 " " "	1 650	550	20	
6" — 950 " " "	2 550	750	30	
8" — 2 000 " " "	4 200	1 200	45	
Компрессоры и вакуум-на- сосы				
7,5 × 6" = 106 фут. ³ в мин. .	1 400	434	15	
11 × 12" = 350 " " " . . .	5 400	957	55	
15 × 14" = 695 " " " . . .	8 500	1 520	90	
18 × 16" = 1 030 " " " . . .	12 500	1 891	135	

СТАНДАРТНЫЕ СИТА

Шкала стандартных сит Тайлера имеет в своем основании размер отверстия в 0,0029", которое соответствует сити в 200 меш при проволоке в 0,0021"; в стандартных ситах, принятых Бюро стандартов САСШ, отверстия увеличиваются в отношении кв. корня 2 или 1,414 кроме размеров №№ 65—200, которые увеличиваются в отношении 4-й степени из корня 2, или 1,189.

ТАБЛИЦА 86.

Отверстия в дм.	Отверстия в мм.	Номер сита (число меш)	Диаметр проволоки в десятых дм.	Отверстия в дм.	Отверстия в мм.	Номер сита (число меш)	Диаметр проволоки в десятых дм.
1,0500	26,670	—	0,1490	0,0232	0,589	28	0,0125
0,7420	18,850	—	0,1350	0,0164	0,417	35	0,0122
0,5250	13,330	—	0,1050	0,0116	0,295	48	0,0092
0,3710	9,423	—	0,0920	0,0082	0,208	65	5,0072
0,2630	6,680	3	0,0700	0,0069	0,175	80	0,0056
0,1850	4,699	4	0,0650	0,0058	0,147	100	0,0042
0,1310	3,327	6	0,0360	0,0049	0,124	115	0,0038
0,0930	2,362	8	0,0320	0,0041	0,104	150	0,0026
0,0650	1,651	10	0,0350	0,0035	0,088	170	0,0024
0,0460	1,168	14	0,0250	0,0029	0,074	200	0,0021
0,0328	0,833	20	0,0172				

ТАБЛИЦА 87. Стандартные сита (установлены Лондонским институтом горного дела и металлургии)

Отверстия в дм.	Отверстия в мм.	Номер сита (число меш)	Диаметр проволоки в десятых дм.	Отверстия в дм.	Отверстия в мм.	Номер сита (число меш)	Диаметр проволоки в десятых дм.
0,1000	2,540	5	0,1000	0,0125	0,318	40	0,0125
0,0620	1,575	8	0,0630	0,0100	0,254	50	0,0100
0,0500	1,270	10	0,0500	0,0083	0,211	60	0,0083
0,0418	1,057	12	0,0417	0,0071	0,180	70	0,0071
0,0312	0,792	16	0,0313	0,0062	0,157	80	0,0063
0,0250	0,635	20	0,0250	0,0050	0,127	100	0,0050
0,0200	0,508	25	0,0200	0,0033	0,084	150	0,0033
0,0166	0,422	30	0,0167	0,0025	0,064	200	0,0025
0,0142	0,361	35	0,0143				

Формулы для пульпы:

d — плотность, или удельный вес, сухой твердой части (руда, песок, ил),

p — удельный вес пульпы (смесь воды и руды и т. д.),

S — процентное отношение по весу сухой твердой части в пульпе,

S — граммы в 100 г, тонны в 100 т веса и т. д.,

R — отношение ж : т, или разбавление пульпы,

R — тонны воды на 1 m сухой твердой части,
 R — граммы воды на грамм твердой части,
 V — процентное отношение объема твердой части пульпы,
 V — кубич. сантиметры в 100 $см^3$ пульпы,
 V — куб. футы в 100 фут.³ пульпы,
 F — коэффициент твердой пульпы,
 F — граммы твердой части в 100 $см^3$ пульпы,
 F — тонны твердой части в 100 жидких m или 3 200 фут.³ пульпы,
 F — «avoir du pois» унции в 0,1 фут.³ пульпы,
 K — константа для какой-нибудь отдельной твердой части, входящей в состав пульпы и над которой производятся наблюдения; она применяется для облегчения вычислений и зависит от плотности сухой твердой части $k = \frac{100d}{d-1}$.

$$\begin{aligned}
 d &= \frac{P}{1-R(p-1)} = \frac{Sp}{Sp-100(p-1)} \\
 P &= \frac{R+1}{R+\frac{1}{d}} = \frac{100}{100 \frac{S(d-1)}{d}} = \frac{k}{k-S} \\
 S &= \frac{100}{R+1} = \frac{100d(p-1)}{p(d-1)} = \frac{k(p-1)}{p} \\
 R &= \frac{d-p}{d(p-1)} = \frac{1-\frac{p}{d}}{p-1} = \frac{100-S}{S} = \\
 &= \frac{100}{S} - 1 = \frac{k100p}{(p-1)} - 1 \\
 F &= Sp = \frac{100p}{R+1} = \frac{100d(p-1)}{d-1} = k(p-1) \\
 V &= \frac{F}{d} = \frac{Sp}{d} = \frac{100(p-1)}{d-1} = (k-100)(p-1)
 \end{aligned}$$

Процентное отношение объема воды в пульпе $= 100 - V = 100 - \frac{F}{d} =$
 $= p(100 - S) = \frac{100(d-p)}{d-p}$.

Число m сухой твердой части на 100 m воды $= \frac{100}{R} = \frac{100S}{100-S} =$
 $= \frac{100d(p-1)}{d-p}$.

Число m жидкой части пульпы, дающей 1 m твердой части, $= \frac{100}{F} =$
 $= \frac{100}{k(p-1)} = \frac{R+1}{p}$.

Эти формулы точно применимы только к смесям твердых веществ с жидкими и удельного веса 1,00, т. е. с такими, как вода или цианистые растворы при обыкновенных температурах.

Измерение суточного тоннажа. Несколько хороших методов заслуживают внимания: один основан на непосредственном взвешивании высушенного материала, взятого в течение определенного промежутка времени; другой — на измерении времени и соответствующего объема пульпы вместе с измерением удельного веса пульпы, при известных отношениях между весом и содержанием твердой части в пульпе.

ТАБЛИЦА 88. Вода и твердая часть в пудле

	Вес пудлы	Объем пудлы	Вес сухой твердой части	Вес воды	Объем воды
1 м пудлы (2 000 ф.)	1 м	$\frac{1}{p}$ жидк. м $\frac{32}{p}$ фут. ³	$\frac{S}{100}$ м $\frac{1}{R+1}$ м $\frac{(p-1)K}{100p}$ м	$\frac{d-p}{p(d-1)}$ м	$\frac{d-p}{p(d-1)}$ жидк. м $\frac{32(d-p)}{p(d-1)}$ фут. ³
1 фут. ³ пудлы	62,5 р. фунт.	1 фут. ³ 0,03125 жидк. м	$0,625 \frac{(p-1)K}{(p-1)K}$ фут. $\frac{3200}{3200}$ м	$62,5 \frac{(d-p)K}{d-1}$ фунт. $\frac{d-1}{d-p}$ м $\frac{32(d-1)}{32(d-1)}$ м	$\frac{d-p}{d-1}$ фут. ³
1 жидкая м пудлы	p м	1 жидк. м 32 фут. ³	$\frac{(p-1)K}{100}$ м	$\frac{d-p}{d-1}$ м	$\frac{d-p}{d-1}$ жидк. м $\frac{32(d-p)}{d-1}$ фут. ³
1 м сухой твердой части (2 000 ф.)	$\frac{R+1}{100p}$ м $\frac{(p-1)K}{(p-1)K}$ м	$\frac{100}{(p-1)K}$ жидк. м $\frac{3200}{(p-1)K}$ фут. ³	1 м	$R-m$ $\left(\frac{100}{S}-1\right)$ м $\frac{d-p}{d(p-1)}$ м	32 R фут. ³ R жидк. м
1 жидкая м воды	$\frac{p(d-1)}{d-p}$ м	$\frac{d-1}{d-p}$ жидк. м	$\frac{1}{R}$ м $\frac{d(p-1)}{d-p}$ м $\frac{S}{100-S}$ м	1 м	1 жидкая м 32 фут. ³

