

К. В. СОЛОМИН

622.29-7

С-60

ОБОГАЩЕНИЕ ПЕСКОВ
РОССЫПНЫХ
МЕСТОРОЖДЕНИЙ
ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

40661.

Библиотека
п/я 181

ГОСУДАРСТВЕННОЕ НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКОЕ ИЗДАТЕЛЬСТВО
ЛИТЕРАТУРЫ ПО ГОРНОМУ ДЕЛУ

Москва 1961

АННОТАЦИЯ

В книге рассмотрены теория и практика обогащения песков россыпных месторождений полезных ископаемых, приведены материалы, характеризующие состав песков, и методика их исследования в целях выбора рациональной технологической схемы; описано основное оборудование для исследования и обогащения песков, освещены вопросы опробования и контроля технологического процесса.

Книга предназначена для инженеров и техников, работающих в области обогащения полезных ископаемых и может быть полезна студентам горных вузов и учащимся техникумов.

ВВЕДЕНИЕ

Обогащение песков является весьма важным процессом при эксплуатации россыпных месторождений полезных ископаемых.

Решающее значение при обработке песков имеет предварительная подготовка их к обогащению, заключающаяся в дезинтеграции и классификации, а также правильный выбор технологической схемы и обогатительного оборудования.

Выбор технологических схем приобретает исключительно важное значение в связи с разработкой комплексных россыпей, содержащих ценные минералы с удельным весом в пределах 3,5—8,0.

При правильно выбранном оборудовании и соблюдении оптимальных режимов работы технологические потери полезных ископаемых снижаются до минимума.

Развитие техники обогащения позволило эксплуатировать россыпи, имеющие сложные минералогические комплексы, с незначительным содержанием полезных ископаемых, а также осуществлять рентабельную переработку эфельных и галечных отвалов прошлых лет, содержащих мелкие и тонкие зерна ценных минералов.

В практику обогащения песков внедряются отсадочные машины, концентрационные столы, винтовые сепараторы, гидrocиклоны, электрические и магнитные сепараторы. Действующие и вновь строящиеся предприятия оснащаются новейшим оборудованием для дезинтеграции песков и их классификации: ко-рытными мойками, окруббер-бутарами, вибрационными грохотами, различными классификаторами, механическими и гидравлическими элеваторами и т. п.

На современных обогатительных фабриках применяют автоматизацию, позволяющую повысить производительность труда и обеспечивающую механизированную многооперационную обработку больших объемов песков с высокими технологическими показателями.

В предлагаемой читателю книге автор поставил целью обобщить и систематизировать материалы по обогащению песков россыпных месторождений с учетом последних достижений теории и практики в этой области.

При составлении книги использованы результаты исследования по изучению и совершенствованию технологии обогащения песков, проведенные научными сотрудниками иркутского научно-исследовательского института Гинзолото — Иргиредмет Б. А. Поздновым, П. И. Павликовым, Б. В. Серебренниковым, О. В. Федоровым, А. Д. Чугуновым и другими, а также лично автором.

Автор считает своим долгом выразить благодарность доктору геолого-минерал. наук А. Ф. Ли, канд. техн. наук Н. М. Карнаукову, инженерам О. В. Федорову, А. П. Бондаренко и А. Д. Чугунову за ряд ценных советов и указаний, сделанных ими при просмотре отдельных разделов рукописи.

Глава I

ИСТОРИЧЕСКИЙ ОБЗОР ВОЗНИКНОВЕНИЯ И РАЗВИТИЯ ТЕХНИКИ ОБОГАЩЕНИЯ ПЕСКОВ РОССЫПНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

До настоящего времени точно не установлено, когда впервые в России были найдены золотые россыпи. Предполагают, что первым является открытие в 1745 г. Ерофеем Марковым на Урале коренных золотосодержащих руд в районе нынешнего Березовска [22].

Из сообщения Маркова можно заключить, что вместе с рудным золотом он нашел и россыпное.

Гениальный русский ученый М. В. Ломоносов еще в 1761 г. высказал мысль о возможности нахождения россыпного золота в России, которое в то время называлось «песочным» золотом.

Штейгер Березовских золотых промыслов Л. И. Брусницын, учитывая предположение М. В. Ломоносова, после упорных поисковых работ в 1813 г. обнаружил золотые россыпи близ г. Екатеринбурга (г. Свердловск). В конце сентября 1814 г. начал работать первый в России прииск по добыче россыпного золота.

Разработки россыпей, не требующих больших капиталовложений, вызвали огромный интерес к такому типу месторождений.

За каких-нибудь десять лет после открытия Брусницына начали разрабатываться золотые россыпи на большой территории Урала.

В 1822 г. во время промывки золотосодержащих песков была найдена платина. В августе 1824 г. маркшейдером Волковым и мастером Андреевым был открыт первый на Урале золото-платиновый прииск.

М. В. Ломоносов, сообщая о возможности нахождения «песочного золота», предложил и способ для его извлечения путем промывки песков.

В первые годы работы золото-платинового промысла для промывки песков служили лоток и простой вашгерд (промы-

вочный стол). Эти приборы применяются и в настоящее время в качестве доводочных аппаратов для выделения золотой амальгамы и на геологоразведочных работах при обработке проб.

В дальнейшем при конструировании машин особое внимание стали уделять операции размыва песков, так как считалось, что основным условием промывки песков является освобождение металла от породы; для улавливания же его достаточно иметь наклонный шлюз с порогом высотой 30—40 мм. В поисках наиболее совершенного аппарата для размыва песков были сконструированы такие приборы, как боронка, чаша Комарницкого и гидравлический вашгерд.

Гидравлический вашгерд впервые под названием водомета (фонтана) был применен в 1830 г. на уральских промыслах для размыва месникообразных песков. В настоящее время он применяется на гидравлических работах в качестве основного или вспомогательного оборудования.

На основании данных практики добычи золота и платины в период 50—70 гг. прошлого столетия были разработаны конструкции аппаратов, которые легли в основу приборов, действующих в настоящее время, как, например: венгерский станок был реконструирован в двухоборотную бутару; бочечные промывальные машины — в скруббер-бутару; гидравлический вашгерд с водометом — в вашгерд-классификатор с гидромонитором.

Во второй половине прошлого столетия относится применение ртути для улавливания золота.

Наряду с конструированием обогатительных машин проводилось изучение принципов их работы. П. П. Мельников в 1836 г. издал книгу «Курс практической гидравлики», в которой рассмотрел теоретические основы работы наклонной водяной струи.

А. И. Узатис в 1843 г. создал «Курс горного искусства», в котором аналитическим путем объясняется разделение руды по удельному весу ее зерен на решетке, погруженной в воду с восходящей и нисходящей струями, а также приводится описание техники промывки золотосодержащих песков и классификации руд по их физическим свойствам и химическому составу.

В 1877 г. проф. П. Я. Дорошенко были разработаны теоретические основы гравитационных методов обогащения полезных ископаемых.

В 1891 г. была издана работа проф. И. А. Тиме «Водобой» (брызгало) — главное орудие гидравлического способа разработки золотосодержащих россыпей».

В 1908 г. А. И. Корзухин написал руководство по обогащению полезных ископаемых «Механическая обработка (обогащение) полезных ископаемых».

В 1916 г. проф. Г. О. Чечотт организовал при Петербургском горном институте крупную лабораторию по обогащению. Им разработан ряд новых теоретических положений в области оп-

робования и обогащения ископаемых, проектирования и строительства обогатительных фабрик.

Практическое значение выполненных работ было настолько велико, что в Россию приезжали учиться иностранные специалисты.

На основании трудов Г. О. Чечотта, И. Н. Плаксия, В. Я. Мостовича, И. М. Верховского, С. И. Митрофанова, В. В. Доливо-Добровольского и других ученых созданы новые методы исследования минерального сырья, позволяющие более глубоко и всесторонне изучать вещественный состав и физико-механические свойства полезных ископаемых как важнейшие условия для разработки новых технологических схем, обеспечивающих максимально возможное извлечение ценных минералов при обогащении песков.

разработки и обогащения ископаемых, проектирования и строительства обогатительных фабрик.

Практическое значение выполненных работ было настолько велико, что в Россию приезжали учиться иностранные специалисты.

На основании трудов Г. О. Чечотта, И. Н. Плаксия, В. Я. Мостовича, И. М. Верховского, С. И. Митрофанова, В. В. Доливо-

Добровольского и других ученых созданы новые методы исследования минерального сырья, позволяющие более глубоко и всесторонне изучать вещественный состав и физико-механические свойства полезных ископаемых как важнейшие условия для разработки новых технологических схем, обеспечивающих максимально возможное извлечение ценных минералов при обогащении песков.

разработки и обогащения ископаемых, проектирования и строительства обогатительных фабрик.

Практическое значение выполненных работ было настолько велико, что в Россию приезжали учиться иностранные специалисты.

На основании трудов Г. О. Чечотта, И. Н. Плаксия, В. Я. Мостовича, И. М. Верховского, С. И. Митрофанова, В. В. Доливо-

Добровольского и других ученых созданы новые методы исследования минерального сырья, позволяющие более глубоко и всесторонне изучать вещественный состав и физико-механические свойства полезных ископаемых как важнейшие условия для разработки новых технологических схем, обеспечивающих максимально возможное извлечение ценных минералов при обогащении песков.

разработки и обогащения ископаемых, проектирования и строительства обогатительных фабрик.

Практическое значение выполненных работ было настолько велико, что в Россию приезжали учиться иностранные специалисты.

Глава II

СОСТАВ ПЕСКОВ РОССЫПНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

§ 1. Характеристика россыпных месторождений

Россыпные месторождения относятся к пластовым залежам, в большинстве случаев с очень небольшим углом падения; образуются они в результате разрушения и вторичного переотложения более древних коренных (рудных) месторождений.

Разрушение коренных месторождений происходит под действием физических (колебания температуры, действие водных потоков, ветра, силы тяжести и пр.) и химических (воздействие кислорода воздуха, воды, органических и минеральных кислот) процессов.

В результате этих процессов значительно изменяется состав пород: происходит выщелачивание щелочных и щелочно-земельных элементов: механическое дробление и истирание материала; разделение по крупности и удельному весу; обогащение более устойчивыми в физическом и химическом отношениях минералами, а также минералами, имеющими наибольший удельный вес.

В зависимости от участия различных агентов, режима водного потока и дальности транспортировки минералогический состав песков, степень их обогащения полезными ископаемыми, величина и форма зерен последних сильно варьируют.

Россыпи состоят из материала, отложившегося в основном в результате действия водного потока. Условия отложения материала из одного и того же потока изменяются пространственно и по времени в зависимости от направления и скорости течения, а также в зависимости от местных препятствий, нарушающих это течение. Русло реки постоянно меняет свое положение по всей ширине долины. В малой воде скорость течения невелика, поток переносит только легкие, мелкие частицы, которые и отлагаются в русле реки в виде глинистых пластов. Во время паводков поток несет с огромной скоростью и перемещает крупные камни. Мощный поток смывает часть прежде отложенного мелкого материала и перекрывает оставшуюся

часть песком и крупной галей. В заводах отлагается преимущественно мелкий, тонкий материал, на перекатах — крупный, грубый.

Изучение процессов образования россыпей имеет большое значение не только при геологоразведочных работах, но и при исследованиях песков в целях разработки технологии их обогащения.

§ 2. Геологическая классификация россыпей.

Ю. А. Билибин [2] классифицирует россыпи по их положению относительно коренного месторождения на неперемещенные и перемещенные. Перемещенные россыпи он, в свою очередь, разделяет в зависимости от тех процессов, которые обусловили перенос полезного ископаемого от коренного месторождения к месту залегания россыпи.

Россыпи можно разделить на следующие категории:

1. **Элювиальные россыпи** — возникшие в результате разрушения коренных месторождений процессами выветривания. Россыпь располагается на водораздельных площадях с горизонтальной или весьма слабой наклонной поверхностью и характеризуется угловатым, несортированным материалом различной крупности, иногда со значительным количеством глины.

Содержание и распределение полезных ископаемых примерно соответствуют содержанию и распределению их в коренном месторождении. Встречаются сростки полезного ископаемого с жильной породой.

2. **Делювиальные россыпи** — образованные в результате разрушения коренных месторождений процессами выветривания и сползания полезного компонента совместно с разрушенными породами к подножию склона. Делювиальные россыпи располагаются на склоне и у его подножия. Эти месторождения сравнительно редко являются предметом промышленной эксплуатации.

Делювиальные месторождения имеют большое значение для нахождения коренных месторождений.

3. **Аллювиальные россыпи** — образованные в результате деятельности проточных поверхностных вод, главным образом рек и ручьев, переносящих на различные расстояния материал элювиально-делювиальных россыпей.

Аллювиальные россыпи, в свою очередь, подвергаются частично или полностью вторичному размыву и переотложению. Аллювиальные россыпи образуются и при размыве водными потоками древних морских или озерных россыпей.

Установить генетическую связь между аллювиальными россыпями и обогатившими их коренными месторождениями

полезных ископаемых в ряде случаев довольно сложно, особенно когда речь идет о молодых россыпях.

По расположению относительно современного русла водного потока аллювиальные россыпи подразделяются на четыре группы:

а) русловые россыпи, залегающие в самом русле водного потока или непосредственно под ним, являются типичными современными отложениями, находящимися в процессе своего формирования;

б) косовые россыпи, залегающие на галечных островах, косах и отмелях, являются наиболее молодыми, обычно образующимися в период высокого уровня воды;

в) долинныя россыпи, залегающие в современной долине водного потока, независимо от его расположения, часто в стороне от него;

г) террасовые россыпи, залегающие на речных террасах — остатках прежней долины водного потока, в которой поток проработал себе новую, более глубоко расположенную долину. Если речные террасы, постепенно сглаживаясь, утратили свойственную им форму уступа с горизонтальной или слабо наклонной поверхностью и приобрели форму увала — пологих возвышенностей, постепенно понижающихся к современному руслу, то такие россыпи часто называют увальными.

Материал аллювиальных россыпей хорошо окатан, имеет различную крупность и состав, который может лишь отчасти соответствовать составу коренных пород данного участка.

Обычно тяжелые минералы концентрируются в нижних слоях отложений, реже — рассеяны по всей толще месторождения. Исключение составляют косовые россыпи, в которых ценные минералы содержатся в верхних частях речных наносов.

В промышленном отношении аллювиальные россыпи представляют наибольший интерес.

4. Дельтовые, озерные и лагунные россыпи — образованы путем выноса реками в свои устьевые части аллювиального материала.

Ценные минералы в данных россыпях по форме пластинчатые, мелкие и концентрируются ближе к поверхности слагающих образований; иногда наблюдается несколько обогащенных слоев.

5. Береговые россыпи (морские или озерные) — образуются путем переноса и накопления обломочного материала вдоль береговых линий в результате деятельности прибоя и прибрежных течений. Источниками образования береговых россыпей являются вынос обломочного материала в водные бассейны реками или разрушение берегов с находящимися на них коренными или россыпными месторождениями.

Береговые россыпи располагаются либо на берегу — так назы-

ваемая «зона прибоя», либо на значительном расстоянии от берега — «зона берегового вала».

Полезные ископаемые по форме пластинчатые, мелкие и концентрируются по всей толще отложений, иногда наблюдается несколько резко выраженных обогащенных слоев.

Береговые россыпи, особенно морские, представляют иногда значительный промышленный интерес.

6. Ледниковые россыпи — образуются в горных местностях путем переноса и накопления обломочного материала сползающими с гор ледниками.

Материал данных россыпей характеризуется несортированностью и угловатостью, нередко изборозжен (со следами ледниковой штриховки) и отполирован, часто бывает сцементирован глиной.

Полезные ископаемые рассеяны в толще отложений с редкими небольшими обогащенными участками.

§ 3. Строение россыпей

Верхняя часть отложений россыпи обычно представлена растительным слоем, под которым располагаются наносные отложения. Верхние слои наносов, как правило, не содержат полезных ископаемых или содержат их в незначительных количествах и называются торфами.

Торфа состоят из глинистого материала с примесью щебенки и гальки, прослойками песка и гравия.

Мощность торфов колеблется от 2—3 до 25—30 м и больше. За торфами следуют пески, или промышленный пласт, содержащий в себе полезные ископаемые и являющийся объектом добычи и последующей обработки (обогащения).

Пески состоят преимущественно из песчано-галечных отложений, иногда они содержат глины.

Под воздействием различных растворов пески и торф цементируются. Цементацией бывает охвачена вся россыпь или часть ее. Чаще всего цементацией охвачены наносы древних россыпей.

Мощность песков колеблется от 0,2—0,4 до 2—4 м.

Пески залегают на коренных изверженных или осадочных породах, образующих основание россыпи, называемое плотиком, постелью, почвой.

Под плотиком понимаются не только коренные породы, но и сильно разрушенные их верхние слои. Обычно плотик, сложенный кристаллическими породами, имеет относительно ровную поверхность; плотик, представленный известняками, имеет неровную поверхность, образуя западания глубиной до 5 м и более; плотик, состоящий из глинистых сланцев, поставленных на

ребро, образует неровную ребристую поверхность, иногда и карманы.

Неровная поверхность, наличие трещин и западений в плотике создают благоприятные условия для задержания полезных ископаемых при естественном обогащении россыпи в период ее образования.

Концентрация полезных ископаемых в верхнем слое плотика и в его трещинах и западениях вызывает необходимость зачистки или задиры плотика при эксплуатационных работах.

Следует иметь в виду, что разрушение коренных пород, слагающих плотик, идет иногда очень глубоко. Такие разрушенные покровы, особенно при их значительной уплотненности, образуют так называемый ложный плотик, маскирующий истинное положение поверхности коренных пород, а зачастую вместе с ними и промышленных песков, залегающих в виде отдельных пластов.

Знание плотика играет весьма существенную роль в деле оценки россыпи и особенно при выборе способа разработки и установления технологии обогащения песков.

Недостаточное исследование плотика при геологоразведочных работах зачастую приводит к серьезным ошибкам как при выборе способа разработки россыпи, так и дезинтегрирующих приборов.

§ 4. Характеристика россыпных отложений

Пески характеризуются содержанием в них полезных ископаемых, промывистостью, мерзлотностью, крупностью материала, коэффициентом разрыхления и объемным весом.

Содержание полезных ископаемых. Россыпи содержат ценные минералы и благородные металлы, имеющие повышенный удельный вес, поэтому они обычно концентрируются в нижних горизонтах горной массы.

Концентрация полезных ископаемых на отдельных участках и в слоях россыпей различная. По этому признаку В. К. Флеров и А. А. Усова классифицируют россыпи [110] следующим образом:

1. Весьма постоянные, характеризующиеся наличием длинных, непрерывно протянутых в плане различных полос, узких полосок или неправильно оконтурированных пятен, носящих название «струй». Обычно струи находятся вблизи древнего тальвега долины.

Ширина струй и мощность пласта значительные, содержание полезных ископаемых в них достаточно высокое;

2. Постоянные, но с более изменчивой шириной струй и колеблющимся содержанием полезных ископаемых;

3. Среднего постоянства, с непрерывно протягивающейся или распадающейся на отдельные участки струей, со значитель-

ными колебаниями мощности пластов и содержания полезных ископаемых;

4. Непостоянные, характеризующиеся прерывистыми и невыдерживающимися ни по длине, ни по ширине струями, отличающиеся резко колеблющимся содержанием полезных ископаемых;

5. Гнездовые, характеризующиеся резко выраженной разобщенностью, различием размеров и форм струй и чрезвычайно неустойчивым показателем по содержанию полезных ископаемых.

Промывистость песков зависит от их цементации вязкими материалами, обычно пластичной глиной. Какой-либо единой классификации материала россыпей по их промывистости не существует, и в каждом отдельном случае решается субъективно.

По С. М. Шорохову речники и пески, не содержащие глины, относятся к промывистым. Породы, имеющие значительную примесь глины, относятся к месниковатым [126].

А. А. Рожновский классифицирует породы по промывистости в зависимости от производительности ручного вальгерда (табл. 1).

Таблица 1

Классификация пород по промывистости		
Категория пород	Промывистость пород	Сменная производительность вальгерда, м ³
I	Отличная	8
II	Хорошая	4—8
III	Средняя	2—4
IV	Слабая	1—2
V	Трудная	1

В. К. Флеров и А. А. Усова классифицируют породы по промывистости в зависимости от их состава (табл. 2) [110].