Примечание. Соед. Шт. гал. пудлы = $\frac{(p-1)K}{12}$ ф. сухой твердой части 1 мил. гал., пудлы = $\frac{(p-1)K}{10}$ ф. сухой твердой части.
 Перевод в метрические меры. Отношение между метр. м (1 000 м) и куб. м (1000 л) является с отклонением, существующим между тонной в 2 000 фунт. и жидкой тонной в 32 фут.³ Напр. 1 м³ пудлы содержит 0,016 (-1) к метрич. тонны сухой твердой части. K — константа для различных значений d,
 $d = \frac{2,5}{2,6}$ $\frac{2,7}{2,8}$ $\frac{2,9}{3,0}$
 $\kappa = 166,7$ $162,5$ $158,8$ $155,5$ $152,8$ $150,0$
 $\kappa = \frac{100}{d-1}$

Также можно определять поток пульпы каким-нибудь другим способом и затем определить вес твердого вещества в измеренном объеме. Наиболее простым образом могут быть сделаны вычисления на основании одной из следующих формул.

Число m твердого в сутки = $\frac{\text{числу фунт. сухой твердой части пульпы} \times 43,2}{\text{время наблюдения в сек.}}$ =
 $43,2 \times \text{фунты в сек.}$

Число m твердого в сутки = $\frac{2,700d}{d-1} \times \frac{p-1}{t}$.

Эта формула удобна для вычисления на счетной (логарифмической) линейке. В ней t = сек., требуемым для получения 1 фут.³ пульпы;

p = удельный вес пульпы;

d = удельный вес сухой твердой части;

k = константа для какого-нибудь определенного материала.

Число m твердого в сутки = $\frac{(27k)(p-1)}{t}$;

d = 2,5 2,6 2,7 2,8 2,9 3,0;

27 k = 4 500 4 390 4 290 4 200 4 120 4 050.

p может быть получено гидрометром в случае пульпы, состоящей из ила, или определением веса в граммах содержимого стеклянного или жестяного литрового сосуда, или взвешиванием в фунтах содержимого градуированного ведра (такое ведро может быть 35,56 см в диаметре, 50,8 см глубиной; в этом случае градуировка на 45,36 кг наносится на расстоянии около 45,72 см от дна), вмещающего 45,36 кг воды = 45305, 73456 см³.

Величина t может быть найдена посредством специальных часов при наполнении ведра емкостью в 45,36 кг, но жемательна значительно большая вместимость.

Число m твердого в сутки = $\frac{m^3 \text{ в сутки} \times \text{вес, кг из } m^3}{1000}$.

Вычисление извлечения драгоценных металлов в концентрате.

Принимая:

C — содержание драгоценных металлов в концентрате,

H — содержание драгоценных металлов в поступающей руде,

T — содержание драгоценных металлов в хвостах,

R — степень сокращения,

W — вес концентрата в %,

P — извлечение в %,

L — потеря в хвостах в %,

$$R = \frac{C-T}{H-T}$$

$$W = \frac{H-T}{C-T} \times 100$$

$$P = \frac{100 \times C(H-T)}{H(C-T)}$$

$$P = \frac{C \times 100}{H \times R}$$

$$L = \frac{100 \times T(C-H)}{H(C-T)}$$

Формулы для расчетов в случае цинирования с одновременной концентрацией.

F — вес поступающей в обработку руды = 1; C — вес концентратов; T — вес хвостов после концентрации (= F , если концентрация не применяется); A — вес поступающих песков; B — вес поступающих илов; X — вес хвостов после цинирования песков; Y — вес хвостов после цинирования илов; все в 0,1 частях от F ; f, c, t, a, b, x и y — результаты опробования перечисленных продуктов.

Тогда:

$$F = C + T; \quad T = A + B; \quad F = cC + tT; \quad Tt = Aa + bB; \quad Tt = f - cC$$

Но

$$T = F - C = 1 - C.$$

Значит

$$(1 - C)t = f - cC$$

и

$$C = (f - t) / (c - t).$$

Также

$$T = (c - f) / (C - t) \\ Aa = T \cdot t - Bb.$$

Но

$$B = F - A.$$

Значит

$$Aa = Tt - (T - A)b \quad \text{и} \quad A/T = (t - b) / (a - b).$$

Отсюда находим, что

$$A = \frac{(c - f)(t - b)}{(c - t)(a - b)}$$

и

$$B = T - A = \frac{c - f}{c - t} - \frac{(c - f)(t - b)}{(c - t)(a - b)} = \frac{(c - f)(t - a)}{(c - t)(b - a)}.$$

Извлечение: $R = [Cc + (Aa - Xx) + (Bb - Yy)] Ff$. Но $F = 1$ и практически: $A = X$ и $B = Y$. Следовательно

$$R = \frac{c(f - t) + \frac{c - f}{a - b} [(t - b)(a - x) - (t - a)(b - y)]}{f(c - t)}.$$

СПРАВОЧНЫЕ ТАБЛИЦЫ

ТАБЛИЦА 89. Объем и вес чистого золота и серебра

	1 см ³	1 дм ³	1 фут ³
Чистое серебро:			
Вес: граммы	10,57	173,21	299,307
Вес: „трой“ унции	0,339825	5,5687	9622,72
Чистое золото:			
Вес: граммы	19,3	316,269	546 513
Вес: „трой“ унции	0,6205	10,1680	17570,39
Стоимость: ам. долл.	12,8257	210,17	363 180
Стоимость: фунты стерл.	2,647	43,214	74 674

ТАБЛИЦА 90. Таблица для перевода мер благородных металлов

	‰	Граммы на метр. м (1 000 ж.)	Унций (троу) на длинную м (2 240 фунт.)	Унция (троу) на метр. м (2240,6 фунт.)	Унция (троу) на короткую м (2 000 фунт.)
1%	1,00000	10,000	326,66600	321,50700	291,66600
1 : на метр. м	0,00010	1,00000	0,03266	0,03215	0,02916
1 унция (троу) на длин. м	0,00300	30,61200	1,00000	0,98420	0,89280
1 " " метр. "	0,00310	31,19348	1,01600	1,00000	0,90710
1 " " кор. "	0,00340	34,28500	1,12000	1,10200	1,00000
1 долл. " кор. " (золото оценивается в 20,67 долл. за унцию)	0,00016	1,66000	0,05400	0,05300	0,04800

ПРОТИВОЯДИЯ ПРИ ОТРАВЛЕНИИ ЦИАНИСТЫМИ СОЕДИНЕНИЯМИ

Комиссия химического, металлургического и горного общества Южной Африки¹, назначенная для исследования отравления цианистыми соединениями, рекомендует следующие противоядия:

- 1) 30 см³ 23%-го раствора сернокислой соли закисного железа;
- 2) 30 см³ 5%-го раствора едкого кали;
- 3) 2 г окиси магния в порошок.