Таблица 2

Классификация пород по промывистости [110]		
Категория пород	Промывистость пород	Породы
I	Хорошо промывистые	Несвязанные галечники или щебень, пески и гравий, песчано-галечниковые отложения или щебенка с песком или гравием, ил
II	Промывистые	Суглинки, галечник или щебень с примесью песчанистой глины, глинисто-песчанистые почвы, глинистые пески

Продолжение табл. 2

Категория пород	Промывистость пород	Породы
III	Труднопромывистые	Плотные и жирные глины, галечниковый или щебенистый материал, сцементированный плотными пластичными глинами, разложившиеся конгломераты с плотным цементом.
IV	Непромывистые	Конгломераты с полуразложившимся цементом, мерзлые грунты (без предварительной их оттайки)

Главзолото классифицирует породы по промывистости в зависимости от их экскавируемости (механических свойств) (табл. 3).

Таблица 3

Классификация пород по промывистости [61]

Класс пород	Характеристика пород	Относительная экскавируемость		Относительный расход воды при гидравлических работах
		при драгировании	при ручной добыче	
I	Несвязанные галечно-песчаные грунты, старые отвалы	100	100	100
II	Слабо связанные песчано-галечные грунты	77	90	200
III	Глинистые пески (до 15% валунов)	53	80	300
IV	Вязкие глинистые пески (до 30% валунов)	44	70	400
V	Исключительно вязкие глинистые породы (до 50% валунов)	32	60	585
VI	Мерзлые грунты, плотносцементированная щебенка	11	42	700

При определении промывистости пород по приведенной классификации необходимо производить работы непосредственно на месторождении, когда породы не подверглись еще воздействию внешних агентов. Определения эти неточны, зависят от квалификации лица, работающего на вахтерде или определяющего механические свойства пород.

Наиболее точное определение промывистости пород можно получить по классификации Гинзолото (табл. 4), но это связано с кропотливыми работами по установлению эффективности грохочения пород на грохоте с отверстиями сит 4 или 6 мм. Причем работы должны проводиться также на месторождении.

Таблица 4

Классификация пород по промывистости

Категория пород	Промывистость пород	Эффективность грохочения по классу — 4(6) мм, %
I	Легкопромывистые	Более 90
II	Промывистые	90—70
III	Труднопромывистые	70—40
IV	Месниковатые	Менее 40

На основании изучения состава значительного количества россыпных месторождений наиболее просто, с достаточной для практики точностью, промывистость пород можно определить по содержанию в них глины. Главное достоинство этого способа заключается в том, что работы могут быть проведены в лабораториях, отстоящих от месторождения на значительном расстоянии. В зависимости от количества глины в породах их можно подразделить на четыре категории (табл. 5).

Таблица 5

Классификация пород по промывистости в зависимости от содержания глины

Категория пород	Промывистость пород	Содержание в породах глины, %
I	Легкопромывистые	меньше 10
II	Промывистые	10—15
III	Труднопромывистые	15—30
IV	Месниковатые	больше 30

Мерзлотность песков. Особенно устойчивая (вечная) мерзлота является отрицательным фактором, существенно влияющим на выбор способа разработки россыпи и удорожающим добычу полезных ископаемых.

Устойчивая и сезонная мерзлота изменяет физические свойства пород, понижает объемный вес, теплоемкость, водопроницаемость.

Мерзлота вызывает значительное повышение крепости пород. Перед обогащением мерзлые породы должны подвергаться предварительной оттайке.

Крупность материала. Материал россыпей состоит из обломков различной крупности, от больших валунов до тончайших

частиц глины. Поскольку обработка песков для извлечения из них полезных ископаемых производится на разнообразных дезинтегрирующих и обогатительных машинах, производительность и эффективность которых зависит от крупности обрабатываемого материала, необходимо знать количественное соотношение различных классов, т. е. ситовый состав песков. По Ю. А. Билибину [2] классификация пород по крупности в сокращенном виде дана в табл. 6.

Таблица 6

Классификация пород по крупности [2]

Крупность, мм	Наименование продукта
+200	Валуны
200—100	Крупный булыжник
100—50	Мелкий булыжник
50—20	Крупная галька
20—2	Мелкая галька (гравий)
2—0,1	Песок
0,1—0,01	Ил
—0,01	Глины

В. И. Тихомиров предложил классификацию материала россыпей, приведенную в табл. 7, которая нашла широкое распространение при разработке россыпных месторождений.

Таблица 7

Классификация пород по крупности (по В. И. Тихомирову)

Крупность, мм	Наименование продукта	Крупность, мм	Наименование продукта
+200	Валуны	1—0,25	Среднезернистый песок
200—100	Крупная галька	0,25—0,15	Мелкозернистый песок
100—64	Средняя галька	0,15—0,1	Тонкозернистый песок
64—16	Мелкая галька	0,1—0,074	Ил
16—4	Гравий	—0,074	Глины
4—1	Крупнозернистый песок		

На основании данной классификации в табл. 8 приведены ситовые характеристики песков некоторых россыпей.

Большого значения выбор шкалы классификации не имеет, поэтому целесообразнее пользоваться постоянной шкалой для удобства сравнения результатов различных исследований.

На обработку поступает материал мельче 200 мм, материал крупнее 200 мм оставляют в заброс, так как его попадание на промывочные машины приводит к их поломке.

Таблица 8

Ситовый состав песков некоторых россыпей

Способ разработки	Крупность, мм					
	+64	64—16	16—4	4—1	—1	—0,25
Распределение, %						
Драга 50 л	—	60,5	8,3	11,9	10,2	9,1
» 150 »	—	50,7	17,4	11,4	11,9	8,6
» 150 »	—	31,8	11,4	7,1	24,0	25,7
» 210 »	—	1,9	4,7	3,5	8,1	81,8
» 210 »	—	63,7	10,8	6,7	8,9	9,9
» 380 »	—	69,1	12,0	4,9	11,0	3,0
» 380 »	—	10,1	12,6	13,2	15,6	48,5
Экскаваторный	2,5	23,0	29,3	9,6	4,2	31,4
»	0,9	12,4	19,2	10,5	7,4	50,6
Подземный	25,7	31,2	18,9	16,8	4,2	3,2
»	24,3	30,2	23,1	6,8	8,5	7,0
Гидравлика, шлюзовая	11,7	10,0	40,7	22,8	8,5	6,3
То же	54,1	13,3	13,5	5,6	4,7	8,8
Гидравлика элеваторная	32,9	17,8	7,8	9,8	13,7	18,0
То же	7,6	17,0	21,2	30,0	5,5	18,7

Галечный материал крупнее 16 мм, как правило, не содержит полезных ископаемых (за исключением редких самородков), он отделяется на грохотах и направляется в отвал. Материал мельче 16 мм, называемый в практике эфелями, направляется на обогащение.

Если пренебречь россыпями, в которых встречаются самородки, то в огромном большинстве полезные ископаемые содержатся в материале размером — 4 мм.

Данный материал представляет наибольший интерес. Его типовой состав представлен в табл. 9.

Таблица 9

Типовой состав материала россыпей крупностью мельче 4 мм

Крупность, мм	Выход, %	
	по отношению к общему объему песков	по отношению к общему объему траты россыпи
4—1	10	20
1—0,25	15	30
—0,25	25	50
Итого	50	100

Коэффициент разрыхления и объемный вес песков. Для учета количества обработанных песков по объему их в плотной массе

се (в целом) необходимо знать коэффициент разрыхления и объемный вес.

Коэффициент разрыхления — отношение объема разрыхленных песков к объему, который они занимали в естественном состоянии. Для россыпей коэффициент разрыхления колеблется от 1,1 до 1,7. Для крупнозернистых песков он больше, для мелкозернистых — меньше. С течением времени разрыхленный грунт уплотняется, причем коэффициент разрыхления уменьшается и называется остаточным.

Коэффициент остаточного разрыхления у песков мелкозернистых составляет 10—15% от первоначального, у песков крупнозернистых — 40—50%.

Мерзлота увеличивает коэффициент разрыхления в 1,5—2,5 раза.

Объемный вес (вес единицы объема) песков обычно выражается в тоннах при объеме в m^3 , в килограммах при объеме в литрах и в граммах при объеме в cm^3 .

Объемный вес песков в естественном состоянии (в целом) колеблется от 1,1 до 2,0 t/m^3 и изменяется в зависимости от влажности песков.

§ 5. Характеристика полезных ископаемых

Ценные минералы, содержащиеся главным образом в материале мельче 4 мм (составляя часть его), называются шлиховым комплексом, шлихами, тяжелой фракцией.

Минералогический состав шлихов весьма разнообразен и характеризуется различным количественным соотношением отдельных минералов. При обогащении песков тяжелые минералы концентрируются в продуктах обработки, называемых также шлихами. Первичный концентрат, снятый с обогатительного прибора первой стадии обработки песков, содержит обычно менее 20—30% тяжелых минералов и называется «недоведенным шлихом».

При обработке (доводке) этого шлиха на бутаре получается материал с содержанием тяжелых минералов до 50%, называемый «серым шлихом». При окончательной доводке серого шлиха на лотке, вашгерде или концентрационном столе получается материал с содержанием тяжелых минералов до 90%, называемый «черным шлихом». Название черные и серые шлихи — условное.

Цвет шлихов зависит от состава минералов; различают шлихи красные (гранатовые), желтые (цирконовые) и др.

Выход шлихов при обогащении колеблется от нескольких граммов до десятков килограммов на 1 m^3 песков.

Выход шлихов, полученный при обогащении песков, не отражает истинного содержания тяжелых минералов в россыпи. Это

объясняется тем, что извлечение тяжелых минералов при обогащении песков весьма неравномерное и зависит прежде всего от способа обработки песков.

Характеристику россыпи следует давать не по выходу шлиха, полученного при обогащении, а по содержанию в песках суммы минералов тяжелой фракции, определяя ее как можно точнее при геологоразведочных и опробовательских работах. При этом необходимо указывать процентное соотношение основных тяжелых минералов с удельным весом выше 3,5.

В табл. 10 приведены основные минералы, встречающиеся в песках россыпных месторождений.

Золото — благородный металл, в россыпях встречается различной крупности, формы и состава. Размер частиц россыпного золота колеблется в широких пределах: от самородков, достигающих иногда нескольких десятков килограммов, до мельчайших пылинков. Однако мелкое золото (кроме косовых россыпей) и самородки содержатся не во всех россыпях. Главная масса золота, добываемого из россыпей, имеет размеры от 0,1—0,2 до 1—4 мм.

Обычно россыпное золото разделяют на следующие классы: самородки крупностью более 4 мм, требующие специальных мер для избежания потерь с галей;

крупное золото (1—4 мм), улавливаемое в головной части шлюзового аппарата;

среднее золото (0,5—1 мм), также хорошо улавливаемое на шлюзах;

мелкое золото (0,25—0,5 мм), улавливаемое достаточно хорошо шлюзами при соблюдении нормальных режимов их работы;

весьма мелкое золото (0,15—0,25 мм), улавливаемое шлюзами относительно удовлетворительно при незначительных нагрузках, малой глубине потока, небольших поверхностных скоростях потока и при учащенных сполосках со шлюзов;

тонкое «плавучее» золото (мельче 0,15 мм), совершенно не улавливаемое на простых шлюзовых приборах или улавливаемое очень плохо.

В табл. 11 приведен гранулометрический состав золота, уловленного на шлюзовых приборах.

В 1935 г. на Урале были найдены самородки весом 13 кг 787 г и 3 кг 345 г. Часто самородки золота встречаются в Ленских россыпях. Самый крупный самородок на Лене был найден на прииске Радостном в 1881 г. весом 22 кг 600 г.

В Австралии было найдено два самородка, названных «Приятным незнакомцем» весом 69,7 кг и «Желанным» весом 68,98 кг.

Важнейшими физическими свойствами золота являются его ковкость и мягкость. По шкале Мооса его твердость составляет от 2,5 до 3.

Минералы, содержащиеся в пес

ках россыпных месторождений

Минералы	Химический состав ¹		Удельный вес ²	Твердость по Моосу ³	Удельная магнитная восприимчивость вещества $\chi, \text{см}^3/\text{г}^4$
	формула	содержание основного элемента или окисла, %			
Алмаз	C	100 C	3,47—3,56	10	—
Апатит	(CaF) $\text{Ca}_4(\text{PO}_4)_3$	42 P_2O_5	3,2	4,5—5,0	—
Берилл	$\text{Be}_3\text{Al}_2(\text{SiO}_3)_3$	14 BeO	2,6—2,8	7,5—8	$0,8 \cdot 10^{-6}$
Вольфрамит	$(\text{Fe} \cdot \text{Mn})\text{WO}_4$	51,3 W	7—7,5	5—5,5	$66 \cdot 10^{-6}$
Гематит	Fe_2O_3	70 Fe	5,0—5,3	5,5—6	$70 \cdot 10^{-6}$
Гранат	$(\text{Ca}, \text{Mg}, \text{Fe})_3\text{Al}_2(\text{SiO}_3)_3$	—	3,15—4,3	6,5—7,5	$60 \cdot 10^{-6}$
Гюбнерит	MnWO_4	60,7 W	7—7,5	5—5,5	$82 \cdot 10^{-6}$
Золото	Au (Ag, Cu и др.)	50—95 Au	15,6—19,3	2,5—3	—
Ильменит	FeTiO_3 или FeTiO_2	31,6 Ti	4,5—5,0	5—6	$271 \cdot 10^{-6}$
Касситерит	SnO_2	78,8 Sn	6,8—7,0	6—7	—
Кварц	SiO_2	53,3 Si	2,5—2,8	7	$-0,2 \cdot 10^{-6}$
Киноварь	HgS	86,2 Hg	8,09—8,2	2—2,5	—
Кианит	$\text{AlO}_3 \cdot \text{SiO}_2$	—	3,6—3,7	5—7	—
Колумбит	$(\text{FeMn})\text{Nb}_2\text{O}_6$	82,7 Nb	5,15—8,2	6	—
Корунд	Al_2O_3	53,2 Al	3,95—4,10	9	$-0,2 \cdot 10^{-6}$
Лимонит	$2\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$	58,8 Fe	3,6—4	5—5,5	$36 \cdot 10^{-6}$
Магнетит	$\text{Fe} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$	72,4 Fe	4,9—5,2	5,5—6	$0,03—0,1$
Молибденит	MoS_2	60 Mo	4,7—4,8	1—1,5	—
Мошанит	$(\text{Ce}, \text{La}, \text{Th}) \text{PO}_4$	3—18 Th	4,9—5,3	5—5,5	$14 \cdot 10^{-6}$
Осмистый иридий	$\text{Ir} \cdot \text{Os}(\text{Rh}, \text{Pt} \text{ и др.})$	10—70 Ir	19—21	6—7	—
Пирит	FeS_2	53,4 S	4,9—5,2	6—6,5	$1 \cdot 10^{-6}$
Платина	$\text{Pt}(\text{Ir}, \text{Fe}, \text{Os} \text{ и др.})$	75—90 Pt	15—19	4—4,5	—
Роговая обманка	$(\text{Cu}, \text{Mg}, \text{Fe}) \text{SiO}_3$	—	2,9—3,4	5—6,0	$24 \cdot 10^{-6}$
Рутил	TiO_2	60 Ti	4,2—4,3	6	$2 \cdot 10^{-6}$
Ставролит	$\text{H}_2\text{FeAl}_4\text{Si}_2\text{O}_{12}$	—	3,65—3,7	7—7,5	—
Сфен	CaTiSiO_5	40,8 Ti	3,4—3,56	5—5,5	—
Топаз	$(\text{AlF})_2\text{SiO}_4$	55 Al	3,4—3,6	8	—
Турмалин	$4\text{R}_6\text{Al}_2(\text{SiO}_4)\text{R}_6\text{Al}_2$	—	3—3,2	7—7,5	$12 \cdot 10^{-6}$
Флюорит	CaF_2	48,8 F	3,0—3,2	4	—
Хромит	$\text{FeO} \cdot \text{Cr}_2\text{O}_3$	46 Cr	4,1—4,9	6,5	—
Циркон	$\text{ZrO}_2 \cdot \text{SiO}_2$	67 Zr	4,2—4,7	7,5	$14 \cdot 10^{-6}$
Шеллит	CaWO_4	63,9 W	5,9—6,1	4,5—5	—
Эпидот	$\text{HCa}_2(\text{Al}, \text{Fe})_3\text{Si}_3\text{O}_{13}$	—	3,2—3,5	6—7	—

¹ По А. Г. Бетехтину² По Г. Джонсону³ По В. Г. Деркачу и П. А. Копычеву⁴ По Б. В. Невскому

* ОО — Обратимые отрицательно; НО — необратимые; ОП — обратимые положительно.

Относительная проводимость ¹	Разность потенциалов, В^2	Электропроводность, $\text{ом}^{-1} \cdot \text{см}^{-1}$	Диэлектрическая проницаемость ²	Обратимость ³	Коэффициент трения по резине	
					скольжения	качения
—	—	$> 10^{-12}$	16,5	—	—	—
4,18	11700	$3 \cdot 10^{-4}$	8	ОП	—	—
—	—	—	6,0—7,8	—	—	—
2,62	7832	$< 10^{-10}$	15,0	НО	0,961—1,072	0,537—0,726
2,23	6240	$3 \cdot 10^{-4}$	81,0	НО	—	—
6,45	18000	$> 10^{-12}$	5,0	НО	0,900—1,035	0,487—0,604
—	—	$< 10^{-6}$	—	—	—	—
—	—	$< 10^{-6}$	—	—	0,869—1,539	0,726—0,809
2,51	7020	$< 10^{-6}$	—	НО	0,850—0,925	0,712—0,783
—	—	10^{-9}	27,7	—	0,900—0,965	0,466—0,544
3,17	8892	10^{-4}	6,5	ОО	0,531—0,869	0,344—0,531
—	—	—	—	—	—	—
3,28	9204	—	—	НО	—	—
—	—	—	—	—	—	—
4,9	13728	$2 \cdot 10^{-10}$	16,8	НО	—	—
3,06	8580	—	—	НО	—	—
2,78	7800	$< 10^{-6}$	—	НО	0,839—0,900	0,445—0,509
2,51	7020	$< 10^{-6}$	—	НО	—	—
2,34	6552	$> 10^{-12}$	12,0	НО	—	—
—	—	—	—	—	—	—
2,78	7800	$< 10^{-6}$	—	НО	—	—
—	—	$< 10^{-6}$	—	—	1,191—1,732	—
2,51	7020	10^{-11}	8,0	ОО	—	—
2,62	7332	—	—	НО	—	—
—	—	—	—	—	—	—
—	—	—	—	—	—	—
4,45	12480	—	—	ОП	—	—
2,56	7176	—	—	ОО	—	—
1,84	5148	—	6,9	НО	—	—
2,01	5616	—	—	НО	—	—
4,18	11700	$> 10^{-12}$	17,6	ОО	0,910—0,982	0,812—0,864
3,06	8580	$> 10^{-12}$	12,0	НО	0,837—0,917	0,782—0,810
—	—	—	—	—	—	—

Таблица 11

Гранулометрический состав золота, уловленного на шлюзовых приборах

Способ разработки россыпи	Крупность, мм			
	+4	4-1	1-0,25	-0,25
	Распределение, %			
Дражный	1,1	11,5	64,8	22,6
	5,3	15,0	65,2	14,5
	4,4	21,7	63,5	10,4
	—	1,5	88,7	9,8
	23,1	35,8	38,9	2,2
Гидравлический	—	6,0	66,0	28,0
	—	39,3	56,5	4,2
	—	6,9	82,8	10,3
	—	—	6,0	94,0
	—	—	17,5	82,5
	—	33,0	64,5	2,5
	—	43,4	55,3	1,3
	8,1	63,2	25,4	3,3
	31,6	52,6	15,3	0,5
	16,5	57,0	25,4	1,1
Подземный	2,7	3,7	32,1	61,5
	5,4	30,5	56,2	7,9
	14,8	45,5	35,9	3,8
	—	—	93,6	6,4
	10,0	78,8	10,2	1,0
	49,0	45,4	5,2	0,4
	38,7	39,0	21,4	0,9

Россыпное золото почти никогда не бывает чистым.

В состав золота входит серебро, медь, железо и другие элементы. Состав золота определяет и его пробу. Чем дальше переносится золото от источника образования, тем выше его проба. Самородки имеют более высокую пробу, чем мелкое золото. В разных районах проба золота различна (табл. 12). Удельный вес золота колеблется в широких пределах и зависит от пробы золота (табл. 13).

Золото в россыпях содержится в свободном состоянии и лишь иногда оно обнаруживается в сростках с кварцем, пиритом, в редких случаях — с самородной платиной, осмистым иридием и топазом.

Спутниками золота являются магнетит, ильменит, хромит, гематит, киноварь, циркон, гранат, рутил, монацит, кварц, а на уральских россыпях — драгоценные и полудрагоценные минералы.

Платина — благородный металл, встречается в природе в виде твердого сплава с платиноидами (палладием, родием, рутением, осмием, иридием), а также с железом, никелем и другими элементами.

Таблица 12

Пробы золота [110]

Район	Проба золота
Марийская тайга	730—937
Ленская система	810—930
Урал	910—925
Дальний Восток	550—940
Якутия	940—950

Таблица 13

Удельный вес золота [61]

Проба золота	1000	950	900	850	800	750	700	650	600	550	500
Удельный вес	19,3	18,5	17,8	17,1	16,5	15,9	15,3	14,8	14,3	13,9	13,4

Платина встречается в россыпях такой же крупности, как и золото. Обычный размер зерен платины 0,1—2 мм. Самородки больших размеров встречаются редко. Самые большие самородки были найдены на Урале в Тагильском горном округе весом 9 кг 828 г, 4 кг 323 г, 1 кг 706 г.

Платина содержится в россыпях в виде окатанных и пластинчатых зерен.

В основном платина представлена в россыпях следующими разновидностями [67]:

- слабомагнитная платина (поликсен), с содержанием 85—92% платиноидов и 6—10% железа. Удельный вес 16,5—19,0;
- магнитная ферроплатина, с содержанием 78—80% платиноидов и 16—21% железа. Удельный вес 12—15;
- осмистый иридий (невьянскит), в виде блестящих шестиугольных пластинок. Удельный вес 19,0—21,0;
- иридий осмий (сысертскит), в виде серых и темно-серых зерен. Удельный вес 21,1—22,5.

В россыпях встречается медистая, родистая, иридийная и палладистая платина.

Спутниками платины являются хромит, магнетит, ильменит, кварц и другие тяжелые минералы.

Касситерит, или оловянный камень, содержится во многих россыпях как в виде основного минерала, так и в виде сопутствующего. В россыпях наблюдается в виде призматических зерен различной крупности с квадратной призмой, заканчивающейся квадратной бипирамидой, иногда неправильной формы. Блеск алмазный или металлоидный. Окрашен в различные оттенки от бурого цвета до смоляно-черного, реже гниацинтово-красного, вишнево-желтого и серого цветов и даже бесцветный.

Темноокрашенный касситерит нередко содержит примеси железа и тантала.

Значительное место в добыче касситерита занимают россыпи, находящиеся вблизи коренных месторождений.

Вольфрамовые минералы. Основными вольфрамовыми минералами являются вольфрамит и шеелит.

Вольфрамит содержит вольфрама до 52%, встречается в россыпях, находящихся вблизи коренных месторождений. В аллювиальных россыпях обнаруживается редко, в виде мелких окатанных зерен. Блеск полуметаллический, на плоскостях спайности зеркальный, цвет бурый или коричнево-черный.

Шеелит содержит вольфрама до 64%, имеет белый, серый, желтоватый, зеленый цвет. Блеск жирный, шелковистый до алмазного.

Шеелит — минерал неустойчивый, и его наличие в россыпях является указанием на близость коренных месторождений.

Циркониевые минералы. Согласно данным В. И. Вернадского, цирконий является по распространенности в земной коре двадцать первым элементом. Насчитывается несколько различных минералов, в состав которых входит цирконий, но основными минералами являются циркон (кремнекислый цирконий) и бадделит (природная двуокись циркония).

Циркон содержит двуокиси циркония свыше 40%. В россыпях находится в виде прозрачных призматических, иногда игольчатых кристаллов золотисто-желтого или розового цвета, чаще бесцветный или кремовый, реже — зеленоватый, буроватый, красно-бурый и сиреневый. Светлоокрашенные зерна циркона немагнитны. Некоторые зерна циркона содержат черные точечные включения и при магнитной сепарации выделяются вместе с ильменитом.

В цирконе в тех или иных количествах всегда присутствует гафний, содержание которого достигает 4%, а в некоторых разновидностях, например в минерале альвите (Норвегия), даже 16%.

Циркон имеет различную крупность, встречается в виде небольших самородков и в сростках с жильной породой. В различных количествах наблюдается во всех россыпях, но наибольшие его концентрации характерны для морских россыпей.

Титановые минералы. Согласно данным В. И. Вернадского, титан по распространенности в земной коре является десятым элементом. Известно более 70 титановых минералов, но промышленное значение имеют рутил, ильменит и титаномagnetит.

Рутил содержит двуокиси титана свыше 60%. В россыпях рутил встречается в виде вытянутых или удлиненных яйцевидных зерен, а также в виде обломков окатанной формы. Цвет желтый, коричневый до буровато-красного и черного, блеск алмазный до металлического. Рутил содержит иногда примеси нио-

бия и тантала и практически немагнитен; темноокрашенные разновидности рутила слабомагнитны.

Ильменит содержит двуокиси титана свыше 30%. В россыпях наблюдается в виде неправильных округлых зерен с металлическим блеском. Цвет железно-черный или стально-серый. На электромагните ильменит выделяется в сильномагнитную фракцию. При прокаливании с сажей сильно повышает магнитные свойства, причем теряет свой блеск, делается матовым и хорошо отделяется магнитной скобой (подковообразный магнит).

Ильменит является довольно устойчивым минералом, но в результате процессов окисления он нередко лейкоксенизируется.

Как показывают работы Э. М. Бонштедт-Куплетской, М. Г. Дядченко и других, лейкоксен является смесью рутила и гематита. Превращение ильменита в лейкоксен сопровождается окислением и гидратацией железа с выносом трехвалентного железа, а следовательно, обогащением титаном. Магнитные свойства измененного ильменита тем сильнее, чем в меньшей степени изменен минерал.

Интенсивно лейкоксенизированный ильменит практически слабомагнитен.

С увеличением степени лейкоксенизации уменьшается удельный вес минерала и изменяется цвет на коричневый, темно-бурый и светло-коричневый до светло-желтого. Наиболее интенсивно ильменит лейкоксенизируется в морских россыпях.

Титаномagnetит, или, точнее, ильменомagnetит, представляет собой так называемые решетчатые структуры распада magnetита с ильменитом и нередко со шпинелью. Ильменит большей частью образует тонкие пластинки, располагающиеся параллельно октаэдрическим граням magnetита, а шпинель — пластинчатые дисковидные или неправильной формы выделения, располагающиеся параллельно граням куба magnetита.

Содержание ильменита и шпинели в magnetите непостоянно. Шпинель обычно играет подчиненную роль по сравнению с ильменитом, и ее содержание не превышает 2—5%. Содержание ильменита иногда достигает 18—20%.

Титаномagnetит содержит двуокиси титана до 25% и встречается в виде неправильных округлых зерен черного цвета.

Магнитные свойства титаномagnetита почти аналогичны магнитным свойствам magnetита. В зоне пипергенеза титаномagnetит подвергается окислению, магнитные свойства его резко уменьшаются и при электромагнитной сепарации он часто концентрируется в ильменитовой фракции, при этом снижается качество последней.

Сфен (титан) широко распространен в россыпях, но в заметных количествах наблюдается редко. Содержание двуокиси титана составляет 40%. Цвет сфена от желтого до черного. Удельный вес 3,4—3,56. Блеск стеклянный, алмазный и жирный в

изломе. Излом неяснораковинистый до неровного. Цвет желтовато-бурый, серый, зеленоватый, темно-коричневый. В россыпях присутствует в виде слабоокатанных неправильных обломков, нередко сохраняет характерную кристаллографическую форму в виде призматических кристаллов или бипирамид.

Сфен практически немагнитен. Некоторые зерна сфена имеют черные точечные включения, которые, по-видимому, принадлежат ильмениту. Зерна такого сфена при электромагнитной сепарации выделяются в ильменитовую фракцию.

Титановые минералы имеют различную крупность, встречаются в сростках с жильной породой и магнетитом.

Из всех титановых минералов наибольшее распространение имеет ильменит. Он присутствует в виде спутника во всех россыпях, содержащих благородные металлы и ценные минералы. Имеются и ильменитовые россыпи.

Рутил присутствует в виде спутника во всех россыпях. Имеются и рутиловые месторождения. Самые высокие содержания ильменита и рутила установлены в морских россыпях.

Частыми спутниками титановых минералов в россыпях являются циркон, тантал-ниобаты, редкоземельные и другие минералы.

Титановые россыпи в большинстве случаев считаются комплексами месторождениями.

Алмаз является самым твердым из всех минералов. Твердость алмазов, их износостойкость и способность противостоять действию многих химических кислот обусловили широкое применение в металлообрабатывающей, камнерезной, абразивной и других отраслях промышленности, а также при бурении твердых пород. Прозрачные разновидности алмаза являются драгоценными камнями.

По химическому составу алмазы представляют собой чистый углерод кристаллического строения, иногда с незначительными примесями магния, кальция, фтора и других элементов, придающих алмазам различную окраску.

Различают два основных сорта алмазов: ювелирные и технические. К ювелирным относятся камни однотонной окраски, прозрачные, без трещин и включений.

Технические алмазы обычно подразделяются на следующие сорта: борт, баллас, карбонадо и конго.

Борт — темноокрашенные и недостаточно прозрачные, а также неправильные кристаллы с включениями и механическими повреждениями.

Баллас — светлоокрашенные шаровидной формы кристаллические агрегаты с корковым строением, с мелкозернистой наружной оболочкой, более твердой, чем ядро.

Карбонадо — тонкозернистые кристаллические агрегаты бу-

ровато-черного цвета. Отличаются повышенной твердостью и отсутствием спайности.

Конго — алмазная мелочь — наиболее низкосортные алмазы, используемые как абразивный материал.

Ценность алмаза определяется качеством кристалла и его весом.

Чистый алмаз не проводит электричество, но все борты являются хорошими проводниками. Удельный вес алмазов 3,47—3,56. Алмазы немагнитны, но они обладают способностью люминесцировать в катодных и рентгеновских лучах, давая отчетливое свечение голубовато-зеленоватого, зеленовато-желтого и реже желтого и красного цветов.

Кислоты и щелочи на алмазы не действуют.

При быстром накаливании в струе кислорода алмаз сгорает, при продолжительном сильном накаливании, без доступа воздуха, переходит в графит.

Алмазы бывают самой различной величины — от сотых долей карата до десятков и сотен каратов (один метрический карат равен 200 мг).

Характерной чертой алмазов, содержащихся в россыпях, является преобладание среди них весьма мелких кристалликов и их обломков, часто более половины алмазов имеют вес меньше 10 мг, от 70 до 90 % алмазов имеют вес до 20 мг. Крупные алмазы (весом более 100 мг) встречаются во многих россыпях, но в незначительном количестве.

Самый крупный уникальный алмаз «Куллинан» весом 3025,75 карата был найден в Южно-Африканском Союзе на руднике «Премьер» в 1905 г. Его размеры $10 \times 6,5 \times 5$ см. К числу крупных относятся также алмазы «Экцельсиор» весом 995,5 карата (Южная Африка), «Президент Варгос» — 726,6 карата (Бразилия), «Джонкер» — 726 каратов, «Юбилейный» — 650,8 карата (Южно-Африканский Союз), «Орлов» — 194,75 карата, «Коннур» — 186,1 карата (Индия), «Либератор» — 155 каратов (Венесуэла), «Регент» — 136,9 карата (Индия), «Флорентинец» — 133,2 карата, «Звезда Юга» — 125,5 карата (Бразилия).

По форме алмазы в россыпях представляют собой кристаллы октаэдрического, ромбододекаэдрического или переходного (от октаэдра к ромбододекаэдру) габитусов. Исключительно редко среди алмазов попадаются кристаллы кубического габитуса. Среди наиболее мелких алмазов, наряду с бесформенными осколками, встречаются идеально образованные миниатюрные кристаллики. Двойники и сростки алмазов встречаются хотя и в небольших количествах, но повсеместно и особой редкости не составляют.

Монацит является сырьем для получения тория и церия; его удельный вес 4,9—5,3.

Монацит в россыпях встречается в виде неправильных оскол-

ков, угловатых и мелких окатанных зерен яйцевидной формы. Излом раковистый до неровного. Блеск приближается к смолисто-му, цвет бурый, желтовато-бурый, желтый, красновато-бурый, от просвечивающего до непрозрачного.

Монацит слабомагнитен и на сильных электромагнитах всегда тянется самым последним, но некоторые его разновидности идут в магнитную фракцию.

Монацит в осколках и неправильных зернах легко спутать со сфеном, ксенотимом, ставролитом, желтым цирконом и даже с темно-бурым гранатом. Отличительными признаками монацита являются: кристаллографическая форма, жирный блеск, желтоватые и красно-бурые тона, слабомагнитные свойства. Химически монацит проверяется на присутствие фосфора.

Колумбит-танталит имеет большое промышленное значение и служит сырьем для получения тантала и ниобия.

Содержание пятиоксида тантала достигает 86%, а пятиоксида ниобия 83%.

Колумбит-танталит встречается в россыпях в виде зерен и галек серого или блестящего черного цвета. Блеск полуметаллический, часто очень блестящий, полусмолистый, непрозрачный, иногда просвечивает по краям.

Магнитные свойства колумбита-танталита выражены менее сильно, чем у ильменита. При прокаливании магнитные свойства возрастают незначительно. В кислотах практически нерастворимы.

В россыпных месторождениях имеются и другие минералы в виде спутников, представляющие промышленный интерес при комплексной эксплуатации, а именно: киноварь — руда на ртуть, анатаз — руда на титан, гранат и ставролит — абразивные материалы; ксенотим содержит редкие земли, а также другие ценные минералы.

Мезо-кайнозойские россыпные месторождения, особенно морские титано-циркониевые россыпи, содержат sillimanит, дистен и каолинит и могут служить важным источником сырья для алюминиевой промышленности.

Силлиманит и дистен содержатся в россыпях в виде несколько удлиненных таблитчатых или призматических зерен, в различной степени окатанных. Цвет минералов различный: сероватый, белый, голубоватый, нередко и бесцветные зерна.

§ 6. Магнитные и электрические свойства минералов

Магнитные свойства минералов характеризуются их магнитной восприимчивостью и магнитной проницаемостью.

Магнитная восприимчивость минералов является физическим свойством, определяющим их поведение в постоянном магнитном поле сепаратора.

По величине удельной магнитной восприимчивости все минералы разделяют на три группы [15]:

1. Сильномагнитные или ферромагнитные минералы, обладающие удельной магнитной восприимчивостью, большей $3 \cdot 10^{-3} \text{ см}^3/\text{г}$, например магнетит, титаномагнетит, пирротин.

Минералы этой группы легко извлекаются на магнитных сепараторах со слабым полем напряженностью до 1500 э.

2. Слабомагнитные или парамагнитные минералы, обладающие удельной магнитной восприимчивостью в пределах от $6 \cdot 10^{-4}$ до $15 \cdot 10^{-6} \text{ см}^3/\text{г}$, например ильменит, вольфрамит, гематит, гранат, монацит и др.

Минералы этой группы извлекаются на магнитных сепараторах с сильным полем напряженностью от 4000 до 17 000 э.

3. Немагнитные минералы, обладающие удельной магнитной восприимчивостью, меньшей $15 \cdot 10^{-6} \text{ см}^3/\text{г}$, например кварц, полевой шпат и другие минералы, не содержащие железа.

Минералы данной группы не извлекаются методом магнитного обогащения.

По способности проводить электрический ток выделяют три группы минералов: непроводники, проводники и полупроводники [68].

Обычно считают, что минералы, обладающие удельным сопротивлением более 10^{12} ом , ведут себя как диэлектрики, с меньшим сопротивлением — как проводники.

Удельное сопротивление зависит от структуры минералов, гигроскопичности, температуры и других факторов. Одни и те же минералы могут иметь неодинаковые удельные сопротивления. Даже незначительные примеси других веществ значительно изменяют удельное сопротивление минералов.

Слабомагнитные или парамагнитные минералы, имеющие крупность зерен более 0,1 (0,074) мм, и все немагнитные минералы разделяются на электрических сепараторах.

Методом электросепарации в проводниковую фракцию выделяют касситерит, тантал-колумбит, ильменит, рутил, вольфрамит и другие, в непроводниковую — шеелит, циркон, гранат, алмазы, ксенотим и другие минералы, обладающие высоким сопротивлением.

§ 7. Классификация россыпных месторождений по характеру и крупности полезных ископаемых

Благородные металлы и ценные шлиховые минералы, содержащиеся в песках россыпных месторождений, могут быть разделены на шесть групп (табл. 14).

Золото и платина крупностью зерен +0,25 мм относительно хорошо извлекаются на шлюзовых приборах. Для улавливания зерен золота и платины крупностью — 0,25 мм требуется приме-

нение отсадки, центробежной концентрации или концентрации на столах.

Таблица 14

Классификация благородных металлов и ценных шлиховых минералов по их крупности

Показатели	Крупность, мм
Самородки	+4
Крупный	4—1
Средний	1—0,5
Мелкий	0,5—0,25
Весьма мелкий	0,25—0,15
Тонкий (плавучий)	—0,15

Для получения первичного коллективного концентрата ценных шлиховых минералов с удельным весом 3,5—8 любой крупности необходимо применять более совершенные обогатительные приборы, чем шлюзы, а для получения селективных концентратов — магнитную или электрическую сепарацию.

Исходя из крупности благородных металлов и ценных шлиховых минералов, россыпные месторождения можно подразделить на семь типов (табл. 15 и 16).

Таблица 15

Классификация россыпей по крупности в них благородных металлов

Тип россыпи	Основной класс благородных металлов	Крупность благородных металлов, мм			
		+1	1—0,25	—0,25	Итого
		Распределение, %			
А	Весьма мелкий	5	40	55	100
Б	Мелкий	10	60	30	100
В	Средний	20	60	20	100
Г	Крупный	40	50	10	100

Таблица 16

Классификация россыпей по крупности ценных шлиховых минералов с удельным весом 3,5—8

Тип россыпи	Основной класс минералов	Крупность минералов, мм		
		+1	1—0,25	—0,25
		Распределение, %		
Д	Мелкий	—	70—75	30—25
Е	Средний	—	80—82	20—18
Ж	Крупный	4—2	88—86	10—12

Россыпные месторождения благородных металлов, отнесенные к типам А и Б, а также ценных шлиховых минералов, отнесенные к типам Д, Е, Ж, требуют при технологических исследованиях более совершенной и развернутой методики, а при эксплуатации — более современных и сложных технологических схем обогащения с многооперационной обработкой материалов.

ОСНОВНЫЕ СПОСОБЫ ДОБЫЧИ И ОБОГАЩЕНИЯ ПЕСКОВ РОССЫПНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

§ 8. Способы добычи песков

Основными способами разработки россыпных месторождений являются открытый (дражный, гидравлический, экскаваторо-скреперный) и подземный.

При любом способе различают отдельные более или менее самостоятельные операции:

1. Разрушение и добыча песков в забое;
2. Транспортирование песков на обогатительные установки;
3. Обогащение песков;
4. Транспортирование отходов (хвостов) в отвал.

Все эти операции при разработке россыпей неразрывно связаны между собой.

Дражный способ

Драга — это современный горный комбайн, сочетающий в себе механизмы для добычи песков, их транспортирования, обогащения, а также подачи отходов (хвостов) в отвалы. Все механизмы смонтированы на судне, называемом понтоном, плавающем в специально устроенном водоеме или в естественном водном бассейне и даже реке и море.