В каждом помещении цианистого завода должны находиться 3 ящика, содержащие:

- 1) металлическую посуду приблизительно на 12 медных унций и ложку;
- 2) синюю герметически запечатанную склянку, содержащую 30 см³ 33%-го раствора сернокислой соли закиси железа;
- 3) белую склянку, герметически запечатанную, содержащую 30 см³ едкого кали;
- 4) пакет с окисью магния.

Приготовление противоядия. Быстро вылить содержимое синей склянки и белой склянки и высыпать содержимое пакета с магнием в металлическую чашку и хорошо размешать ложкой. Это должно быть сделано как можно быстрее, так как возможность спасения жизни пациента зависит от быстроты действия.

Применение противоядия. В случае сознательного отношения пациента к своему положению, ему дают проглотить смесь сразу и лечь на несколько минут. Если пациент относится несознательно, то его кладут на спину и вливают смесь ему в рот небольшими порциями, если нужно, зажимают ему нос, чтобы заставить его глотать.

Побуждение к рвоте. После того как было дано противоядие, стараются пробудить пациента к рвоте щекотанием задней стенки его глотки пером или пальцем или дают ему полный стакан теплой воды с горчицей.

Примечание. Надо всегда хорошо помнить, что самое главное — это быстрота действия, так как яд действует быстро.

Ящик с лекарствами всегда должен быть на своем месте и заготовлен на случай помощи при отравлении.

Рекомендуется держать противоядие в двойном комплекте на случай, если внезапно разобьется запечатанная склянка.

Во всех случаях отравления цианистыми соединениями медицинская помощь должна быть вызвана без промедления.

¹ Journal. Chem., Metall. and Min. Soc. of S. Afr., May, 1904.

ТАБЛИЦА 91. Переходная таблица мер веса.

	Граны	Пенни- уэйт	"Трой" унция	"Avoirdupois" унция	"Avoirdupois" фунт	Граны	Стоимость чистого золота	
							САСП	Британн
1 гран	1	0,041666	0,0020833	0,00228571	0,000142857	0,0648	4,308 цент.	2,125 пенсов
1 пенниуэйт	42	1	0,0500	0,0548571	0,00342857	1,5552	1,0385 долл.	4,25 шилл.
1 "Трой" унция	480	20	1	1,0971428	0,0685714	31,104	20,67 "	85 "
1 "Avoirdupois" унция	437,50	18,22917	0,911488	1	0,08250	28,35	18,84 "	77,474 "
1 "Avoirdupois" фунт .	7 000	291,666	14,58333	16	1	453,60	301,4375 "	61,97 ф. ст.
1 м	0,015432	0,000643	0,00008215	0,000095274	0,0000022046	0,0010	0,06645 цент.	0,039 пенсов
1	15,432	0,643	0,03215	0,035274	0,0022046	1	66,45 "	2,73275 шилл.
1 м	15 432	643	32,15	35,274	2,2046	1 000	664,54 долл.	136,64 ф. ст.

ТАБЛИЦА 92. Международные атомные веса

Элемент	Символ	Атомный вес	Элемент	Символ	Атомный вес
Азот	N	14,008	Натрий	Na	22,997
Алюминий	Al	26,97	Неодим	Nd	144,27
Аргон	A	39,94	Неон	Ne	20,183
Барий	Ba	137,37	Никель	Ni	58,69
Бериллий	Be	9,02	Нйобий	Nb	93,5
Бор	B	10,82	Олово	Sn	118,70
Бром	Br	79,916	Осмий	Os	190,8
Ванадий	V	50,96	Палладий	Pd	106,7
Висмут	Bi	209,00	Платина	Pt	195,23
Водород	H	1,008	Празеодим	Pr	40,93
Вольфрам	W	184,0	Радий	Ra	225,95
Гадолиний	Gd	157,26	Родий	Rh	102,91
Галлий	Ga	69,72	Ртуть	Hg	200,61
Гелий	He	4,002	Рубидий	Rb	85,44
Германий	Ge	72,60	Рутений	Ru	101,7
Гольмий	Ho	163,5	Самарий	Sm	150,43
Диспровий	Dy	162,46	Свинец	Pb	207,22
Европий	Eu	152,0	Селен	Se	79,2
Железо	Fe	55,84	Сера	S	32,064
Золото	Au	197,2	Серебро	Ag	107,880
Индий	In	114,8	Скандий	Sc	45,10
Иод	I	126,932	Стронций	Sr	87,63
Иридий	Ir	193,1	Сурьма	Sb	121,77
Иттербий	Yb	173,6	Талий	Tl	204,39
Иттрий	Y	188,92	Тантал	Ta	181,5
Кадмий	Cd	112,41	Теллур	Te	127,5
Калий	K	39,096	Тербий	Tb	159,2
Кальций	Ca	40,07	Титан	Ti	47,90
Кислород	O	16,000	Торий	Th	232,15
Кобальт	Co	58,94	Тулий	Tu	169,4
Кремний	Si	28,06	Углерод	C	12,000
Криптон	Kr	82,9	Уран	U	238,17
Ксенон	Xe	130,2	Фосфор	P	31,027
Лантан	La	138,90	Фтор	F	19,00
Литий	Li	6,940	Хлор	Cl	35,457
Лутеций	Lu	175,0	Хром	Cr	52,01
Магний	Mg	24,32	Цезий	Cs	132,81
Марганец	Mn	54,93	Церий	Ce	140,25
Медь	Cu	63,57	Цинк	Zn	65,38
Молибден	Mo	96,0	Цирконий	Zr	91,22
Мышьяк	As	74,96	Эрбий	Er	167,7

ТАБЛИЦА 93. Металлы и их минералы (по Дану)

Металл	Соедин.	Минерал	Формула	Удельный вес	Твердость	Цвет и характерные свойства
Сурьма	Сульфид	Стибнит (сурьмяная обманка)	Sb_2S_3	4,5 — 4,6	2,0	Свинцово-серый металл, блестящий, легко раскалывающийся
Кобальт	Арсенид	Шмальтерин	$CoAs_2$	6,4 — 6,6	5,5 — 6	Оловянно-белый, металлический, непрозрачный
	Сульфидарсенид	Кобальтерин	$CoAsS$	6,0 — 6,3	5,5	Серебристо-белый до красного металлического, кубич.
Медь	Металлич.	Самородная	Cu	8,8 — 8,9	2,5 — 3	Медно-красная, ковкая, гибкая
	Оксид	Малокоинит (черная окись)	CuO	5,8 — 6,2	3	Черный
	"	Куприт (красная окись)	Cu_2O	5,5 — 6,1	3,5 — 4	Красный, крупный
	Карбонат	Малахит	$CuCO_3 \cdot Cu(OH)_2$	3,9 — 4,0	3,5 — 4	Зеленый, крупный
	"	Азурит	$2CuCO_3 \cdot Cu(OH)_2$	3,7 — 3,8	3,5 — 4	Лазурно-синий
	Сульфид	Халькопирит	$CuFeS_2$	4,1 — 4,3	3,5 — 4	Лазурно-желтый, крупный
	"	Борнит	Cu_5FeS_4	4,9 — 5,4	3,0	Медно-красный до коричневого, крупный
	"	Ковеллин	Cu_2S	4,59		Индиго, синий, тяжелый
Медь	"	Халькозин (медный блеск)	Cu_2S	5,5 — 5,8	2,5 — 3	Черновато-синюшо-серый, часто тусклый, легко раскалывающийся