Сущность работы драги (рис. 1) сводится к следующему. При помощи черпающего устройства драга добывает пески из-под воды и бесконечной черпаковой цепью 1 подает их в завалочный люк 2, откуда они по лотку 3 поступают в барабанный грохот (дражную бочку) 4, где происходит дезинтеграция песков и их классификация.

Надрешетный продукт (галя) по лотку 5 поступает на главный конвейер 6 и далее направляется за корму драги в галечный отвал. Подрешетный продукт (эфеля) поступает на обогатительные устройства (поперечные шлюзы 7 и основные отсадочные

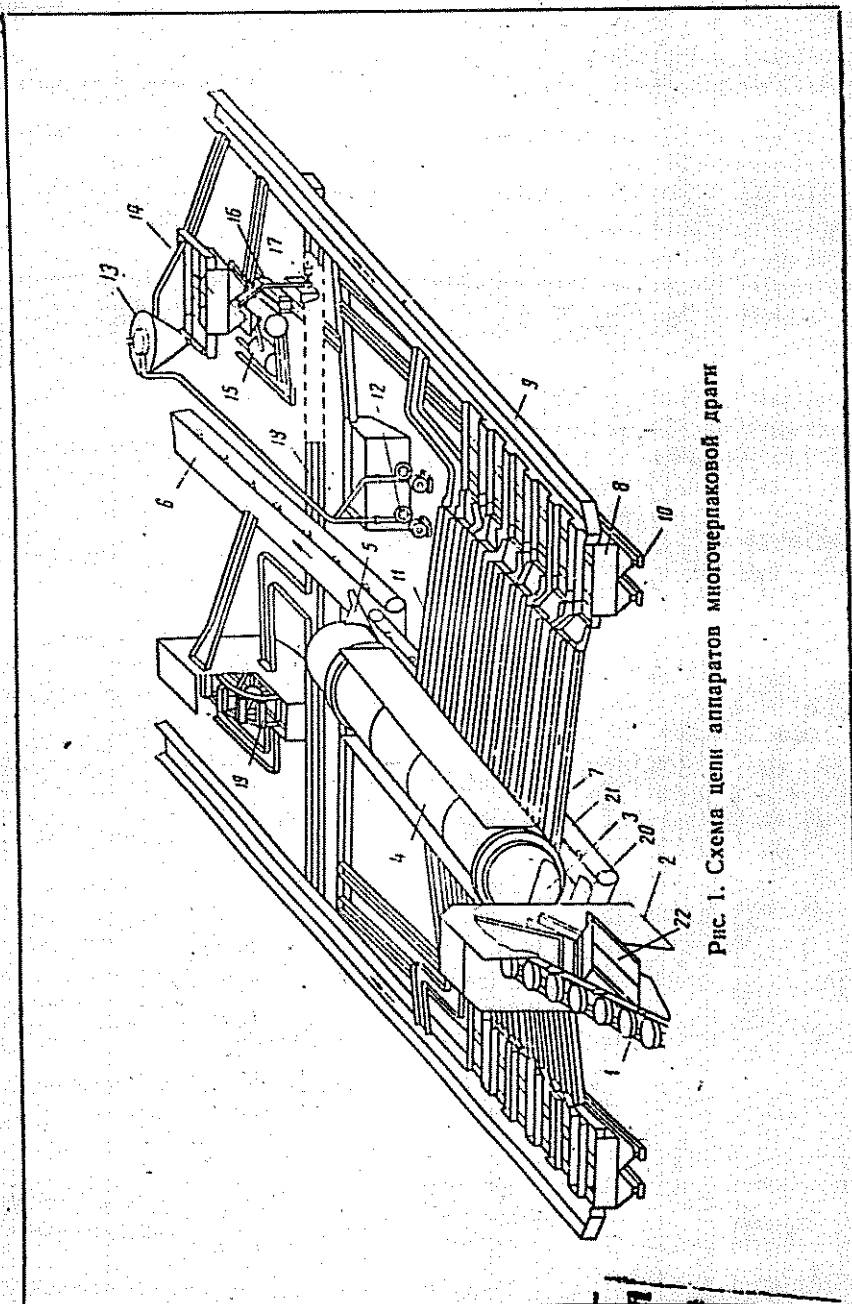


Рис. 1. Схема цепи аппаратов многоотрапаковой драги

машины 8), на которых и происходит улавливание полезных ископаемых в первичный концентрат. Хвосты с отсадочных машин 8 по желобам 9 направляются за корму драги в отвал.

Первичный гравитационный концентрат по желобу 10 транспортируется в приемный бункер пескового насоса 12, которым перекачивается в отстойный конус 13, и далее самотеком поступает на пересчетную отсадочную машину 14, хвосты которой по желобу 9 направляются в отвал. Концентрат пересчетной отсадочной машины 14 поступает в очистную отсадочную машину 16, а порода последней поступает в приемный бункер пескового насоса 12 и далее на пересчетную отсадочную машину 14. Подрешетный концентрат очистной отсадочной машины 16 песковым насосом 17 перекачивается в амальгамационные бочки 15. Последний поперечный шлюз 11 служит для улавливания самородков крупностью 30—16 мм.

В случае подэфеливания кормы драги хвостами (эфелями) обогатительных приборов часть эфелей по желобу 18 подается в колесо 19, с которого обезвоженный материал поступает на главный конвейер 6 и далее в галечный отвал.

При разгрузке часть песков (до 8%) не попадает в лоток завалочного люка 2, а поступает на подчерпаковый уловитель 22, где и происходит их обогащение.

При наличии в россыпи торфа, последний черпаковой цепью 1 подается не в барабанный грохот 4, а по лотку 20 направляется на подблочный конвейер пустой породы 21, который передает его на главный конвейер 6 и далее в галечный отвал.

На драге получают готовую продукцию в виде золота и платины или в виде коллективного концентрата (касситеритового, ильменитового и др.), направляемого на береговую доводочную фабрику. При работе драга совершает боковые перемещения вдоль забоя.

Мощность драги, или ее производительность, определяется емкостью черпака. По емкости черпака драги подразделяются на драги большой, средней и малой мощности. Драги с емкостью черпака выше 250 л считаются драгами большой мощности, от 250 до 150 л — средней мощности, от 150 до 100 л — малой мощности и драги с емкостью черпака менее 100 л — малолитражными.

По глубине черпания (расстояние от поверхности воды в разрезе до плотика) драги подразделяются на драги глубокого черпания — свыше 20 м, среднего черпания — от 20 до 6 м и неглубокого черпания — меньше 6 м (табл. 17).

В последнее время в США, Австралии и в Малайе получили применение драги с емкостью черпака 500 л и глубиной черпания 40 м и даже более.

Сочетание в одной машине всех технологических операций привело к созданию неразрывного процесса, осуществляемого

Таблица 17

Типы драг по мощности (емкости черпака) и глубине драгирования

Наименование драг по мощности	Емкость черпака, л	Глубина драгирования, м	Черпаковая цепь	Число черпаков, опоражающих шнек в мин	Энергия	Маневрирование	Понтон
Малолитражные	50	От 3,5 до 5	Прерывистая	От 20 до 25	Паровая или электрическая	Канатное	Деревянный или металлический
Малой мощности	100	От 5 до 8	То же	От 20 до 25	То же	То же	То же
Средней мощности	150	От 8 до 10	Сплошная	От 20 до 25	»	Канатно-свайное	»
Средней мощности	210	От 10 до 12	То же	От 20 до 22	Электрическая	То же	Металлический
Большой мощности	380	От 12 до 30	»	От 18 до 22	То же	»	То же

на драге при помощи последовательно поставленных аппаратов. При этом значительно сокращается число обслуживающего персонала (в смену занято основных рабочих 5—6 чел.) и устраняется ряд промежуточных работ, неизбежных при других способах. Дражные работы отличаются большей производительностью труда по сравнению со всеми другими способами работ.

Драги позволяют разрабатывать россыпи с небольшим содержанием полезных ископаемых, требуют незначительного расхода энергии при минимальной стоимости добычи и обработки 1 м³ песков.

В настоящее время мощные драги разрабатывают глубокие россыпи, которые раньше эксплуатировались только подземным способом.

Для применения драг необходимы соответствующие горно-геологические условия и достаточное количество воды; так, приток свежей воды в разрез минимально должен быть для драг малой мощности 20 л/сек, для драг средней мощности — 100—200 л/сек [85, 119].

Гидравлический способ

Сущность гидравлического способа, точнее гидромеханического, заключается в том, что вода под определенным напором подводится к разрабатываемому участку по специальному тру-

бопроводу. В конце трубопровода устанавливается гидромонитор.

Вода гидромонитором направляется в забой, где разрушает и размывает породы. Для более эффективного разрушения пород при помощи специальной насадки струе воды придается компактная цилиндрическая форма, обеспечивающая ей наибольшую плотность.

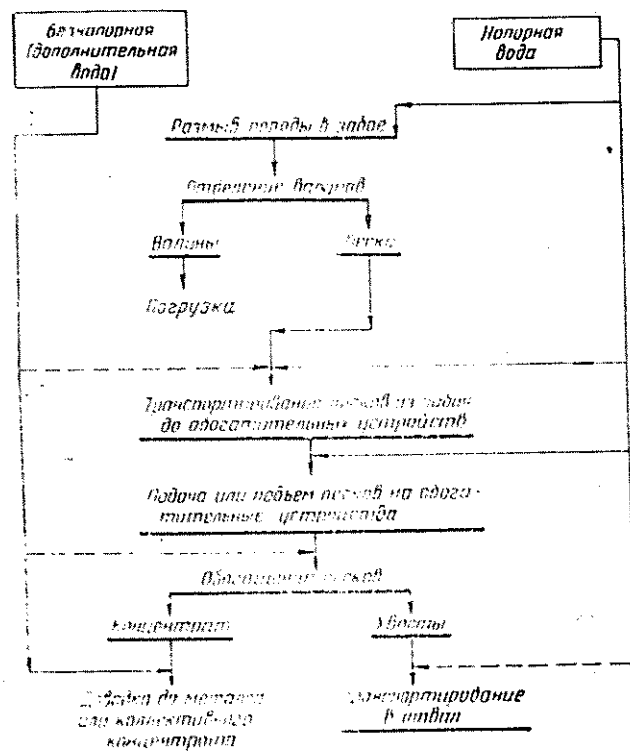


Рис. 2. Качественная схема при гидромеханическом способе разработки россыпей

Порода, разрушенная в забое водой и превращенная в пульпу, стекает непосредственно на место укладки или поступает по лоткам и трубах, по которым транспортируется до обогатительных установок. На обогатительные устройства пульпа поступает самотеком или же поднимается водой.

На обогатительных устройствах происходит улавливание полезных ископаемых, а шлам и галль сносятся потоком воды и размещаются в отвалах. В некоторых случаях к обогатительным устройствам подводится дополнительная (безнапорная) вода (рис. 2).

Для выполнения всех операций при гидромеханизации необходимо придавать потоку воды различные скорости.

Для разрушения и размыва пород в забое скорость течения воды должна быть 15—90 м/сек, для транспортирования размываемых пород 1,5—7 м/сек (в зависимости от крупности частиц и консистенции пульпы); для обеспечения осаждения породы и ее укладки скорость не превышает 0,01—0,3 м/сек.

При гидромеханизации исключаются промежуточные операции (погрузка и разгрузка и т. п.), неизбежные при других способах разработки. Вследствие этого гидравлический способ позволяет иметь повышенную производительность на 1 рабочего, занятого в разрезе, достигающую 75—100 м³ в смену.

Для применения гидромеханизации необходимы соответствующие горногеологические условия и наличие водоисточника. Так, для гидромеханической установки с естественным напором требуется расход воды минимум 200—300 л/сек; для установки с искусственным напором минимальный расход воды составляет: при прямоточном водоснабжении 500—600 л/сек, при оборотном водоснабжении 20—25 л/сек.

Экскаваторно-скреперный способ

За последние годы в практике эксплуатации россыпей нашли широкое применение экскаваторный и скреперный способы разработки.

Сущность экскаваторного способа разработки заключается в том, что добытые породы экскаватором (механической лопатой) грузят в откаточные сосуды, доставляющие торфа в отвал, а пески на обогатительные установки машины. Откатка пород совершается автотракторным транспортом, ленточными конвейерами, канатными дорожками и железнодорожным транспортом. При скреперном способе разработки пески добываются тракторным скрепером и им же транспортируются на обогатительную установку.

Обогащение песков производится: при экскаваторном способе на плавучих (рис. 3) и сухопутных (рис. 4) мойках или на стационарных обогатительных установках; при скреперном способе на сухопутных мойках или стационарных обогатительных установках. Хвосты обогатительных установок транспортируются в отвал самотеком по желобам, вагонетками, скреперами, ленточными конвейерами или другим видом транспорта.

При разработке россыпей применяют в основном одноковшовые экскаваторы с ковшом емкостью 0,25—3,0 м³ и тракторные скреперы в ковшом емкостью 6—10 м³ и мощностью двигателя 50—80 л. с. При благоприятных горногеологических условиях применяют многоковшовые экскаваторы, имеющие ковшы емкостью 15—1500 л, с глубиной черпания 10—40 м.

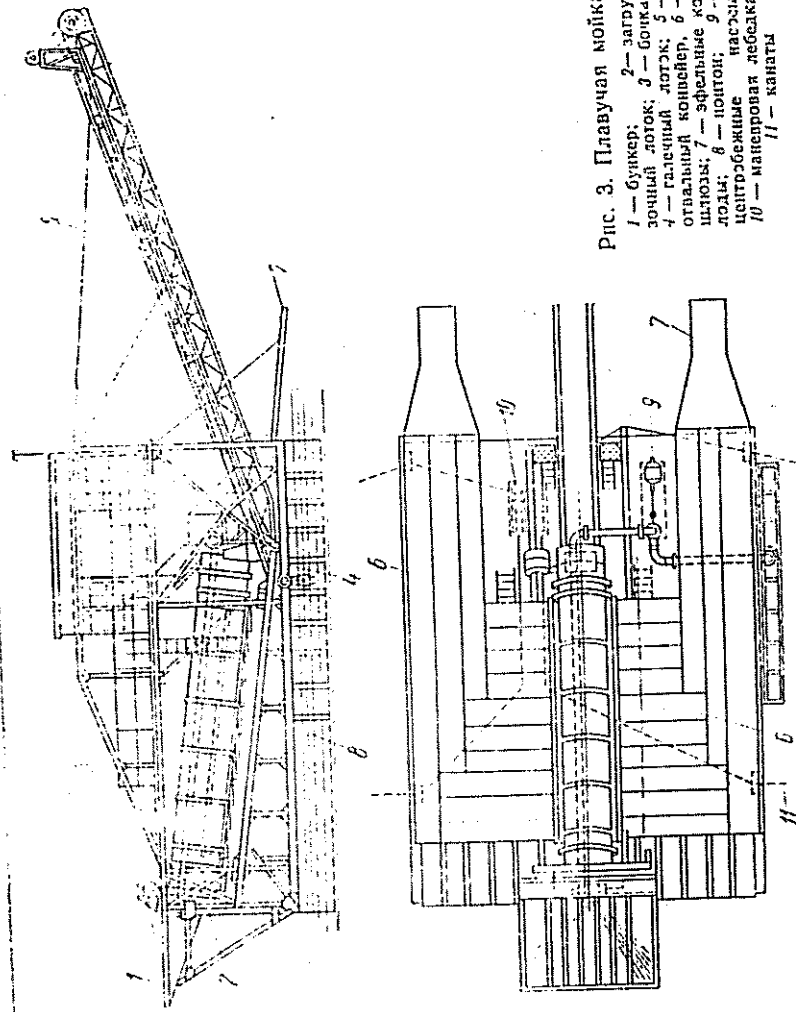


Рис. 3. Плавающая мойка:
1 — бункер;
2 — загрузочный лоток;
3 — бочка;
4 — галечный лоток;
5 — отвальный конвейер;
6 — шлюз;
7 — эфеляные краны;
8 — погон;
9 — центробежные насосы;
10 — маневровая лебедка;
11 — канаты

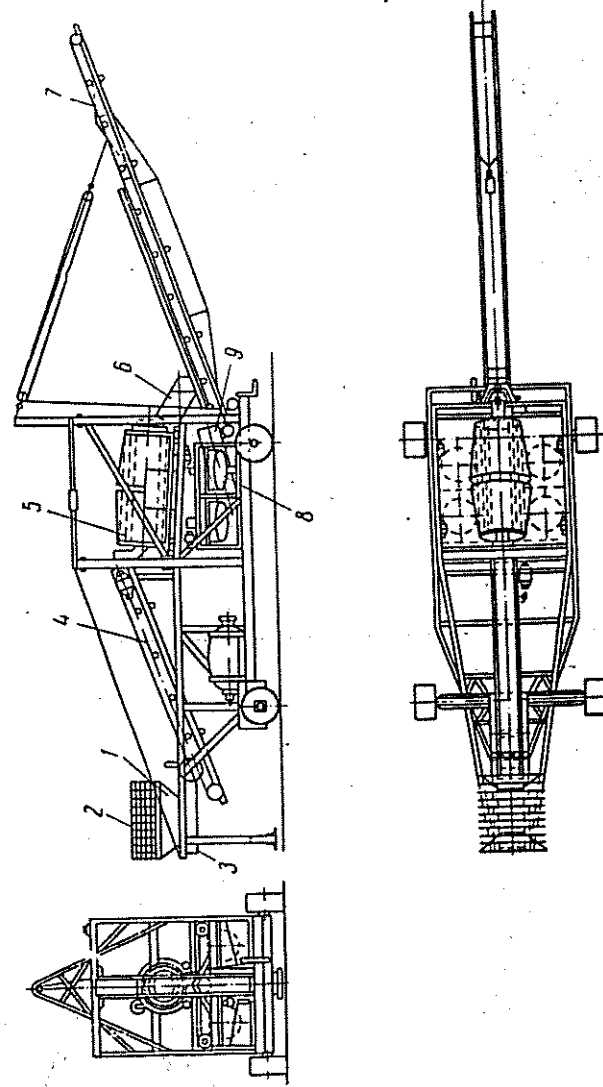


Рис. 4. Сухопутная передвижная мойка:

1 — бункер; 2 — колосниковый грохот; 3 — питатель; 4 — конвейер;
5 — бочка; 6 — галечный лоток; 7 — отвальный конвейер; 8 — центробежная чаша; 9 — обезжелезняющий аппарат

На маловодных или сухих россыпях с крепкими породами применяют универсальные экскаваторы.

В данном случае откатка песков и торфа производится авто-тракторным транспортом.

Достоинствами экскаваторного способа является наиболее полное извлечение песков и тщательная зачистка плотика. Одновременно при этом варианте имеется возможность разрабатывать россыпи, содержащие полезные ископаемые, трудно выделяемые из песков.

Этот способ весьма эффективен при недостатке воды, так как позволяет работать на оборотной воде. Недостатком его является необходимость четкой увязки общей работы всех механизмов, усложняющей ведение горных работ.

При обводненных россыпях с достаточным притоком воды и рыхлыми породами применяют канатные экскаваторы (драглайны) с плавучими или сухопутными передвижными мойками. При притоке воды не менее 10—15 л/сек обогатительное оборудование монтируется на понтоне, плавающем в искусственном водоеме; при ограниченном притоке воды обогатительное оборудование монтируется на платформе, передвигаемой по мере ухода экскаватора самим экскаватором, или трактором, или специальной лебедкой. При этом варианте канатный экскаватор сваливает торф в выработанное пространство. Пески экскаватором подаются в бункер мойки. Галы и хвосты размещаются позади мойки на место, освобождающееся при ее передвижке. В этом случае отсутствие транспортных работ существенно упрощает ведение горных работ и удешевляет стоимость добычи полезного ископаемого.

При применении плавучей мойки значительно осложняется зачистка плотика. Наиболее благоприятным является ровный плотик, допускающий задиру экскаватором. Западания в плотике, в сочетании с повышенной его крепостью, увеличивают потери полезных ископаемых и иногда исключают применение кабельного экскаватора с плавучей мойкой.

При применении сухопутной мойки имеется возможность наиболее полного извлечения песков даже при сложном и плотном плотике, так как в данном случае вместо экскаватора можно применять универсальные экскаваторы с отбойкой наиболее плотных прослоек взрывчатыми веществами.

При тракторно-скреперной разработке россыпи скрепер снимает слой торфа и отвозит его на борт россыпи, добывает пески и доставляет их на обогатительные устройства, установленные на борту разреза так, что хвосты самотекотом направляются в отвал. В данном случае горные работы упрощены, но этот способ считается выгодным при небольшой мощности отложений и относительно легкоэкскавируемых породах.

Важным положительным качеством скреперной разработки является исключительная подвижность оборудования, допускающая быстрые переброски с участка на участок.

В соответствующих горногеологических условиях, в зависимости от организации работ, производительность установок в сутки составляет: при экскаваторных работах с применением стационарных фабрик 500—1500 м³, с применением плавучих моек 1200—2000 м³, с применением сухопутных моек 800—1000 м³ в сутки; при скреперных работах 200—800 м³.

Подземный способ разработки

Подземную разработку целесообразно применять при глубоком залегании песков в узких долинах, где трудно разместить отвалы при открытой разработке. Применение дражных работ на этих участках при больших капиталовложениях на строительно-монтажные работы экономически нецелесообразно.

Подземную разработку следует применять также на россыпных месторождениях при сложном рельефе плотика, когда применение гидравлического или дражного способов разработки связано с большими трудностями по зачистке плотика. При выборе способа разработки следует учитывать, что содержание полезных ископаемых при разработке подземным способом должно быть выше, чем при других способах, так как здесь большие средства затрачиваются на водоотлив, вентиляцию, оттайку устойчивой мерзлоты, доставку и подъем песков и на поддержание выработок. При этом обогащение песков производится на стационарных обогатительных установках, смонтированных вблизи шахт.

§ 9. Обогащение песков россыпных месторождений

Целью механической обработки песков является получение шлихового золота и платины или концентратов других полезных минералов, пригодных для дальнейшего металлургического переработки.

В практике обогащения песков россыпных месторождений применяется:

1) рудоразборка, основанная на использовании разницы в цвете и блеске минералов, наиболее часто имеет место при выделении алмазов, благородных металлов, драгоценных камней и др. (осуществляется на рудоразборных листах, столах и конвейерах);

2) обогащение по крупности (классификация на плоских и барабанных грохотах);

3) обогащение по трению, основанное на использовании разницы в коэффициентах трения, качения и скольжения полезных

ископаемых и пустой породы (обогащение на винтовых сепараторах);

4) гравитационное обогащение (осуществляется на отсадочных машинах, концентрационных столах, шлюзах и аппаратах для обогащения в тяжелых средах);

5) магнитное обогащение, применяемое при разделении коллективных концентратов на селективные (осуществляется на электромагнитных сепараторах);

6) электрическое обогащение, основанное на различии поверхностной электропроводности минералов и применяемое при разделении коллективных концентратов на селективные (осуществляется на электрических сепараторах).

Все эти методы применяют самостоятельно или в комбинации друг с другом.

В результате обогащения песков получают концентрат, промежуточный продукт и отвалы хвосты.

При обогащении комплексных россыпей обычно получают несколько концентратов. В этом случае концентрат называется по основному полезному ископаемому, например золотой, ильменитовый, ширкониевый и т. д.

Операции, в результате которых пески разделяют на первичный концентрат (или промпродукт) и хвосты, называются основными (первичными).

Операции, производимые с хвостами в целях доизвлечения полезных ископаемых, называются контрольными (вторичными).

Операции, проводимые в целях доизвлечения полезного ископаемого из промпродукта, называются пересчетными (промежуточными).

Операции, производимые с концентратами в целях повышения их качества, называются очистными (окончательными).

Дополнительные операции, следующие за очистными, в результате которых содержание полезных ископаемых или вредных примесей достигает требуемой кондиции, называются доводочными (разделительными). Эти операции являются конечной стадией обогащения песков.

В зависимости от числа одноименных операций им присваиваются порядковые номера: первая пересчетная, вторая пересчетная и т. д.

Результаты обогащения оцениваются несколькими показателями, характеризующими процесс.

Количество полученного концентрата характеризуется его выходом, т. е. отношением веса (объема) концентрата q к весу (объему) исходных песков Q , выраженным в процентах:

$$\gamma = \frac{q}{Q} 100, \% \quad (1)$$

или

$$\gamma = \frac{q - \theta}{\beta - \theta} 100, \% \quad (2)$$

где α — содержание полезного ископаемого в исходных песках, %;

β — содержание полезного ископаемого в концентратах, %;

θ — содержание полезного ископаемого в хвостах, %;

γ — выход концентрата, %.

Выход концентрата характеризует только количество полученного готового продукта, но не дает возможности судить о качестве концентрата и количестве извлеченного при обогащении полезного ископаемого.

Полнота извлечения полезного ископаемого в концентрат характеризуется степенью извлечения, т. е. отношением веса полезного ископаемого, перешедшего в концентрат q_k , к весу его в исходных песках q_n , выраженной в процентах,

$$\epsilon = \frac{q_k}{q_n} 100 \quad (3)$$

или в принятых ранее обозначениях:

$$\epsilon = \frac{\beta(\alpha - \theta)}{\alpha(\beta - \theta)} 100 \quad (4)$$

или

$$\epsilon = \frac{\gamma \cdot \beta}{\alpha} \quad (5)$$

Качество концентрата характеризуется содержанием в нем полезного ископаемого. Отношение содержания полезного ископаемого в концентрате к содержанию его в исходных песках называется степенью обогащения K

$$K = \frac{\beta}{\alpha} \quad (6)$$

Чем выше степень извлечения и степень обогащения, тем эффективнее процесс обогащения.

§ 10. Типовые схемы обогащения песков

Независимо от способа разработки россыпных месторождений при обогащении песков осуществляются следующие операции: дезинтеграция (размыв) песков, грохочение, собственно обогащение песков, доводка концентрата до шлихового металла или разделение коллективных шлиховых концентратов на селективные.

Пески россыпных месторождений всегда в той или иной степени представляют собой рыхлую массу с большим количеством комьев, сцементированных пластичной глиной.

Дезинтеграция песков является очень важной операцией, так как от качества ее выполнения зависит эффективность дальнейших операций по выделению из песков полезных ископаемых.

Дезинтеграция, как правило, сопровождается классификацией песков по крупности (грохочением), в результате которой можно уже в начале технологического процесса отделить от мелких зерен полезных ископаемых крупный материал (галю) пустой породы и направить его в отвал, а мелкий материал (эфеля), с повышенным содержанием полезных ископаемых, подать на последующую операцию — обогащение.

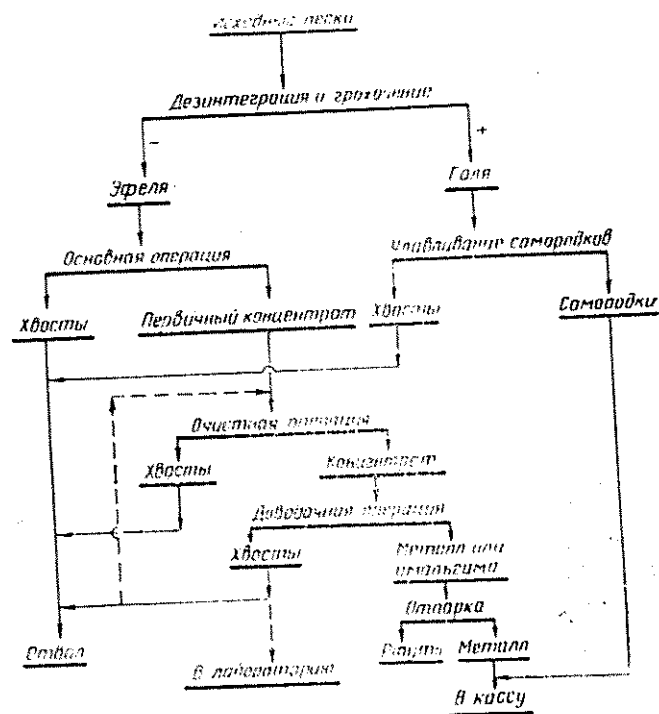


Рис. 5. Типовая схема обогащения песков, содержащих благородные металлы

В связи с низким содержанием полезных ископаемых в песках россыпных месторождений особенностью процесса обогащения песков является исключительно высокая степень концентрации (тысячи и десятки тысяч).

Для получения шлихового металла первичные концентраты подвергают очистным операциям (доводке). При доводке концентрата в него иногда добавляется ртуть и в заключительной операции получается не металл, а амальгама, при обработке которой получают металл и ртуть.

При обогащении песков шлиховых или комплексных россыпей первичный концентрат получается коллективный, содержащий несколько полезных ископаемых.

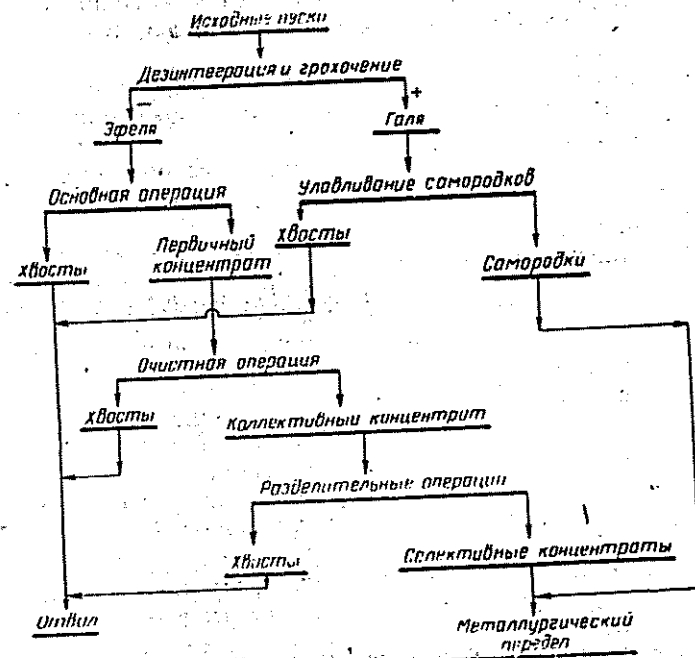


Рис. 6. Типовая схема обогащения песков, содержащих ценные шлиховые минералы

Для получения селективных концентратов (ильменитовых, рутиловых, цирконовых, касситеритовых, тантал-колумбитовых и др.) определенной кондиции, обусловленной металлургическим переделом, коллективный концентрат подвергается многократным и сложным разделительным операциям.

Процессы обогащения песков неразрывно связаны с процессами их добычи, поэтому выбор технологии обогащения песков определяется не только требованиями обогатимости полезного ископаемого, но и горногеологическими и техническими условиями, определяющими способ разработки россыпного месторождения. Процесс извлечения полезных ископаемых протекает по типовым схемам обогащения песков (рис. 5 и 6). Выбор оборудования зависит от характера полезных ископаемых и способа разработки. Так, например, при разработке россыпей драгами, экскаваторами с плавучей или сухопутной мойками схема цепи

глиной — 3—6 мин, для легкопромывистых песков с песчанистой глиной — 2—3 мин.

Экспериментальными работами было установлено, что для размыва среднепромывистых песков в барабанных грохотах (дражная бочка) требуется 60—70 сек.

Дезинтеграция песков потоком воды на желобах

Поток воды, протекающий по желобам, имеет турбулентный характер, при этом крупный галечный материал движется скачкообразно, ударяясь друг о друга, о дно и стенки желобов, и играет роль механического рыхлителя.

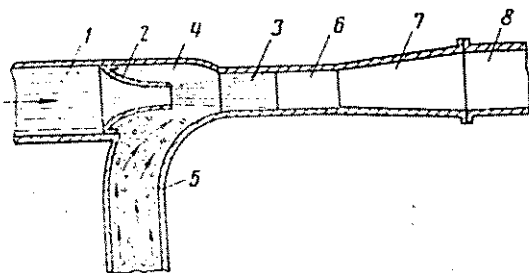


Рис. 7. Схема работы гидроэлеватора

Эффективность дезинтеграции на желобах зависит от удельного расхода воды, длины желобов, их уклона и количества галечного материала в песках.

Для усиления дезинтеграции на желобах применяют перегревание песков гребками.

Дезинтеграция песков потоком воды на желобах как самостоятельная операция в настоящее время применяется редко. На современных обогащательных установках желоба устанавливаются в совокупности с другими дезинтегрирующими аппаратами.

Дезинтеграция песков струей воды, вытекающей из насадки

Применяется при различных способах добычи песков. Наибольшее распространение в промышленных условиях получили закрытые и открытые гидравлические элеваторы, гидравлический вальгерд и вальгерд-классификатор.

Закрытый гидравлический элеватор, или гидроэлеватор, устроен по принципу водоструйного насоса (рис. 7). По водопроводу 1 подводится напорная вода, вытекающая из насадки 2 в виде компактной струи 3.

Струя 3, двигаясь в приемной камере 4 со скоростью, завися-

щей в основном от величины напора в водопроводе 1, увлекает воздух из камеры 4, благодаря чему в последней создается вакуум. В результате вакуума происходит всасывание воды и песков через трубу 5. Перемешивание напорной воды, подводимой по водопроводу 1, с засасываемой водой и песками начинается в приемной камере 4 и заканчивается в горловине 6, где поток приобретает максимум кинетической энергии, которая преобразуется в потенциальную в диффузоре 7. Из диффузора 7 поток, с давлением выше атмосферного, направляется в пульпопровод 8 и далее на обогащательные устройства.

Элеватор устанавливается горизонтально или с углом наклона 60—80°, а иногда и вертикально.

Достоинствами гидроэлеватора являются: хорошая дезинтеграция песков, даже сильноцементированных; возможность применения его для подъема песков и для перекачки продуктов обогащения с одних приборов на другие; сравнительная простота конструкции, позволяющая изготовлять его в местных мастерских и реставрировать быстро изнашиваемые части (приемник, горловину и т. п.).

К недостаткам гидроэлеваторов относятся:

1. Ограниченность высоты подъема, зависящая от напора воды. Оптимальная высота подъема составляет $\frac{1}{7} \div \frac{1}{5}$ напора.

2. Значительный расход напорной воды. На месторождениях со средней валунистостью, например, потребность в напорной воде на подъем 1 м³ песков составляет 20—30 м³. При расходе элеватором воды 100 л/сек он может поднять в час до 20 м³ песков.

3. Низкая производительность. Их коэффициент полезного действия не превышает 30%; как правило, он составляет 10—15%. Наибольший коэффициент полезного действия имеет гидроэлеватор конструкции Б. Э. Фридмана (рис. 8) [125].

4. Быстрый износ деталей при установке гидроэлеватора с углом наклона меньше 90°. Простой из-за замены горловины и смены брони приемника составляют 7—8% от общего времени работы гидроэлеватора.

5. Частные простои, достигающие до 5% от общего времени работы.

Для достижения удовлетворительной работы гидроэлеватора последний должен быть рассчитан для каждого конкретного случая.

При расчете гидроэлеватора известными величинами являются: расход засасываемой пульпы Q_1 , удельный вес пульпы γ_1 , максимальный диаметр частиц (камней), подлежащих подъему гидроэлеватором d_1 , высота всасывания h_1 , высота нагнетания h_2 и длина рабочего, всасывающего и нагнетательного трубопроводов.

Расчетом определяют размеры основных частей гидроэлеватора, расход рабочей воды Q_0 и необходимый напор воды H_n , под действием которого происходит истечение воды из насадки.

По методу Б. Э. Фридмана размеры гидроэлеватора определяют следующим расчетом:

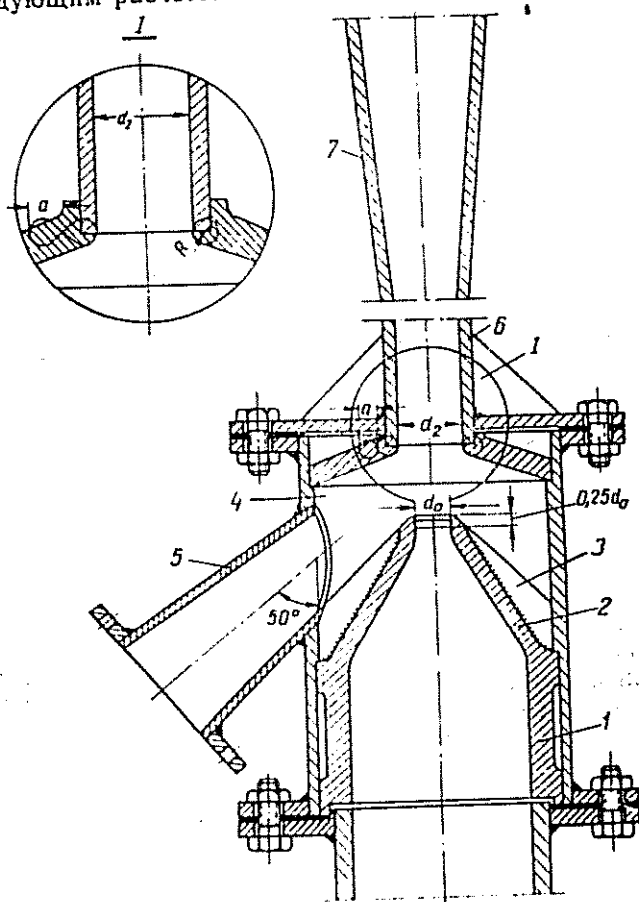


Рис. 8. Схема гидроэлеватора:
1 — цилиндрическая часть насадки; 2 — коническая часть насадки; 3 — ребра насадки; 4 — приемно-смесительная камера; 5 — приемная труба; 6 — горловина; 7 — диффузор

1. Рабочий расход воды через насадку гидроэлеватора

$$Q_0 = \frac{\gamma_1 Q_1}{1,4}, \text{ л/сек}, \quad (7)$$

где γ_1 — удельный вес засасываемой пульпы, определяемый из выражения

$$\gamma_1 = \frac{\gamma_T (\gamma_E + n \gamma_0)}{n \gamma_T + \gamma_E}, \text{ кг/л}, \quad (8)$$

Q_1 — расход засасываемой пульпы, л/сек; γ_T — удельный вес песков, кг/л; γ_E — объемный вес сухих песков в целике, кг/л; n — удельный расход засасываемой воды; γ_0 — удельный вес воды, кг/л.

Удельный вес засасываемой пульпы для различных значений удельного расхода воды n и удельного веса песков γ_T при средней пористости последних, равной 0,35, приведен в табл. 18.

Таблица 18

Удельный вес пульпы для различных значений удельного расхода воды n и удельного веса песков γ_T при средней пористости песков 0,35 (по Н. В. Мельникову)

Удельный расход воды n	Удельный вес песков γ_T			
	2,5	2,6	2,7	2,8
	Удельный вес пульпы γ_1			
5	1,17	1,19	1,20	1,21
8	1,11	1,12	1,13	1,14
10	1,09	1,10	1,11	1,11
12	1,07	1,08	1,09	1,09
15	1,06	1,07	1,07	1,08
20	1,05	1,05	1,05	1,06

2. Полную высоту подъема

$$H = (h_1 + h_2) + (h' + h'') + h_3, \quad (9)$$

где h_1 и h_2 — соответственно высота всасывания и высота нагнетания, м;

h' — потери напора во всасывающей трубе, равные

$$h' = 0,1 h_T^2, \text{ м};$$

h'' — потери напора в нагнетательной трубе, равные

$$h'' = 0,22 (h_1 + h_2) - h_1, \text{ м};$$

h_3 — остаточный скоростной напор, определяемый из выражения

$$h_3 = 0,85 \frac{v_{\text{наг}}^2}{2g}, \text{ м}, \quad (10)$$

где $v_{\text{наг}}$ — скорость пульпы в нагнетательной трубе. Для пульпы с удельным весом 1,07 $v_{\text{наг}} = 3,5 \text{ м/сек}$.

3. Требуемый рабочий напор воды у насадки элеватора

$$H_n = \frac{H}{\varphi \beta}, \text{ м вод. ст.}, \quad (11)$$

где φ — скоростной коэффициент, равный 0,93—0,95;

β — отношение полной высоты подъема H и рабочего напора H_n , т. е.

$$\beta = \frac{H}{\varphi H_n}. \quad (12)$$

Для определения ориентировочной величины β Б. Э. Фридман рекомендует руководствоваться следующими положениями:

- а) для высоты подъема $H = 3(6)$ м принимать β от 0,1 до 0,25;
- б) для высоты подъема 6(12) м выбирать β от 0,2 до 0,36;
- в) при подъеме на высоту 15 м и выше значение для β 0,25—0,4;

г) учитываются дальнейшее использование пульпы, а также наличие оборудования, условия водоснабжения и т. п.;

д) в пределах рационального для данных условий значения β производят расчеты по нескольким вариантам, чтобы обеспечить действительную скорость в горловине v_r , которая должна быть больше или равна необходимой скорости в горловине v_2 , а также получить наибольшее значение к. п. д. η .