Металл	Состав	Минерал	Формула	Удельный вес	Твердость	Цвет и характерные свойства
Золото	Антимонид	Тетрозарит (мелко-сер.)	$\text{Cu}_2\text{Sb}_2\text{S}_7$	4,4 — 5,1	3 — 4	Кремнисто-серый, до железно-черного
	Сульфосарсенат	Энаргит	Cu_2AsS_4	4,4	3 — 0	Серовато-черный, хрупкий
	Силикат	Хризосола	$\text{Cu}_2\text{SiO}_3 + 2\text{H}_2\text{O}$	2 — 2,2	2 — 4	Бирюзово-голубой, прозрачный, стекловидный, довольно легко раскалывающийся
	Хлор кись	Атакамит	$\text{Cu}_2\text{ClH}_3\text{O}_3$	3,75	3 — 3,5	Светло-бутильно-зеленый, хрупкий
	Металлич.	Самородное	Au	19,3	2,5 — 3	Золотисто-желтое, ковкое, гибкое
Графит	Теллурид	Сильванит	$(\text{Au} \cdot \text{Ag})\text{Te}_2$ (Au : Ag = 1 : 1)	7,9 — 8,3	1,5 — 2	Стально-серый, до серебристо-белого, желтого, хрупкий
	"	Калаверит	$(\text{Au} \cdot \text{Ag})\text{Te}_2$ (Au : Ag = 6 : 1)	9,0	2,5	Бледно-бронзово-желтый, тяжелый
	"	Петцит	$(\text{Ag} \cdot \text{Au})\text{Te}$ (Au : Ag = 1 : 3)	8,7 — 9,0	2,5 — 3	Стально-серый, до железно-черного, хрупкий
Железо	Углерод	Графит	C	2,0 — 2,23	1 — 2	Железно-черный, темно-стальной, серый, жирный
	Металлич.	Самородное	Fe	7,3 — 7,8	4 — 5	Стально-серое, до железно-черного, ковкое
	Окис.	Гематит	Fe_2O_3	4,9 — 5,3	5,5 — 6,5	Стально-серый, красный

Металл	Состав	Минерал	Формула	Удельный вес	Твердость	Цвет и характерные свойства
Свинец	Оксид	Лимонит	$2\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$	3,6 — 4,0	5 — 5,5	Коричнево-прозрачный
	"	Магнетит	$\text{FeO}, \text{Fe}_3\text{O}_4$	4,16	5,5 — 6,5	Железисто-черный, магн.
	Карбонат	Сидерит	FeCO_3	3,8	3,5 — 4	Серо-коричневый, красноватый, хрупкий
	Сульфид	Пирит	FeS_2	4,9 — 5,1	6 — 6,5	Латуно-желтый, хрупкий
	"	Марказит	FeS_2	4,85 — 4,9	6 — 6,5	Видно-бронзовый, желтый, хрупкий
	"	Пирротин	Fe_9S_8 до $\text{Fe}_{17}\text{S}_{17}$	4,58 — 4,64	3,5 — 4,5	Бронзово-желтый, до медно-красного, легко туснеющий
	Сульфосеребряная	Мисpickель	FeAsS	5,9 — 6,2	5,5 — 6	Серебристо-белый, хрупкий
	Соль титановой кислоты	Ильменит	FeTiO_3	4,5 — 5	5 — 6	Железисто-черный, слабо-магнитный
	Соль вольфрамовой кислоты	Вольфрамит	$(\text{Fe}, \text{Mn}) \text{WO}_4$	7,2 — 7,5	5 — 5,5	Коричнево-черный, хрупкий
	Соль хромовой кислоты	Хромит	FeCr_2O_4	4,3 — 4,57	5,5	Железисто-черный, хрупкий
Свинец	Соль марганцевой кислоты	Франклинит	$(\text{FeZnMn})\text{O}(\text{FeMn})_2\text{O}_3$	5,1 — 5,22	5,5 — 6,5	Железисто-черный
	Металлич.	Самородный	Pb	11,37	1,5	Свинцово-серый
	Карбонат	Церуссит	PbCO_3	6,46 — 6,57	3 — 3,5	Бело-серый, очень хрупкий
	Сульфат	Англезит	PbSO_4	6,3	2,75 — 3	Белый, серый, веленый, очень хрупкий
Ртуть	Сульфид	Галенит	PbS	7,4 — 7,6	2,5 — 2,75	Свинцово-серый
	Металлич.	Самородная	Hg	13 — 59	—	Оловянно-белая, металл.
	Сульфид	Киноварь	HgS	8,0 — 8,2	2 — 2,5	Кашемяно-красная, легко раскалывающаяся

Металл	Состав	Минерал	Формула	Удельный вес	Твердость	Цвет и характерные свойства
Молибден	Сульфид	Молибденит блеск	MoS_2	4,7 — 4,8	1 — 1,5	Свинцово-серый, пластинчатый, гибкий, легко раскалывающийся
	Оксид	Молибдат	MoO_3	4,5	1 — 2	Соломенно-желтый, канцелярный, землистый
Никель	Арсенид	Никелин купфер-никель	NiAs	7,3 — 7,67	5 — 5,5	Бледно-медно-красный, металлический, непрозрачный
	Сульфид	Маллерит	NiS	5,3 — 5,65	3 — 3,5	Латунино-бронзово-желтый, канцелярные кристаллы
Серебро	Силикат	Никелевый гимнит	$\text{Ni}_2(\text{NiMg})\text{SiO}_4$	2,3 — 2,8	—	Яблочно-зеленый, аморфный, мягкий, рыхлый
	Металлич.	Самородное	Ag	10,1 — 11,1	2,5 — 3	Тяжелый в виде призм и нитей, ковкий
	Антимонид	Дискреант	Ag_3Sb и Ag_2Sb	9,4 — 9,8	3,5 — 4	Серебристо-белый, легко раскалывающийся
	Хлорид	Кераргирит (роговое серебро)	AgCl [Cl-24,7, Ag-75,3]	5,5	1 — 1,5	Желтушно-серый, похожий на воск, весьма легко раскалывающийся
#	Бромид	Бромит	(AgBr)	5,8 — 6	—	Светло-желтый
	Сульфид	Аргентит (серебряный блеск)	Ag_2S [S-12,9, Ag-87,1]	7,2 — 7,36	2 — 2,5	Свинцово-серый, легко раскалывающийся
	Сульфидантимонид	Пираргирит (темно-красное серебро)	Ag_3SbS_3	5,7 — 5,8	2,5	Черный, серо-черный, хрупкий
	Сульфидарсенид	Прустит (светло-красное серебро)	Ag_3AsS_3	5,5 — 5,6	2 — 2,5	Ярко-алый, хрупкий