4. Скорость истечения воды из насадки

$$v_0 = \varphi \sqrt{2gH_n}, \text{ м/сек.} \quad (13)$$

5. Диаметр насадки элеватора

$$d_0 = \sqrt{\frac{4Q_0}{\pi \cdot v_0}}, \text{ мм.} \quad (14)$$

6. Диаметр горловины

$$d_2 = \sqrt{\frac{m d_0^2}{m + \frac{[d_1 + 40(50) \text{ мм}]^2}{d_0^2}}}, \text{ мм;} \quad (15)$$

где d_1 — максимальный диаметр камней, поднимаемых гидроэлеватором.

7. Действительную скорость в горловине

$$v_r = \frac{4(Q_1 + Q_0)}{\pi d_2^2}, \text{ м/сек.} \quad (16)$$

8. Необходимую скорость в горловине

$$v_2 = \sqrt{\frac{2g(h_2 + h'')}{\varphi_{\text{диф}}}}, \text{ м/сек;} \quad (17)$$

v_r должно быть $\geq v_2$.

где $\varphi_{\text{диф}}$ — скоростной коэффициент диффузора, равный 0,8—0,85.

9. Коэффициент полезного действия элеватора

$$\eta = \frac{\gamma_1 Q_1}{\gamma_0 Q_0} \cdot \frac{H}{\varphi^2 H_n} \quad (18)$$

10. Требуемый напор воды, поступающей из водонапорного бака или центробежного насоса

$$H_r = H_n + h''', \text{ м вод. ст.}, \quad (19)$$

где h'' — потери напора, определяемые с достаточной для практики точностью из выражения

$$h''' = f \frac{v^2}{D} l, \text{ м вод. ст.}, \quad (20)$$

где f — коэффициент сопротивления, равный 0,0008—0,0013;

v — скорость воды в трубопроводе, м/сек;

D — диаметр трубопровода, м;

l — длина трубопровода от бака или насоса до гидроэлеватора, м.

11. Расстояние от устья насадки до начала горловины

$$z = 2 d_0, \text{ мм.} \quad (21)$$

12. Длину горловины

$$L_r \approx 7 d_2, \text{ мм.} \quad (22)$$

13. Диффузор (переход) конструируется из трех частей. Первая часть диффузора от горловины имеет начальный диаметр, соответствующий диаметру горловины. Угол конусности диффузора $\alpha_1 = 2^\circ$. В конце этой части диффузора скорость движения воды должна быть меньше скорости ее в горловине на $1/3$ общей разности скоростей в горловине и в конце диффузора, т. е.

$$\frac{v_r - v_n}{3} = n'.$$

В конце первой части диффузора скорость определяется из выражения

$$v_r' = v_r - n'. \quad (23)$$

Диаметр диффузора в конце его первой части

$$d_x' = \sqrt{\frac{4(Q_1 + Q_0)}{\pi \cdot v_r'}}, \text{ мм.} \quad (24)$$

Длина первой части диффузора

$$l_1 = \frac{d_x' - d_2}{2} : \operatorname{tg} \alpha_1, \quad (25)$$

где $\frac{d_x' - d_2}{2}$ — половина разности между начальным и конеч-

ным диаметрами первого участка диффузора, мм;
 $\operatorname{tg} \alpha = \operatorname{tg} 1^\circ = 0,0175$; α_1 — угол между образующей и осью диффузора.

Вторая часть диффузора имеет угол между образующими $2\alpha_2 = 4^\circ$; при этом длина этой части определяется разностью скоростей в ее конце на $1/3$ от общей разности, т. е.

$$\frac{v_r' - v_n}{3} = n''.$$

В конце второй части диффузора скорость определится

$$v_r'' = v_r' - n'', \text{ м/сек.} \quad (26)$$

Диаметр диффузора в конце второй его части

$$d_n = \sqrt{\frac{4(Q_1 + Q_n)}{\pi \cdot v_r}}, \text{ мм.} \quad (27)$$

Длина второй части диффузора составит

$$l_2 = \frac{d_n - d_n'}{2} : \lg a_2, \text{ мм.} \quad (28)$$

где $\lg a_2 = \lg 2^\circ = 0,0349$; a_2 — угол между образующей и осью диффузора.

Третья часть диффузора конструируется с углом между образующими $2 a_3 = 13^\circ$.

Длина последней части определяется разностью диаметров пульповода и конечного сечения второго участка

$$l_3 = \frac{d_n - d_n'}{2} : \lg a_3, \text{ мм.} \quad (29)$$

где $\lg a_3 = \lg 6'30'' = 0,114$; a_3 — угол между образующей третьего участка диффузора и его осью.

Вся длина диффузора

$$L_n = l_1 + l_2 + l_3, \text{ мм.} \quad (30)$$

14. Диаметр пульповода

$$d_n = \sqrt{\frac{4(Q_1 + Q_n)}{\pi v_n}}, \text{ мм.} \quad (31)$$

где $v_n = 2,5 - 3,5 \text{ м/сек}$ — скорость пульпы в пульповоде.

Характеристика гидроэлеваторов приведена в табл. 19.

Таблица 19
Характеристика гидроэлеваторов (по Н. В. Мельникову)

Диаметр подъемной трубы, мм	Диаметр насадки, мм	Требуемое количество рабочей воды, л/сек		Полный вес гидроэлеватора, кг
		при напоре 50 м	при напоре 100 м	
250	40—50	37—86	53—118	1150
300	50—75	67—130	83—188	1450
400	75—100	130—232	188—334	2100
500	125—150	362—597	521—725	3400
500	150—175	527—710	735—1000	3400

При установке гидроэлеваторов горизонтально (рис. 9) песок загружают в бункер, где он сначала смачивается водой, затем засасывается гидроэлеватором и транспортируется на обогатительную установку. При загрузке песков в бункер гидроэлеватора необходимо учитывать производительность экскаватора (табл. 20).

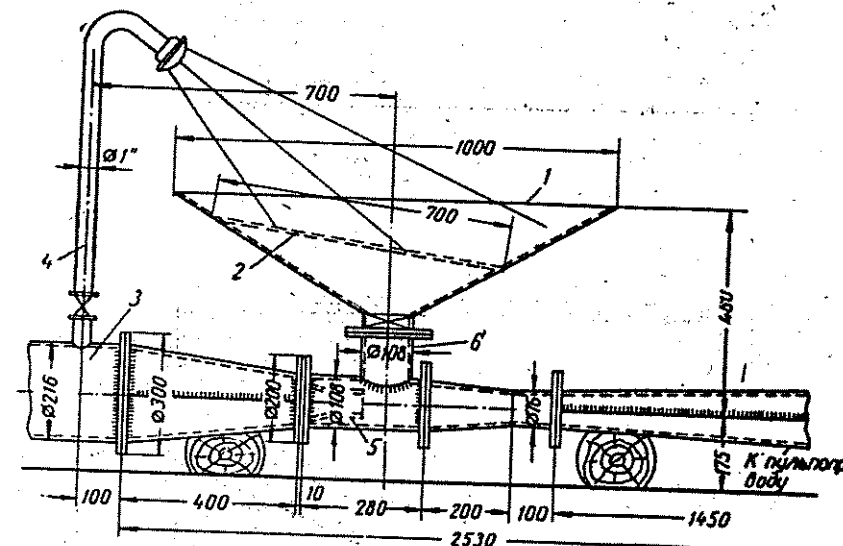


Рис. 9. Схема установки гидроэлеватора в горизонтальном положении:
1 — загрузочная воронка; 2 — решетка; 3 — питательная труба; 4 — оросительная труба;
5 — насадка; 6 — приемная труба

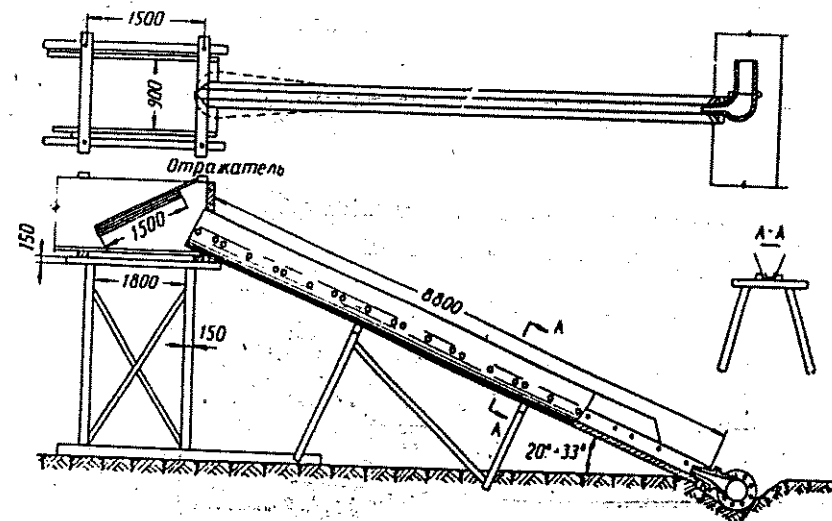


Рис. 10. Открытый гидравлический элеватор

Таблица 20
Производительность экскаватора и гидроэлеватора

Емкость коша экскаватора, м³	0,35	0,50	0,75	1,00	1,50
Производительность экскаватора, м³/ч	24	32	47	64	92
Производительность гидроэлеватора, м³/ч	25	35	50	65	95

Открытый гидравлический элеватор конструкции С. М. Шни-
леса (рис. 10) работает по принципу использования силы
удара струи.

Элеватор представляет собой открытый желоб овальной
формы, устанавливаемый под углом 20—33°. В нижнем конце
желоба монтируется гидромонитор с насадкой диаметром 75—
125 мм. Верхний конец желоба соединен с головкой шлюзов.
Желоб деревянный, футерован броней из 3—5 мм стали. Ниж-
ний конец гидроэлеватора вместе с гидромонитором углублен
в плотик. Разжиженные пески попадают в струю воды, выле-
тающую из насадки, захватываются ею и подаются по желобу
на шлюзы.

Опыт применения открытых гидроэлеваторов на ураль-
ских и амурских гидравлических установках показал их пре-
имущества перед закрытыми (табл. 21).

Таблица 21
Сравнительные показатели работы закрытых и открытых гидравлических
элеваторов (по Н. И. Горелову)

Тип элеваторной установки	Отноше- ние напо- ра к вы- соте подъема	Диаметр насадки элева- тора, мм	Расход воды эле- ватором, л/сек	Произво- дительно- сть элева- тора, м³/ч	Разжиже- ние при подъеме песков	Среднесуточ- ное число ча- сов простоя элеватора
С закрытым элеватором	6,2	150	496	9,2	194	6,15
То же	6,8	150	690	19,55	127	6,35
»	5,3	150	510	21,2	86,5	1,43
С открытым элеватором	6,3	87,5	172	29,3	21,1	0,75
То же	7,0	125	286	33,7	30,6	0,70
»	6,0	100	225	23,1	35,0	0,55

При работе открытого элеватора расход напорной воды
сокращается в 2—3 раза, а производительность повышается
в 1,5—2 раза.

Открытый элеватор при напоре 20 м вод. ст. может под-
нять пески на 4—5 м, тогда как закрытый элеватор при таком
напоре поднимает пески лишь на 1,5—2 м.

Недостатками открытого элеватора являются ограничен-
ная высота подъема, не превышающая 5 м, и необходимость

в капитальной канаве, так как он не обеспечивает откачки
воды из разреза.

Гидравлический вашгерд является дезинтегрирующим,
классифицирующим и подъемным прибором. Применяется он
на гидравлических установках, на стационарных фабриках
и кулибинах.

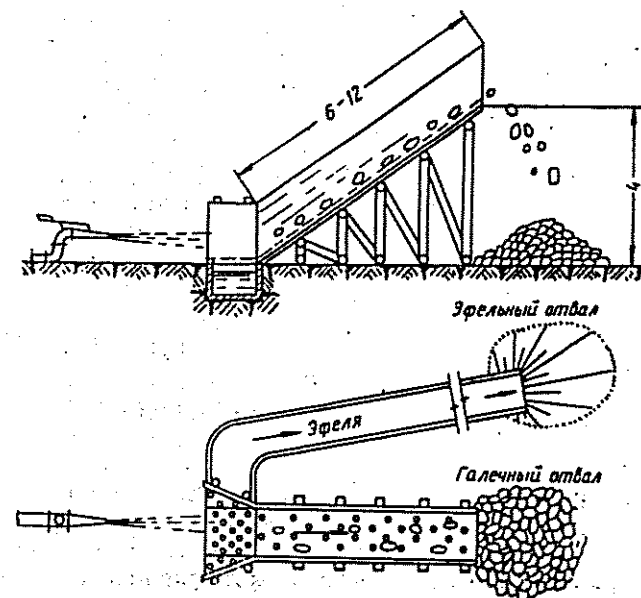


Рис. 11. Установка гидравлического вашгерда

Вашгерд (рис. 11) состоит из галечного желоба, установ-
ленного под углом наклона 20—40°, длиной 6—12 м и шири-
ной 50—80 см. Ширина желоба зависит от количества воды,
вытекающей из насадки. Высота бортов желоба 80—100 см.

На продольные бруски высотой 150—200 мм от дна жело-
ба устанавливают решета с отверстиями 16—20 мм; в нижней
приемной части желоба устанавливают колосники, расстояние
между которыми принимается 30—64 мм.

Под колосниками находится приемник для сбора подрешет-
ного продукта (эфелей), поступающего в дальнейшем для обо-
гащения на шлюзы, устанавливаемые на поверхности плотика с
уклоном 0,04—0,06. Длина шлюзов 12—24 м, ширина одной сек-
ции 70—80 см. Количество секций 2—4, в зависимости от про-
изводительности вашгерда. Чем меньше угол наклона галечно-
го желоба, тем больше производительность вашгерда, поэтому
угол наклона в 40° является предельным.

Гидравлический вашгерд, применяемый на кулибинах и стационарных фабриках (рис. 12), состоит из приемного бункера для песков 6, наклонного галечного желоба 2, покрытого решетками, уложенными на продольные ребра высотой 100—150 мм.

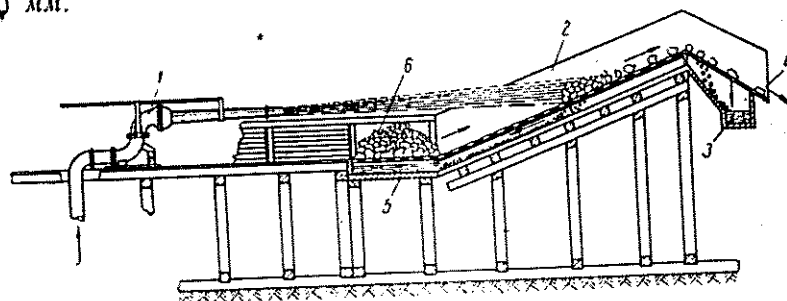


Рис. 12. Гидравлический вашгерд

В начале наклонного желоба имеется приемник 5 для под-решетного продукта (эфелей), последний направляется на шлюзы или отсадочные машины.

В конце наклонного желоба имеется галечный лоток 4 и под ним уловитель 3.

Для подачи песков на гидравлические вашгерды применяют гидромониторы 1. Наибольшее распространение в практике нашли гидромониторы ГМН. Данные мониторов легкоуправляемые, имеют небольшой вес и незначительные потери напора.

Характеристика гидромониторов приведена в табл. 22, а расход воды через насадки, в зависимости от диаметра выходного отверстия их, в табл. 23.

Таблица 22

Характеристика гидромониторов [115]

Марка гидромонитора	Диаметр выходного отверстия, мм	Рабочее давление, атм	Комплект насадок с диаметром выходного отверстия, мм	Водопроницаемость, л/сек	Длина ствола без насадок, мм	Вес гидромонитора с одной насадкой, кг
ГМН-150	150	15	26; 38; 51	50—100	1300	75
ГМН-200	200	12	51; 63,5; 76,5; 89 и 102	70—150	1750	125
ГМН-250	250	8—15	51; 63,5; 76,5; 89 и 102	100—200	2040	175

Расход воды через насадку Q определяется по формуле

$$Q = \mu \sqrt{2gH_0} \cdot \omega, \text{ м}^3/\text{сек}, \quad (32)$$

где ω — площадь выходного сечения насадки, м^2 ;
 μ — коэффициент расхода. Для насадок к гидромонито-

рам ГМН, изготовленных из стального литья с тщательно отшлифованной внутренней поверхностью, коэффициент расхода равен 0,931—0,937. Для насадок из чугуна коэффициент расхода равен 0,900—0,913;

g — ускорение силы тяжести;

H_0 — полный или действительный напор воды при вылете ее из насадки.

Таблица 23

Расход воды через насадки к гидромониторам ГМН, л/сек

Действительный напор, м	Диаметр выходного отверстия насадки, мм							
	26	38	51	63,5	76,5	89	102	125
10	7	15	26	41	58	88	106	156
20	10	21	38	59	83	126	150	221
30	12	26	46	72	104	153	183	272
40	14	30	53	83	120	177	212	312
50	15	34	59	93	135	199	238	353
60	17	37	65	102	148	218	260	382
70	18	43	70	107	160	235	280	420
80	19	45	75	117	172	252	300	445
90	20	45	79	123	178	262	314	472
100	22	48	84	132	192	282	338	500

Гидромонитор устанавливается точно по оси наклонного галечного желоба, как можно ближе к вашгерду.

На гидравлических работах пески к вашгерду поступают самотеком или транспортируются гидромонитором. На кулибинах и стационарных фабриках пески в бункер обычно разгружаются из автомашин.

Достоинства гидравлического вашгерда:

1. Значительная производительность установок при наличии большого количества воды. Через гидровашгерд пропускается почти вся добытая порода, за исключением валунов, что резко сокращает камнеуборочные работы.

2. Расход воды на обработку 1 м^3 песков не превышает 8—12 м^3 при напоре, равном 10—20 м вод ст.

3. Простота и легкость конструкции позволяют изготавливать вашгерд в местных мастерских.

4. Хорошая дезинтеграция труднопромываемых и меснико-ватых песков.

Недостатком гидровашгерда является необходимость удаления воды от установки (разреза) капитальной канавой или искусственным водоотливом.

Разновидностью гидравлического вашгерда является вашгерд-классификатор (рис. 13). Он представляет собой наклонный желоб длиной 7—10 м и шириной 70 см.

Желоб может устанавливаться с постоянным углом наклона к горизонту, равным 24° , или быть ступенчатым: первое звено (головка вашгерда 6 м) с уклоном 30° и второе звено (хвостовая часть) с уклоном 19° . Высота подъема песков 4,7—5,0 м. В головке вашгерда над приемником эфелей устанавливается классификационная решетка с отверстиями круглого сечения диаметром 100 мм или квадратного сечения 64×64 мм.

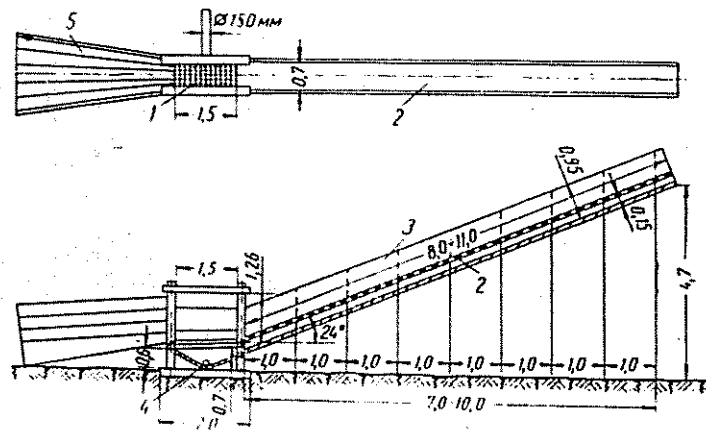


Рис. 13. Вашгерд-классификатор:

1 — классификационная решетка; 2 — перфорированное решето ($\varnothing 16$ мм); 3 — шлюз; 4 — пульпопровод; 5 — понура

Длина решетки 1,5—2 м, ширина ее равна ширине наклонного желоба; последний покрывается решеткой с отверстиями диаметром 16 мм. Решетки укладываются на продольные бруски высотой от дна желоба 150 мм.

Нижний продукт по пульпопроводу направляется в приемник закрытого гидравлического элеватора или землесоса, которыми и поднимается для обогащения на шлюзы.

Дезинтеграция песков в механических аппаратах

Дезинтеграция песков в механических аппаратах применяется при экскаваторно-скреперном и подземном способах разработки песков и осуществляется в корытных мойках и барабанных дезинтеграторах.

Корытные мойки являются наиболее распространенными аппаратами для дезинтеграции глинистых руд черных металлов.

Корытные мойки имеются трех типов: наклонные, горизонтальные и комбинированные.

Наклонная корытная мойка состоит из корыта, по продольной оси которого расположены один или два вращающихся вала

с лопастями, установленными под углом $30-45^\circ$. Угол наклона корыта в сторону слива равен $5-10^\circ$. Длина корыта 5,5—7,5 м, его ширина 1,2—2,4 м. Скорость вращения вала 12—15 об/мин.

При наличии в машине двух валов они вращаются в противоположных направлениях.

Загрузка песков в машину производится вблизи нижнего конца корыта, заполненного водой на $\frac{2}{3}$ длины. Пески по всей длине корыта орошаются напорной водой, подаваемой в верхней части мойки.

Зернистый материал, освобожденный от глинистой примазки, лопастями передвигается по корыту в верхний его конец, где и разгружается. Освобожденная при дезинтеграции глинистая примазка сливается через порог нижнего конца корыта.

В корытной мойке дезинтеграция повышается с уменьшением скорости вращения вала.

Удельный расход энергии, в зависимости от связности песков, изменяется в пределах 0,25—0,75 квт·ч на 1 т. Расход воды составляет 2—4 м³ на 1 т песков.

Механобром сконструирована мойка для дезинтеграции материала крупностью 75 мм. Длина корыта 7 м, ширина 1,88 м; скорость вращения вала 15,2 об/мин; производительность мойки 60—100 т/ч; мощность электродвигателя 20 квт; вес мойки 16,7 т.

Мойка (рис. 14) состоит из наклонно установленного прямоугольного корыта, в котором расположены два вращающихся вала с лопастями, образующими двухзаходную спираль.

Пески затружаются в нижней части корыта и разгружаются в верхнем его конце через специальный лоток. Слив удаляется через патрубок, расположенный в боковой стенке нижней части корыта.

Привод мойки осуществляется от индивидуального электродвигателя через редуктор и клиновые ремни.

Достоинствами наклонных корытных моек являются большая производительность, относительная компактность, простота и надежность конструкции.

К недостаткам корытных моек относится: ограниченность крупности материала в питании (не выше 75—100 мм), измельчение хрупких полезных ископаемых и их потери со сливом.

При труднопромыслимых песках требуется двойная перебивка материала в мойках.

Корытная мойка конструкции Тимошенко отличается от лопастных моек более глубоким корытом и наличием одного вала со спиралью. Эта мойка имеет высокую эффективность дезинтеграции песков. Наличие высокого сливного порога в мойке обеспечивает хорошее обесшламливание песков и малый вынос

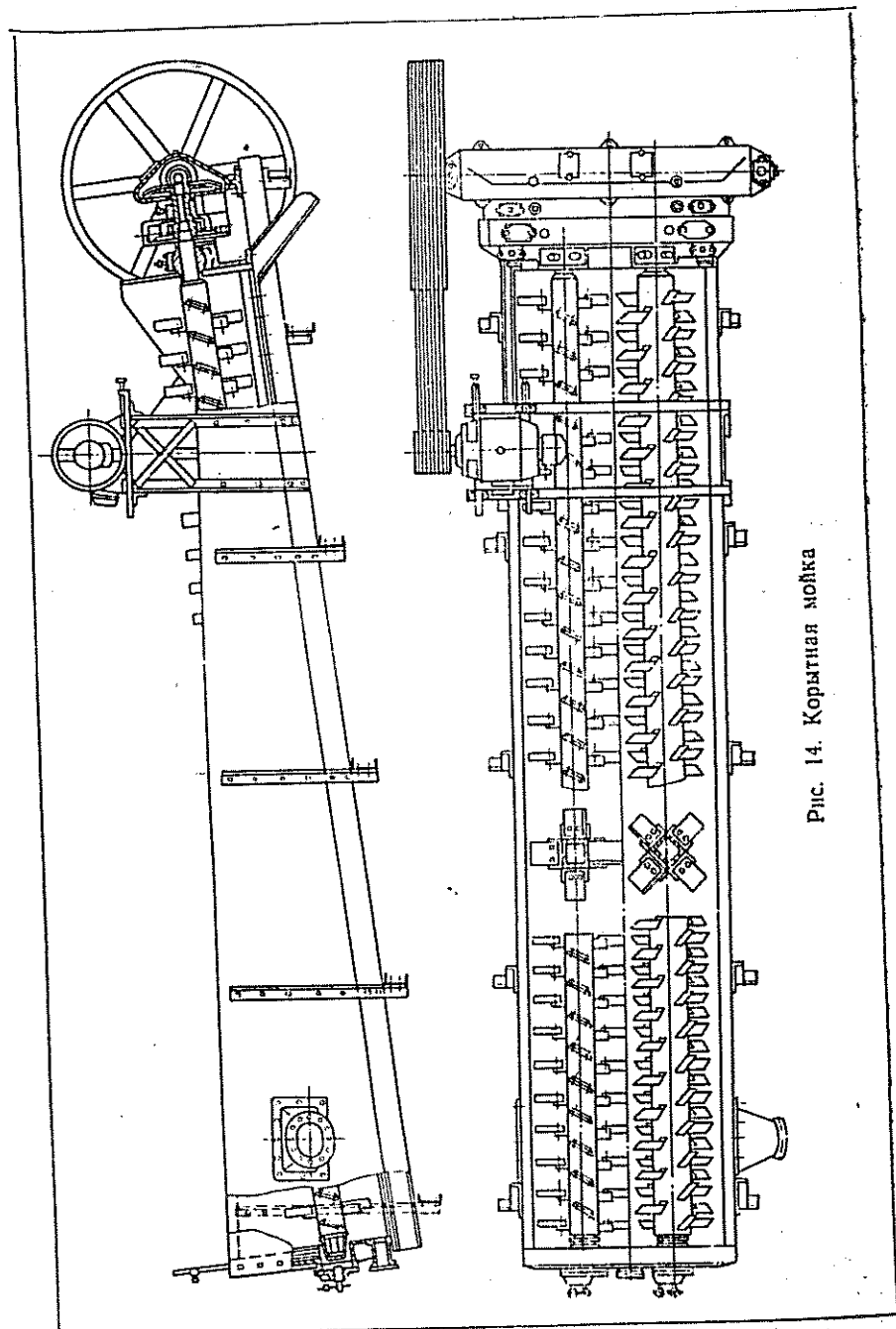


Рис. 14. Короткая мойка

в слив полезных ископаемых. Расход воды составляет 2—4 м³/т песков.

Недостатками мойки Тимошенко являются относительная сложность конструкции моющих спиралей и высокий удельный расход энергии — 1 кВт-ч/т.

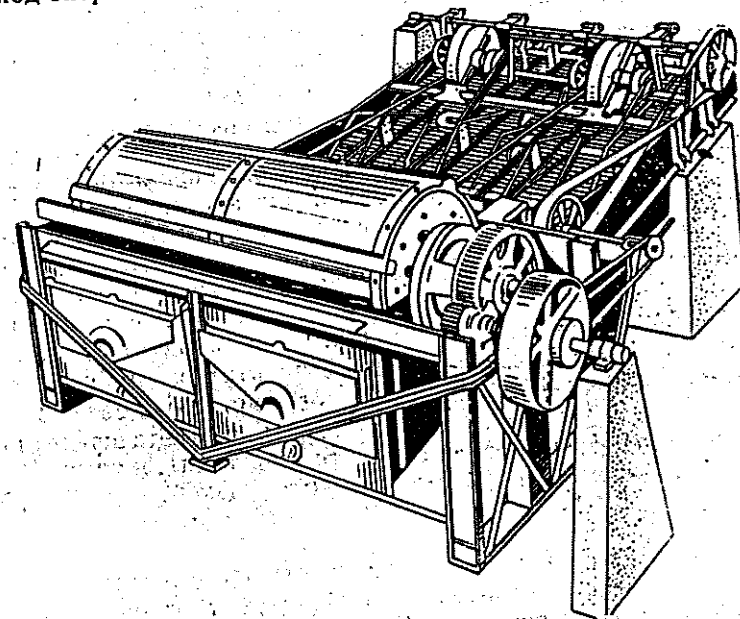


Рис. 15. Протирочно-промывочная мойка (дорр-ушер)

Горизонтальная корытная мойка состоит из трех ванн: в двух производится дезинтеграция материала, в третьей — окончательная отмывка материала от глины. Движение воды в ваннах противоточное.

Удельный расход энергии 0,5—0,75 кВт-ч/т. Расход воды от 0,6 до 2 м³/т песков.

Горизонтальная корытная мойка конструкции Механобра имеет ширину корыта 5 м, длину 9 м; скорость вращения вала 3,2—8,4 об/мин, производительность 25—40 т/ч, мощность электродвигателя 28 кВт, вес мойки 50—67 т.

Преимущества горизонтальной мойки перед наклонной заключаются в лучшей отмывке глинистого материала, малом расходе воды, легкости пуска после остановки при полной нагрузке.

Недостатками горизонтальной мойки являются: сложность и громоздкость конструкции, относительно небольшая производительность, повышенный расход энергии.

Для дезинтеграции песков применяют также комбинированную протиочно-промывочную мойку (дорр-ушер).

Комбинированная протиочно-промывочная мойка (рис. 15) представляет сочетание барабанного грохота с реечным классификатором.

Материал загружается в барабанный грохот, помещенный поперек классификатора в нижней части корыта и частично погруженный в воду.

Диаметр барабанного грохота 2 м, размер отверстий 6—15 мм, длина 3,7—5 м. Скорость вращения грохота 18—24 об/мин. Напорная вода подается в грохот через оросительную трубу с отверстиями по всей длине.

Нижний продукт грохочения поступает в классификатор. Пески гребками реечного механизма разгружаются вверх последнего, слив — в нижнем его конце.

Производительность мойки 90—350 т/ч. Расход воды 4—8 м³/т материала. Крупность песков в питании максимум 125 мм. Характеристика моек дана в табл. 24.

Характеристика моек [80]

Таблица 24

Наименование мойки	Размеры, мм	Максимальная крупность питания, мм	Производительность, т/ч	Расход воды на 1 т материала, м ³	Скорость вращения вала, об/мин	Установочная мощность, квт
Наклонная корытная Горизонтальная корытная	Ширина на длину корыта 800×2600	35	6—15	0,6—3,0	12—16	10,0
	Длина на ширину корыта 3700×4600	35	5—7	0,6—4,0	4—8	6,0
	5000×6500	50	20—30	0,6—4,0	4—8	20,0
	7000×8200	65	40—60	0,6—4,0	4—8	30,0
Мойка Тимошенко Комбинированные протиочно-промывочные	8500×9300	80	50—80	0,6—4,0	4—8	45,0
	Ширина на длину 1600×5000	75	50—75	0,6—0,2	8—12	40,0
	Ширина на длину ванны 1200×4400	50	4—20	1—3,0	11—25	12,0
	2400×6200	75	50—100	1—3,0	12—18	30,0
	4800×9900	125	150—300	1—3,0	10—15	75,0

В настоящее время добыча и обогащение труднопромывистых песков, содержащих титано-циркониевые и редкие минералы, вызывают большие затруднения в части их дезинтеграции в скрубберах и корытных мойках. Эти затруднения особенно значительны, когда в песках находится свыше 30% каолина.

В данном случае, для обогащения представляет интерес про-

мывочная машина (бичевая мойка), применяемая на обогатительных фабриках треста Никополь-марганец (рис. 16).

Бичевая мойка состоит из трех камер; две первые камеры оборудованы саблевидными бичами, расположенными на валу по спирали. Промываемая марганцевая руда при помощи башмаков, смонтированных на концах бичей, передвигается сначала вдоль первой, а затем второй камер, откуда материал

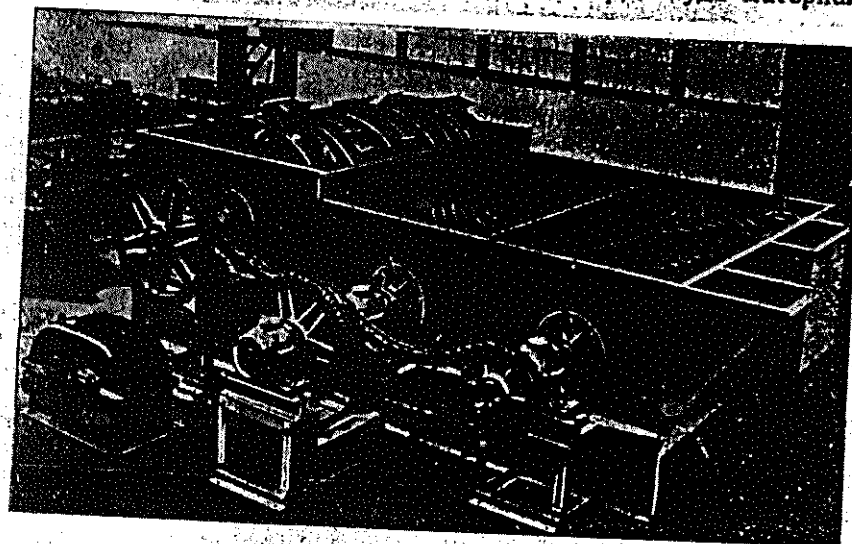


Рис. 16. Бичевая мойка

поступает в третью камеру. Третья камера, называемая полоскательницей, оборудована ковшовыми элеваторами и предназначена для окончательного размыва породы, дезинтегрированной в первых двух камерах. Бичевые мойки, применяемые на предприятиях Никополь-марганца, имеют производительность по исходной руде 50 м³/ч. Мощность электродвигателя 100 квт; расход воды до 2 м³/т руды.

Данные машины обеспечивают эффективную промывку трудно промывистых исключительно вязких материалов и могут с успехом применяться для дезинтеграции месниковатых каолинизированных песков.

Барабанный дезинтегратор, или скруббер, представляет собой цилиндрический барабан с загрузочной и разгрузочной горловинами и переходными конусами. Внутренняя поверхность барабана покрыта стальными листами с продольными наборниками или штырями, приболченными по винтовой линии.

Привод барабана осуществляется от электродвигателя через механизм, состоящий из клиноременной передачи, пары

цилиндрических зубчатых шестерен и двух приводных опорных роликов. Диаметр барабанного дезинтегратора 1,5—2,1 м, а его длина 2,4—7,2 м. Скорость вращения барабана составляет 16—25 об/мин, зависит от радиуса барабана и определяется из соотношения

(33)

где R — радиус барабана.

Максимальная крупность материала в питании не превышает 150 мм. Удельный расход энергии на дезинтеграцию 1 м³ песков составляет 0,5—0,75 кВт·ч. Пески в барабане непрерывно орошаются напорной водой. Расход воды на 1 м³ песков минимум 1—2 м³, максимум 3—4 м³.

Увеличение расхода воды в скруббере повышает пропускную способность прибора, но ухудшает качество дезинтеграции вследствие сокращения времени пребывания материала в барабане. Скрубберы пригодны для дезинтеграции труднопромываемых и мерзлых песков, вследствие этого они находят широкое распространение в районах устойчивой мерзлоты. Для промывки мерзлых песков обычно устанавливают последовательно два скруббера. Скрубберы удобны для предварительной дезинтеграции месникообразных песков, перед их обработкой в корытных и горизонтальных мойках.

При вязких породах производительность скруббера [67]:

Диаметром 1,5 м	10—15 м ³ /ч
» 1,8 м	35—55 »
» 2,1 м	90—130 »

Необходимая мощность электродвигателя соответственно равна:

1,5 × 2,4 м	7,5 кВт
1,8 × 6,1 »	30 »
2,1 × 7,2 »	90 »

Наибольшее распространение в практике обогащения песков россыпей нашли так называемые скруббер-бутары или скруббер-грохоты, представляющие собой дезинтегратор, соединенный с барабанным грохотом в один аппарат (рис. 17).

Дезинтегратор имеет внутри продольные наборники и штыри, закрепленные радиально.

Барабанный грохот имеет коническую форму, длина его 2—2,5 м, диаметр 1,3—1,5 м, отверстия 12—16 мм. Для песков, содержащих крупные зерна полезного ископаемого, в конце грохота диаметр отверстий увеличивается до 50 мм или устанавливается решетка с квадратными или прямоугольными отверстиями размером 50 × 100 или 50 × 70 мм.

Внутри скруббер-бутары по оросительной трубе подается вода под напором 1—2 ат.

Скруббер-бутара устанавливается горизонтально или с углом наклона 3—7°. Скорость вращения аппарата 10—20 об/мин.

Для получения хорошего размыва песков в дезинтеграторе необходима угловая скорость в пределах 70—80% от критической, тогда как для грохочения песков скорость не должна превышать 30—40% от критической.

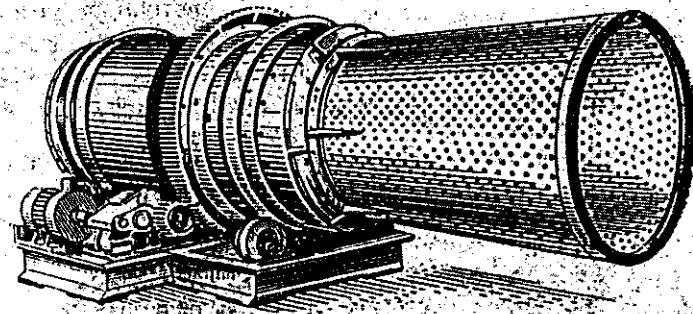


Рис. 17. Скруббер-бутара

Величина угловой скорости скруббер-бутары должна определяться из условий ее работы как барабанного грохота.

На основании практики работы скруббер-бутары типа С-1300 установлено, что наиболее приемлемыми режимными условиями являются:

Для легкопромываемых песков

Скорость вращения, об/мин	18—20
Угол наклона, град	3—4
Расход воды на 1 м ³ песков, м ³	3—4
Производительность, м ³ /ч	30—35

Для труднопромываемых песков

Скорость вращения, об/мин	10—12
Угол наклона, град	2—3
Расход воды на 1 м ³ песков, м ³	4—6
Производительность, м ³ /ч	20—25

При повышении производительности даже на легкопромываемых песках качество дезинтеграции и грохочения резко снижаются. В надрешетном продукте обнаруживается большое количество крупных, длинных комков. Эти комки, даже если они и не содержат полезных ископаемых, являются источниками больших потерь вследствие способности накатывать на свою поверхность зерна полезных ископаемых. Характеристика скрубберов и скруббер-бутар приведена в табл. 25.

Таблица 25

Характеристика скрубберов и скруббер-бугарра [75]

Показатели	Тип прибора				
	Скруббер			Скруббер-бугара	
Размер барабана, мм:					
диаметр	1300	1300	1300	1000	1300
длина	2800	2350	2800	7000	5000
Размер конического грохота, мм					
диаметр большой	1425	—	1400	—	—
диаметр малый	1150	—	1150	—	—
длина	9200	—	2000	—	—
Диаметр отверстий грохота, мм	12—16	—	12—16	—	—
Максимальная крупность питания, мм	150	—	150	—	150
Угол наклона барабана, град	3,5—6,0	—	3,5—6,0	—	—
Максимальная производительность, т/ч	60	—	60	—	30
Скорость вращения, об/мин	23	23	15—20	24,5	15—20
Мощность электродвигателя, квт	8,1	11,0	6,8—8,1	14,0	7,0
Вес машины, т	7,6	4,19	6,24	8,8	7,6
Основные размеры, мм:					
длина	5990	3977	5740	7490	—
ширина	2336	2067	2255	3200	—
высота	2085	1700	1960	1735	—
Завод-изготовитель	«Труд»			им. Котлякова	

Для обогащения песков россыпных месторождений заслуживает внимания скруббер-бугара с цилиндрическим грохотом дражного типа ДС-53 (рис. 18).