Металл	Состав	Минерал	Формула	Удельный вес	Твердость	Цвет и характерные свойства
Олово	Сульфантимона	Стефанит (хрупкая серебряная руда)	Ag_2SnS_4	6,2 — 6,3	2 — 2,5	Железно-черный, хрупкий
	Окись	Полибазит	Ag_3SnS_6	6,0 — 6,2	2 — 3	Железно-черный
	Окись	Касситерит	SnO_2	6,8 — 7,1	6 — 7	Коричневый, черный, неглазкий
	Соль сульфоловяной кислоты	Станнит (оловянный колчедан)	$\text{Cu}_2\text{FeSnS}_4$	4,3 — 4,5	4 — 0	Стально-серый до железно-черного
Вольфрам	Соли вольфрамовой кислоты. Закиси железа	Вольфрамит	$(\text{FeMn})\text{WO}_4$	7,2 — 7,5	5 — 5,5	Темно-серый до коричнево-черного, непрозрачный, слабо-магнитный
Цинк	Марганцевая Известковая	Гибнерит	MnWO_4	—	—	Красный до коричневого, почти черный
		Шеслит	CaWO_4	5,9 — 6,1	4,5 — 5	Белый, желтый, коричневый, прозрачный
	Окись	Тунгстит	WO_3	—	—	Желтый, зеленоватый, землистый
		Цинкит	ZnO	5,4 — 5,7	4 — 4,5	Темно-красный, оранжево-желтый, преобладающий кливаж
	Карбонат	Смилсонит	ZnCO_3	4,3 — 4,45	5,0	Белый, сероватый, землистый, хрупкий
	Сульфид (цинковая обманка)	Сфалерит	ZnS	3,9 — 4,1	3,5 — 4	Желтый, коричневый, черный, превращающийся в кливаж
	Силикат	Каламин	H_2ZnSiO_3	3,4 — 3,5	4,5 — 5,0	Белый, желтоватый до коричневого, хрупкий
	*	Виллемит	ZnSiO_4	3,89 — 4,18	5,5	Белый, яблочно-зеленый, коричневатый

ТАБЛИЦА 94.

Щеркообразующие минералы.

Минерал	Состав	Формула	Удельный вес	Твердость	Цвет и характерные свойства
Барит (тяжелый шпат)	Сернокислый барий	BaSO_4	4,3 — 4,6	2,5 — 3,5	Белый, прекрасно раскалывается, стекловидный
Боксит	Оксид алюминия	$\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$	2,55	—	Беловатый, желтый, красный, в кон- крациях землистый
Биотит (черная слюда)	Алюмосиликат кислоты	$(\text{HK})_2(\text{MgFe})_2\text{Al}_2(\text{SiO}_4)_2$	2,7 — 3,1	2,5 — 3	Черный, блестящий, гибкий, в пла- стинках
Кальцит	Углекислый кальций	CaCO_3	2,71	3,0	Белый до бесцветного, прозрачный, прекрасно раскалывается
Корунд	Оксид алюминия	Al_2O_3	3,95 — 4,1	9,0	Синий, коричневый до черного, от хрупкого до твердого
Доломит	Известково-магне- зиевый карбонат	$(\text{Ca}, \text{Mg})\text{CO}_3$	2,8 — 2,9	3,5 — 4	Белый, красноватый, коричневый, стекловидный, хрупкий
Флюорит (плавиковый шпат)	Фтористый кальций	CaF_2	3,0 — 3,25	4,0	Белый, зеленый, розовый, флюгетовый, фосфоресцирующий при нагревании

Минерал	Состав	Формула	Удельный вес	Твердость	Цвет и характерные свойства
Гипс	Сернокислый и льный	$\text{CaSO}_4 + 2\text{H}_2\text{O}$	2,3	1,5—2,0	Белый, серый, желтый, синий, пластич- чатый, с жемчужным блеском
Роговая обманка	Известково-магне- зистый силикат	RSiO_3	2,9 — 3,4	5—6	Черная, вековая, стекловидная, пре- красно раскалывается
Мусковит (белая слода)	Алюмосиликат калия	AlSiO_4	2,76—3	2—2,5	Бесцветный, серый, прозрачный, гиб- кий, в пластинках
Кварц	Оксид кремния	SiO_2	2,65	7—0	
Родохрит	Карбонат марганца	MnCO_3	3,45—3,6	3,5—4,5	Говово-красный, темно-красный, корич- невый, стекловидный, иногда с жем- чужным блеском
Родонит	Силикат марганца	MnSiO_3	3,4—3,68	5,5—6,5	Гвоздично-красный, коричнево-крас- ный, стекловидный
Рутит	Оксид титана	TiO_2	4,18—4,25	6—6,5	Коричнево-красный, прозрачный до мутного
Серпентин	Силикат магнез	$3\text{MgO} \cdot 2\text{SiO}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$	2,5—2,65	2,5—4	Зеленый, желтый, коричневый, воло- нистый с шелковым блеском
Шпинель	Алюминат магнез	MgAl_2O_4	3,5—4,1	8,0	Красный, коричневый, черный, стекло- видный, блестящий
Тальк	Силикат магнез	$\text{H}_2\text{Mg}_3(\text{SiO}_3)_4$	2,7—2,8	1—1,5	Ярко-зеленый, белый, жирный, гиб- кий, легко раскалывающийся

ЛИТЕРАТУРА ПО МЕТАЛЛУРГИИ ЗОЛОТА И МЕХАНИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКЕ РУД

I. Общие курсы и обзоры

1. Г. О. Чечотт. Золотое дело, т. I, с атл. Пет., 1913 г.
2. В. Я. Мостович. Амальгамация, Томск, 1922 г.
3. В. Я. Мостович. Хлоринация, Томск, 1922 г.
4. В. Я. Мостович. Цианирование, Томск, 1923 г.
5. Г. О. Чечотт. Обогащение полезных ископаемых. Вып. 2—3. Л. 1925 г.
6. А. П. Серебровский. Золотопробышенность в САСШ., М. 1931 г., 3 изд.
7. И. Н. Плаксин. Металлургия золота. Техн. энц., т. VIII, ст. 546, М. 1929.
8. И. Н. Плаксин. Металлургия золота. I ч., с атл. Изд. Минцветмет-золото, М. 1931 г.
9. Рыбалкин. Цианистый процесс, Т. 1903 г.
10. Золотопробышенность (сборник). М. 1927 г.
- 10а. В. П. Вязельщиков. Извлечение золота из руд, Иркутск, 1930 г.
11. М. Эйслер. Металлургия золота, СПб (устарела), 1905 г.
12. Технич. календарь для зол. и плат. промышленности. 1911.
13. Технич. календарь для зол. и плат. промышленности. 1913.
14. F. K. Rose, Metallurgy of gold, 1915 L.
15. W. J. Sharwood, Hydrometallurgy of Gold and Silver (Liddell Handbook of Non Ferrous Met.), 1926 N. Y.
16. J. E. Clennell, Cyanide Handbook, 1915 N. Y.
17. A Textbook of Rand Metallurgical, Practice, V. I, 1926 L; V. II, 1919 L.
18. A. Bordeaux, L'or et l'argent, 1926 P.
19. J. Voisin, Metaux precieux, P. 1922.
20. W. Laatsch, Die Edelmetalle, B. 1925.
21. H. A. Megraw, Practical Data for the Cyanide Plant, S. Fran. 1910.
22. A. W. Allen, Mill and Cyanide Handbook, 1918 L.
23. Tafel, Lehrbuch der Metallhüttenkunde, 13. I. 1927 Leipz.
24. C. Hayward, Outline of Metallurgical Practice, 1927 N. Y.
25. L. S. Austin, Metallurgy of the Common Metals, N. Y. 1926.
26. N. Hofman, Hydrometallurgy of Silver, N. Y. 1907.

II. Механическая обработка.

27. М. Ф. Ортин. Механическое обогащение руд, М. 1931 г.
28. К. Брухгольд. Флотационный процесс, М. 1931 г.
29. С. М. Ясюкевич. Обогащение руд (печатается).
30. А. П. Серебровский. Современное оборудование цветной металлпромышленности. М. 1931, 2 изд.
31. A. J. Taggart, Handbook of Ore Dressing, N. Y. 1927.
32. R. H. Richards and Ch. E. Locke, A Textbook of Ore Dressing, N. Y. 1925.
33. R. H. Richards, Ore Dressing, in 4 vol., 1909 N. Y.
34. Milling Methods, 1930. Am. Inst. Min. Met. Eng, 1930 N. Y.
35. S. J. Truscott, A Text Book of Ore Dressing, 1915 Lon.
36. Th. Simons, Ore Dressing Principles and Practice, 1924.

III. Амальгамация

37. И. Н. Плаксин. Исследование состава и структуры амальгам золота. в связи с вопросом об амальгамации золотых руд. Сборн. Моск. горн. ак., М. 1930, стр. 115.

38. И. Н. Плаксин. Система золота — ртуть, Ж. Р. Ф. Х. О. 1929 г. т. 61, в. 4, стр. 651 Л.
39. И. Н. Плаксин. О некоторых случаях амальгамации золотых руд, Произ. С. Д. В., т. 6. Хаб., 1927 г.
40. H. Louis, A Handbook of Gold Milling, Lon. 1902.
41. I. A. Ricard, The Stamp Milling of Gold Ores, N. Y. 1909.
42. A. Del Mar, Stamp Milling, N. Y. 1912.
43. R. A. Vary, Amalgamation Practice in Canada, Eng. Min. World.

IV. Цианирование

44. В. Я. Мостович. Цианирование теллуридов золота. Изд. Т. Техн. Инст., 1923. Т.
45. В. А. Павухин. О действии сульфидов на растворы золота в цианистом калии, Ж. Р. М. О. 1916.
46. С. М. Анисимов. Опробование хвостов цианистых заводов. Томск, 1925.
47. E. M. Hamilton, Manual of Cyanidation, 1920 N. Y. Перевод под ред. и дополн. И. Н. Плаксина, М. 1932 г.
48. H. F. Julian, E. D. Smart, A. W. Allen, Cyaniding Gold and Silver Ores, L. 1921.
49. H. W. Mac Farren, Cyanide Practice, N. Y. 1912.
50. I. Park, The Cyanide Process of Gold Extraction., 1913.
51. J. E. Clenell, Chemistry of Cyanide Solution, N. J. 1910.
52. White, Oxygen in Cyanide Solution, T. A. I. M. M. E. 1918.
53. T. B. Crowe, Effect of Oxygen on Precipitation of Metals from Cyanide Solution. Trans. Amer. Inst. Min. Met. Eng. V. LX, 1919, p. 111.
54. A. I. Weinig and M. N. Bowen, Oxygen in Cyanide Solution, J. A. I. M. M. E. V. 71, 1925.
55. W. White, Gold Metallurgy in the Union Of South Africa, Bull. I. M. M., 1925 (March) 48.
56. S. Newton and L. L. Fewster, Gold Precipitation by Zinc Dust and in Conjunction with Deaeration of Solution at Modderfontein «B». J. of Chem. Met. Min. Soc. of S. A., 1922 (June).
57. C. W. Lawr, Cyanide Regeneration or Recovery as Practised by the Compania Beneficiadora de Pachuca, Mexico, Techn. Publ., N. 208 A. I. M. M. E. 1929.
58. E. S. Leaver and J. A. Woolf, Effect of Copper and Zinc in Cyanidation with Sulphide acid Precipitation, Techn. Publ., N. 250, A. I. M. M. E. 1929.
59. A. C. Halferdahl, Treating Cupriferous Precious Metals Ores by the Cyanide Process, Eng. Min. Journ., V. 128, N.-Y. 1929. Реф. в жур. Цветные металлы, № 5 за 1931 г.
60. B. D. Kelly, Continuous Vacuum Filters in Cyaniding E. M. J. P., 1924, V. 118, No. 15.
61. J. Gross and J. Scott, Precipitation of Gold and Silver from Cyanide Solution on Charcoal, Washington 1927, Bureau of Mines, B. 378.
62. W. R. Feldtmann, The Precipitation of Carbon in Contact with Auriferous Cyanide Solutions. Tran. Inst. Min. and Met. (Lond.) 1915, V. XXIV; 329.
63. J. B. Stevens and W. S. Bradley, The effect of Mineralized Waters in Cyanide Plants, Jr. Inst. Min. Met. (London) vol. XXIV (1915), 372.
64. Über die Wirksamkeit der Arbeitslosungen im Cyanidprocess, H. Meyer. Metall u. Erz., 1931, № 11 (июль).

V. Флотация]

65. M. W. Bernewitz, Flotation Treatment of Gold and Silver Ores E. M. J. 1927, V. 124, No. 16 u N. 17.
66. Рефераты по флотации золотых и серебряных руд в журнале «За оплад. техн. в цветн. и зол.-плат. промышленности». 1931 г. № 1, 1932 г. № 2.
67. Reports of Investigation; Ore Dressing and Metallurgical Division — Mines Branch, Department of Mines; Ottawa, Canada: 1) 1923. Report N. 195 u N. 196; 2) Canadian Mining and Metallurgic. Bulletin, November 1931.

VI. Описание фабрик и заводов

68. В. К. Бобр. Иловые заводы на Среднем и Южном Урале. 1915 г. Л.
69. В. С. Реутовский. Химические процессы в Африке и Австралии для обработки золотосодержащих руд. Т. 1899 г.

70. В. А. Пазухин. На приисках Кузнецкого Алатау. Т. 1913.
71. И. Н. Плаксин. Извлечение золота из руд на приисках Марининской тайги. Мин. сырье и цветн. мет. 1929 г. № 10, ст. 1235.
72. И. Н. Плаксин. Аскольдская золотая руда и опыты цианирования ее. Владив. 1926.
73. Н. А. Megraw, Details of Cyanide Practice, N.-Y. 1914.
74. М. W. Bernewitz, Cyanide Practice 1910 — 1913, S. Fran. 1913.
75. S. W. Smith, Металлургия (золота) в Южной Африке. Mining Magazine 1929 (окт., нояб., дек.). Реф. в ж. «За овлад. техн.», 1931, № 3.
76. C. S. Parsons, Металлургия золота в Канаде. Canad. Min. Journ., July 1931. Реф. в ж. «За овлад. техн.», 1932, № 1 — 2.
77. Noel Carless, Cyaniding of Gold-Silver Ores at Waihi Grand Junction. Fr. Ins. Min. Met. (London) Vol. XXIV (1915); 387.
78. A. L. Blomfield and M. J. Trott, Roasting for Amalgamating and Cyaniding Cripple Creek Sulfo-telluride Gold Ores. Tr. A. I. M. M. E., Vol. LX (1919); p. 118.
79. J. H. McCormick, Fine-grinding Cyanide Plant of Barnes-King Development Co. Там же, стр. 98.
80. G. J. Young, Cyaniding Low-Grade Gold Ore, Eng. Min. World, 1931, N. 8 (august). Реф. в № 2 ж. «За овлад. техн. цвет. и золото-платин. пр.».
81. W. M. Goodwin, Milling at Howey Gold Eng. Min. W. N. 9 (сент.). 1931 г. Реф. в ж. «За овлад. техн.» 1932 г., № 2.
82. Статьи по добыче и обработке золотых руд в Хомстэке. N. 10 (октябрь) 1931. Eng. Min. World.
83. Количественная схема обраб. руд. на предпр. Дикано-Аляска, Eng. Mining World, N. 6 (июнь) 1931. Реф. в «За овлад. техн.», № 2 за 1932 г.

VII Исследование руд в лаборатории

84. В. Я. Мостович, Методика исследования золотосодержащих руд. М. 1932 г.
85. В. Я. Мостович и С. М. Анисимов. Исследование эфеля Дарасунск. руд., Мин. сыр. 1927 (№ 7 — 8). М.
86. В. Я. Мостович, С. М. Анисимов и М. П. Верещаков. Исследование золотосодержащих руд., Мин. сырье. 1929. № 11 — 12.
87. И. Н. Плаксин и С. М. Штамова, Методика амальгамационной пробы на платину.

VIII. Обработка платиновых руд.

88. И. Н. Плаксин. Металлургия и аффинаж платины. Техн. ц. Энд. т. XVI. «Платина».
89. О. Е. Звягинцев. К столетию русской платины. Изв. платин. Инст. 6^р. 5, 5.
90. П. Е. Ковалев. Разработка платиновых норитов в Рустенбургском округе Трансвааля и извлечение из них платиноидов. Мин. сырье. 1930. № 11 — 12.
91. М. Ф. Шурыгин. Платина на мировом рынке. Цвет. мет. № 1, 1930.
92. Извлечение платины хлоринацией. Реф. в № 12 за 1929 г. Минер. сыр. и Цв. мет.
93. Новый процесс амальгамации платиновых и золотых руд. Реф. в № 5 1930 г., Цв. мет.
94. Платиновая промышленность в Трансваале. Реф. в № 7 за 1930 г. цвет. Мет.
95. Н. К. Высоцкий. Платина и районы ее добычи. Ч. I, Л. 1923.
96. B. L. Duparc et Tikonovitch, Le platine et les gites platiniferes de l'Oural et du Monde, 1920 Geneve.
97. E. A. Smith, The Platinum Metals, Lond. 1925.
98. Platinum Bibliography, U. S. Bureau of Mines Tech. Pap. N. 270, 1919.
99. Platinum in Black Sands of Oregon and Northern California, U. S. Bureau of Mines. Tech. Pap. No. 196.
100. V. C. Heikes, Platinum and allied Metals in 1928. Bureau of Mines 1929, Washington.
101. I. R. Prentice and R. Murdoch, The recovery of platinum from Dunite at Onverwacht Transvaal, The Journ. of the Chem., Metal. and Min. Soc. of South Africa, V. XXIX, No. 7, 1929; 159.
102. Percy Wagner, The Platinum Deposits and Mines of South Africa, London 1929. Пер. под ред. проф. А. Н. Заварицкого, М. 1932 г.

ОГЛАВЛЕНИЕ

	Стр.
Предисловие	3
Введение	8
Золотая и платиновая промышленность	—
Статистика добычи золота, серебра и платины	—
Золотая и платиновая промышленность СССР	14
Сплавы золота и других благородных металлов, встречающиеся в практике	18
Часть I	
Амальгамация и механическая обработка	21
Общая характеристика схем процессов извлечения золота из руд, Механическая обработка руды в процессах извлечения. 1. Дробление (крупное и среднее). 2. Измельчение (мелкое дробление). 3. Тонкое измельчение. 4. Сортировка (рудоразборка) в процессах обработки золотых руд	22
Извлечение золота из руд амальгамацией. 1. Процесс амальгамации. 2. Способы ведения амальгамации и аппаратура. 3. Внутренняя амальгамация. 4. Наружная (или внешняя) амальгамация. 5. Расход железных материалов. 6. Условия ведения амальгамации.	37
Теория амальгамации золотых и серебряных руд. 1. Амальгамация золота. 2. Медная амальгама. 3. Переход железа в амальгаму. 4. Специальные случаи амальгамации. 1. Процесс Натю. 2. Процесс Уето, или амальгамация в чанах. 3. Амальгамация в бочках. 4. Комбинированный процесс. 5. Процесс Кроппе	59
Извлечение золота на плисовых плузах	62
192	64
Часть II	
Цианирование.	
Химизм процесса. 1. Растворение золота и серебра в цианистых растворах. 2. Роль кислорода в растворении золота в цианистых растворах. 3. Расход цианистого натрия в процессе цианирования. 4. Соединения железа в рудах. 5. Соединения меди в рудах. 6. Железо и сталь. 7. Сурьма в рудах. 8. Марганцевые минералы в рудах. 9. Свинец и ртуть в цианировании. 10. Бромацианирование	67
Классификация в процессах обработки золотых руд. 1. Классификация шламов. 2. Расчет классификаторов	76
Обогащение в ряде подготовительных операций, предшествующих цианированию. Применение концентрационных столов в обработке золотых руд	88
Цианирование в процессе измельчения	91
Извлечение золота перколяцией (эфельный процесс). 1. Размеры чанов. 2. Расчет чанов. 3. Размеры досок. 4. Расчет поперечного сечения обручей и толщина стенок. 5. Железные чаны. 6. Деревянные чаны. 7. Расположение обручей. 8. Графическое решение задачи размещения обручей. 9. Расположение обручей в верхней части чана. 10. Ложное днище. 11. Сухая загрузка. 12. Выгрузка. 13. Заливка растворов. 14. Песковые фильтры (стоны) Оливера. 15. Общее количество цианистых растворов	91

Извлечение золота агитацией рудной мути в цианистом растворе (иловой процесс). 1. Сгущение (уплотнение) илов. 2. Расчет площади сгустителя. 3. Типы сгустителей. 4. Сгуститель Дорра. 5. Электролиты (коагуляторы). 6. Расчет сгустителя Дорра и теория его работы. 7. Промышленный предел сгущения. 8. Определение высоты сгустителя. 9. Агитация. 10. Агитатор Дорра. 11. Продолжительность агитации. 12. Агитатор Девере. 13. Агитатор Пачука (Брауна). 14. Расчет чанов для агитаторов. 15. Расчет аэролифтов (воздушных насосов и частей пневматических агитаторов). 16. Системы агитации (непрерывная и периодическая). 17. Чаны-коллекторы. 18. Обезвоживание в процессах обработки золотых руд. 19. Теория промышленной фильтрации. 20. Оценка фильтра. 21. Количественная характеристика работы фильтра. 22. Производительность фильтра. 23. Исследование работы фильтра. 24. Расчет вместе со слоем осадка. 25. Задерживающая способность фильтров. 26. Формула Сперри. 27. Филтрация. 28. Фильтр Бэттерса. 29. Фильтр Оливера. 30. Фильтр-пресс Меррилла. 31. Фильтр Портланда. 32. Фильтр Вольфа. 33. Американский дисковый фильтр. 34. Стоимость установки фильтров и вспомогательного оборудования. 35. Непрерывная декантация по системе противотока. 36. Вычисление потери растворенного драгоценного металла. 37. Механические потери цианистого натра. 38. Повторная (последовательная) филтрация. 39. Осаждение золота и серебра из растворов. 40. Роль кислорода в цианистых растворах при осаждении цинком. 41. Обработка осадка после осаждения	103
Практика обработки золотых руд в Хомстене (Южи. Дакота)	151
Основные источники и методы получения цианистых соединений на химических заводах. 1: Получение цианидов из животных отбросов и из отбросов органических производств. 2. Получение цианидов из атмосферного азота. 3. Получение цианистых солей из аммиака и аммиачных соединений	161

Часть III

Специальные процессы	164
Флотация золотых и серебряных руд. 1. Условия применения. 2. Факторы, влияющие на флотацию золота. 3. Комбинированные схемы обработки золотых руд. 4. Случаи применения флотации. 5. Роль флотации в цианировании золотых и серебряных руд.	164
Обработка бедных (убогих) золотых руд. Рудник Аляска Джюно (Америка)	173
Цианирование золотых руд при крупном помоле. 1. Цианирование песков вместе с илами по схеме полного илового процесса при измельчении — 40. Цианирование золотой руды на руднике Хауи около Красного озера, в Онтарио (Канада). 2. Цианирование перколяцией бедных золотых руд (содержащих 0,4% меди) при измельчении — 1 см. Перколяционный завод на руднике К ^о Маунтин Копшер в Шаста Каунти (Калифорния).	175
Обработка медистых руд. Регенерация цианида	181
Обработка теллуристых и сульфотеллуристых руд	186
Раздельная обработка концентратов	187
Обработка мышьяковистых и сурьмянистых руд.	187
Графитистые руды	190
Осаждение древесным углем золота и серебра из цианистых растворов	191
Хлоринация золотых руд	193

Часть IV

Гидрометаллургия серебра	196
1. Методы получения серебра из руд. 2. Серебряные руды. 3. Цианирование серебряных руд. 4. Хлорирующий обжиг.	196

Часть V

Стр.

Извлечение платины из руд и концентрата	200
---	-----

Часть VI

Схемы обработки золотых руд. Выбор схемы и ее графическое изображение	206
---	-----

Часть VII

Стоимость обработки руд и стоимость золота	214
Стоимость обработки золотых руд по данным заграничной практики	214
Стоимость обработки золотых руд на предприятиях СССР. 1. В 1912 г.	
2. Стоимость обработки на фабриках и заводах с незакончен-	
ным циклом обработки в 1929/30 г.	220
Стоимость золота.	223

Часть VIII

Расчетные данные для заводов и фабрик по обработке золотых руд. Таблицы и формулы	231
Расчетные данные	231
Производительность аппаратуры цианистых заводов	232
Стоимость аппаратуры	235
Стандартные сита	240
Формулы	240
Справочные таблицы	244
Противоядия при отравлении цианистыми соединениями	245
Список литературы	255



Сдано в набор 11 апреля 1932 г.
Подписано к печати 23 сентября 1932 г.
Формат бумаги 62 × 94.
Количество бумажных листов 8^{1/2}.
Количество печ. знаков в листе 103600.
Изд. Ц-16-4-5.

Ответственный редактор А. Н. Алексин,
Технический редактор Н. А. Каволла.

Учедм. Главлита № В-87420.

Заказ № 370.

ЦМ № 157.

Тираж 7200 экз.

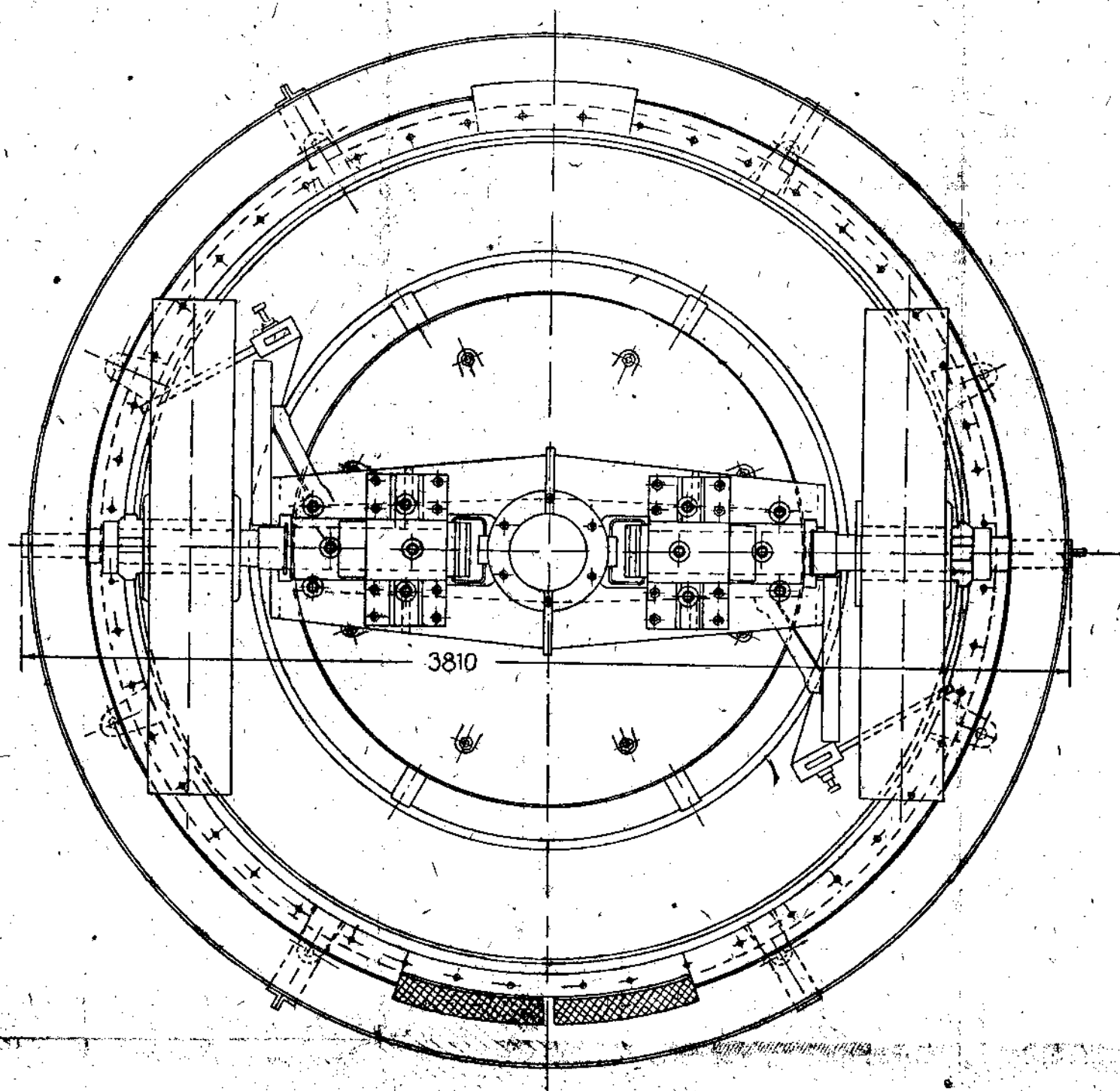


Рис. 21. Бегунная чаша типа Бейльдона современной конструкции.
(Продолжение см. на обороте).