Скруббер-ДС-53 состоит из цилиндрического грохота-дезинтегратора 2, внутри которого имеются штыри, установленные под углом наклона против движения песков.

Цилиндрический грохот 3 состоит из сменных секций с отверстиями диаметром 10, 20 и 50 мм. Устройство грохота-дезинтегратора позволяет укреплять в нем второй грохот большего размера, расположенный концентрически относительно первого, в результате представляется возможность разделять пески на четыре класса.

Пески поступают в скруббер через бункер 4, вода подается по оросительной трубе 5. Производительность скруббера для легкопромывистых песков не превышает 40 м³/ч. Для среднепромывистых песков угол наклона принимается меньше и соответственно ограничивается производительность. Скруббер установлен на салазках 1 и приводится в движение от электродвигателя 6 с редуктором.

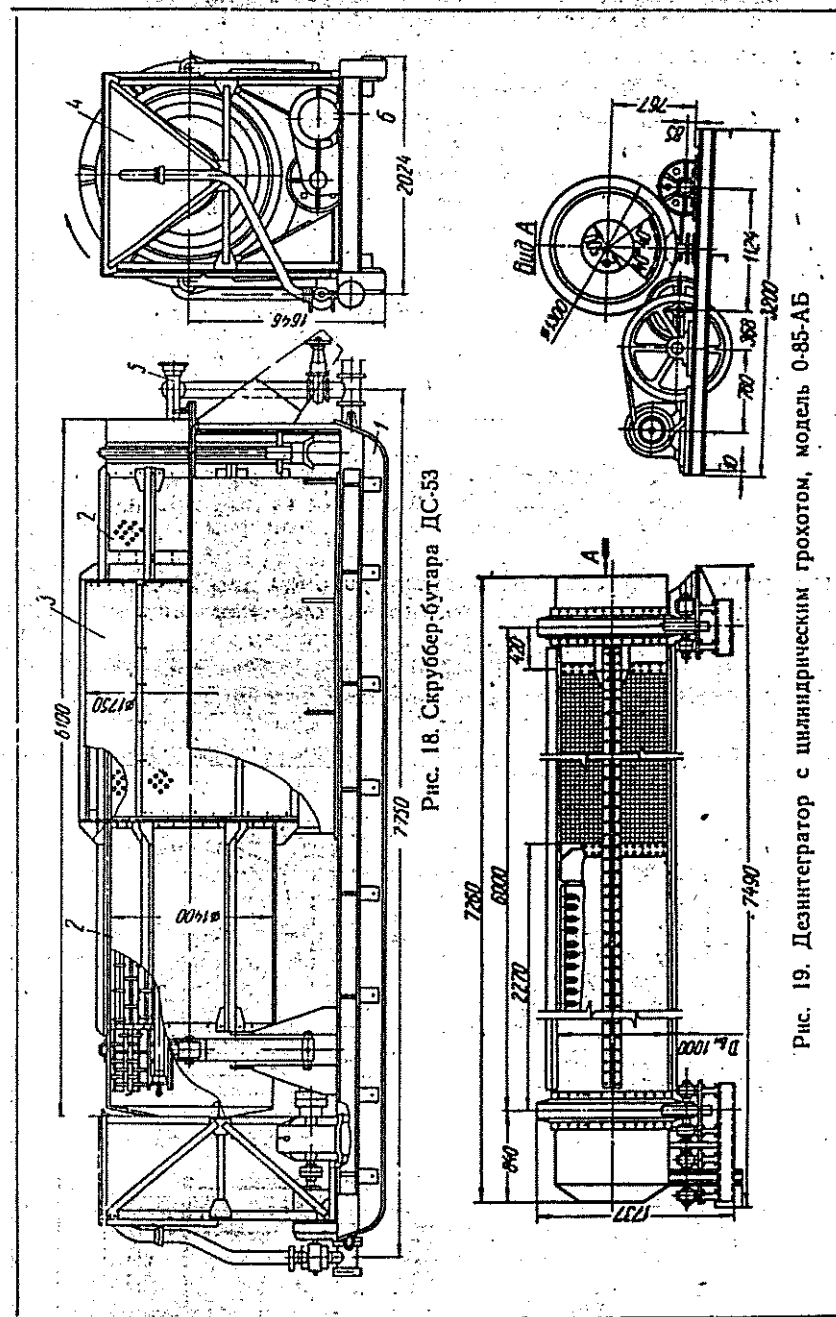


Рис. 18. Скруббер-бугара ДС-53

Рис. 19. Дезинтегратор с цилиндрическим грохотом, модель 0-85-АБ

Характеристика скруббера ДС-53

Диаметр глухого става, мм	1400
Длина глухого става, мм	2600
Длина грохота, мм	3000
Скорость вращения, об/мин	20
Производительность, м³/ч	до 40
Вес вращающегося барабана, кг	2172
Общий вес скруббера, кг	5092
Мощность электродвигателя	14

Дезинтегратор с цилиндрическим грохотом модель 0-85-Аб состоит из двух частей (рис. 19).

Первая часть, расположенная со стороны загрузки песков, является глухим ставом, внутренняя поверхность которого покрыта стальными листами со штырями, вторая часть — цилиндрическим барабаном с отверстиями диаметром 20 мм.

На барабане укреплены бандажи, опирающиеся на четыре опорных ролика, из которых один является ведущим.

Характеристика дезинтегрирующих приборов, наиболее широко применяемых на россыпях, приведена в табл. 26.

Таблица 26

Характеристика дезинтегрирующих приборов

Показатели	Тип прибора		
	Дезинтегратор 0-85-АБ	Дезинтегратор 0-76-АБ	Дезинтегратор с коническим грохотом 0-86
Диаметр барабана, мм:			
диаметр	1000	1300	1300
длина	7620	2818	2800
Скорость вращения барабана, об/мин	215	23	20
Угол наклона барабана, град	—	—	3,5—6
Максимальная крупность питания, мм	—	—	150
Максимальный расход воды, м³/ч:			
на дезинтеграцию	—	—	2—4
на грохочение	—	—	1—2
Производительность, м³/ч:			
при угле наклона 3°	—	—	—
» » 3,5°	—	—	30
» » 6°	—	—	40
Электродвигатель			
Мощность, л.с.	14	11	8,7
Скорость вращения вала электродвигателя, об/мин	750	750	1000
Основные размеры, мм:			
длина	7490	3980	5990
ширина	3200	2070	2335
высота	1735	1700	2085
Вес, кг	8830	4773	7600

Для дезинтеграции песков в зарубежной практике применяются ножевая мельница, сверхскруббер, скруббер Гумбольдта, противоточный скруббер фирмы Аллис-Чалмерс, но они сложны по конструкции, тяжелы, громоздки и каких-либо существенных преимуществ относительно описанных выше конструкций дезинтеграторов не имеют.

Общие принципы классификации песков

Классификация — процесс разделения материала на классы по крупности, или объему (грохочение), или по скоростям падения минеральных зерен в воде (гидравлическая классификация).

Наибольшее значение в практике обогащения песков россыпей имеет грохочение. При грохочении обычно получают два продукта: верхний (надрешетный) и нижний (подрешетный). В каждом продукте зерна различных минералов имеют соответственно одинаковую крупность, независимо от их удельных весов.

Классификация обычно производится в том же аппарате, что и дезинтеграция породы, но по времени после процесса дезинтеграции. В некоторых случаях, главным образом при применении гидравлической дезинтеграции породы, а также при вторичной классификации перед обогащением (или удалением хвостов), классификация производится на самостоятельных аппаратах (грохотах).

В практике обработки песков в основном применяют мокрое грохочение, которое является подготовительной операцией для последующих стадий обогащения в целях получения первичных концентратов.

При доводочных операциях применяют сухое грохочение и оно является вспомогательной операцией для отделения крупного материала от мелкого или для разделения материала по классам перед магнитной и электрической сепарацией.

На эффективность грохочения влияет размер и форма отверстий решета, форма и крупность материала и количество трудных зерен в нем; при мокром грохочении сказывается влияние воды, а при сухом — влажность материала.

Наиболее эффективные результаты грохочения можно получить, применяя решета с прямоугольными и квадратными отверстиями, а не с круглыми, имеющими один и тот же линейный размер. При этом значительную роль играет количество отверстий и общая их площадь (живое сечение решета). Наибольшее живое сечение имеют решета с расположением отверстий в шахматном порядке.

Эффективность грохочения характеризуется полнотой отделения мелкого материала от крупного и обычно оценивается коэффициентом полезного действия грохота.

К. п. д. определяют отношение количества мелкого материала,

выделенного из исходного в подрешетный продукт, к количеству мелкого материала, имеющегося в исходном материале, по формуле

$$\eta = \frac{q_1}{q_2} 100, \% \quad (34)$$

где q_1 — вес нижнего класса в исходном материале;
 q_2 — вес выделенного мелкого материала.

Практически удобнее определять к. п. д. грохота, пользуясь только данными ситового анализа материала, не прибегая к взвешиванию продуктов.

В этом случае применяют формулу

$$\eta = \frac{100}{k_1} \cdot \frac{k_1 - k_2}{100 - k_2} \quad (35)$$

где k_1 — процент мелких зерен в исходном материале;
 k_2 — процент мелких зерен в верхнем продукте.

На к. п. д. влияют также конструктивные особенности грохота и режим его работы.

§ 12. Грохоты

В практике обогащения песков россыней применяют неподвижные плоские, качающиеся плоские, вибрационные и барабанные грохоты.

Выбор типа грохота производят исходя из максимальной крупности исходного материала, требуемой эффективности грохочения, производительности и способа грохочения (мокрый или сухой).

Неподвижные плоские грохоты являются простейшими аппаратами для сортировки материала по крупности. Их изготавливают с перфорированными решетками или с колосниками.

Перфорированные решета имеют отверстия диаметром 12—100 мм и применяются на гидравлических вашгердах, вашгердах-классификаторах и на кулибинах.

Колосниковые грохоты, состоящие из колосников различной формы, с расстоянием между колосниками 25 мм и больше, имеют ограниченное применение.

Плоские качающиеся грохоты применяют с возвратно-поступательным движением — симметричным или дифференциальным. Качающиеся грохоты можно подразделить по характеру качаний на грохоты с прямолинейными качаниями и грохоты гирационные (круговые) с качаниями по окружности в вертикальной плоскости.

Наклонный грохот с прямолинейными продольными качаниями в горизонтальной плоскости (рис. 20, 21) имеет главный вал O , эксцентрик C с эксцентриситетом r , шарнирные подвески O_1, O_2 длиной l , в среднем положении — вертикальные, так что

точка O_2 кузова движется по окружности радиуса l , а с учетом отношения $l:r \approx 80$ можно считать, что она движется по горизонтальной прямой dd , как это показано вектором скорости v ,

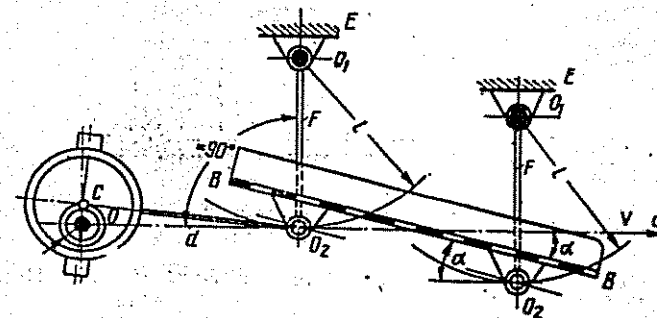


Рис. 20. Схема наклонного качающегося грохота с прямолинейными качаниями

так что линия движения сита направлена под углом α к его поверхности BB , где α — угол наклона сита.

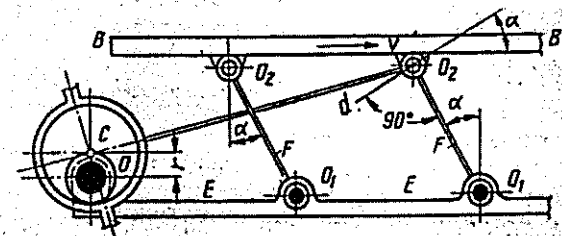


Рис. 21. Схема горизонтального качающегося грохота с дифференциальным движением

Грохот этот относится к числу тихоходных и широко применяется на россыпях.

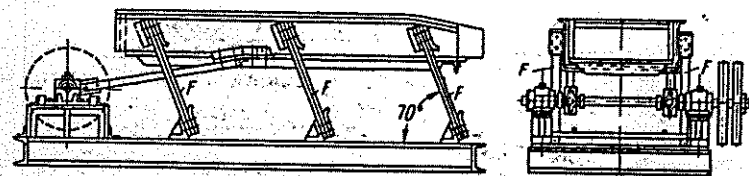


Рис. 22. Общий вид горизонтального односитного грохота с дифференциальным движением

На рис. 22 показан общий вид горизонтального односитного грохота с дифференциальным движением на шести пружинящих опорах F с углом $\alpha = 20^\circ$, т. е. с отклонением от горизонтали на 70° . Основные параметры этих грохотов приведены в табл. 27

Таблица 27

Основные параметры горизонтальных односитых грохотов с дифференциальным движением

Основные параметры	Марка грохота				
	ГФ-19	ГФ-20	ГФ-21	ГФ-22	ГФ-23
Размеры сита $B \times L$, мм	500 × 2500	80 × 2500	800 × 4000	1000 × 4000	1250 × 4000
Размеры отверстий, мм	3-25	3-25	3-25	3-25	3-25
Ход сита $s=2r$, мм	30	30	30	30	30
Производительность, м³/ч	3-15	4-20	5-30	6-40	7-60
Мощность двигателя, кВт	1-1,5	1,5-2	2-3	3-4	4-5
Скорость вращения n , об/мин	420	420	360	360	320
Эксцентриситет r , мм	15	15	15	15	15
Диаметр шкива, мм	500	630	630	630	630
Ширина шкива, мм	100	100	100	100	100
Вес грохота, кг	526	1137	1372	1545	1604
Длина грохота, мм	3260	3475	5275	5275	5275
Ширина " " "	1045	1660	1660	1890	2110
Высота " " "	1075	1150	1150	1150	1150

Пружинящие опоры делают деревянными (из березы) или металлическими. Грохот приводится в движение от эксцентрикового или кривошипного механизма, сообщаящего ему возвратно-поступательные движения. Вследствие наклонного расположения стоек желоб имеет еще и неравномерные движения вверх и вниз.

Плоские качающиеся грохоты по сравнению с неподвижными грохотами дают лучшее разделение материала и занимают небольшую площадь, но пружинящие стойки быстро выходят из строя, при работе дают сильные толчки и сотрясения; производительность и эффективность грохочения при отверстиях сит менее 4 мм и особенно менее 1 мм резко снижается.

Удельная производительность гирационных грохотов приведена в табл. 28.

Таблица 28

Удельная производительность гирационных грохотов на 1 м² поверхности [75]

Размер отверстий, мм	0,1	0,2	0,3	0,4	0,6	0,8	1,17	2	3	5
Удельная производительность, м³/ч	1,9	2,2	2,5	2,8	3,2	3,7	4,4	5,5	7,0	11
Размер отверстий, мм	8	10	16	20	25	31,5	40	50	80	100
Удельная производительность, м³/ч	17	19	25,5	28	31	34	38	42	56	63

Вибрационные грохоты разделяются на инерционные (рис. 23, а) и электровибрационные (рис. 23, б).

Вибрации вызываются вращением неуравновешенных масс (шкив с дебалансом).

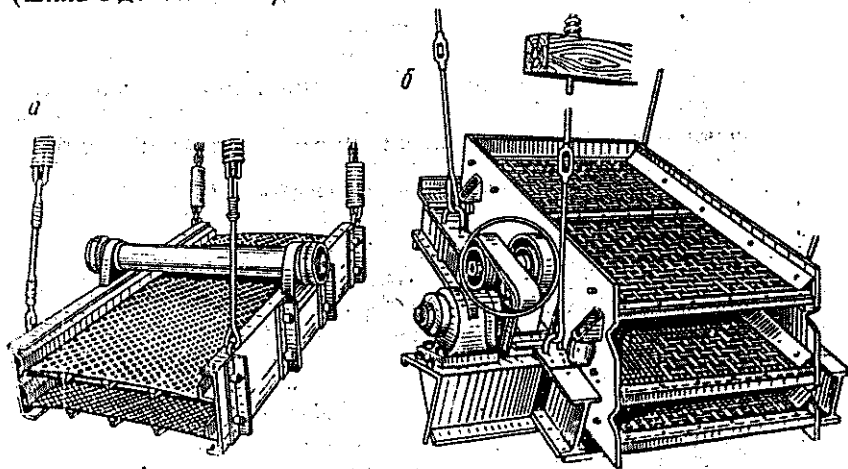


Рис. 23. Грохот инерционный

По характеру вибраций их разделяют на грохоты с прямолинейным возвратно-поступательным движением, перпендикулярным к наклонному сити или под углом к горизонтальному сити, с овальными вибрациями в вертикальной плоскости при наклонном решете.

Характеристика инерционных грохотов приведена в табл. 29.

Таблица 29

Характеристика инерционных грохотов [75]

Показатели	Марка грохота				
	ГУП-I	ГУП-II	ВГД-I	ВГД-II	ГУП-I-0
Размер сит, мм	1250 × 2500	1250 × 4000	1250 × 2500	1500 × 3000	1250 × 3500
Число сит, шт	2	2	2	2	1
Размер отверстий сит, мм	3-25	0,5-50	до 25	до 25	0,25-1
Двойная амплитуда качаний (полный размах), мм	2-6	2-6	4,8	6,0	2-8
Скорость вращения вала вибратора, об/мин	960-1200	900	1300	1000	1200
Угол наклона короба, град	15-18	13-18	15-25	15-25	5-15
Мощность электродвигателя, кВт	3,8	8,0	5,5	5,5	3,8
Вес грохота, т	1,31	2,68	1,25	1,62	1,42

Примечания: 1) Грохот ГУП-II универсальный подвесной, предназначается как для грохочения различных материалов, так и для обезвоживания крупного концентрата, размер отверстий сита в последнем случае берется 1 мм; 2) Грохот ГУП-I-0 предназначается для обезвоживания мелкого концентрата и шламов.

Значения поправочных коэффициентов [75]

Кэф-фици-ент	Факторы, учитываемые коэффициентом	Характеристика и классификация материала	Содержание мелких и крупных зерен в питании, точность отсева, процент и числовые значения коэффициентов
k	Влияние мелочи	Содержание в питании зерен раз-верстия k , %	0 10 20 30 40 50 60 70 80 90
l	Влияние крупных зерен	Содержание избыточных зерен в питании, %	0,2 10 20 30 40 50 60 70 80 90
m	Точность грохоче-ния	Заданная точность отсева, %	0,94 40 50 60 70 80 90 92 94 96 98 0,4
n	Форма зерен (к.п.д.)	Форма зерен	Дробленый мате-риал разный (кроме угля)
o	Влияние влажно-сти	Значения n Влажность материала	1,0 Для отверстий решета меньше 25 мм сухой 1,25 Для отверстий решета больше 25 мм в зависимости от влажности
p	Способ гро-хочения	Значения o Грохочение	0,1 Для отверстий решета меньше 25 мм сухое 1,0 0,9—1,0 Для отверстий решета больше 25 мм любое 1,0
		Значения p	Зерна округленной фор-мы (например, морская галька) Уголь 1,5

Производительность гирационных грохотов определяют по формуле

$$Q = F \cdot q \cdot \gamma \cdot k \cdot l \cdot m \cdot n \cdot o \cdot p, \quad (36)$$

где Q — производительность, т/ч;

F — рабочая площадь грохота, м²;

q — удельная производительность с 1 м² поверхности реше-та, м³/ч (см. табл. 28);

γ — насыпной вес материала, т/м³;

k, l, m, n, o, p — поправочные коэффициенты, зависящие от свойств материала и условий грохочения (табл. 30).

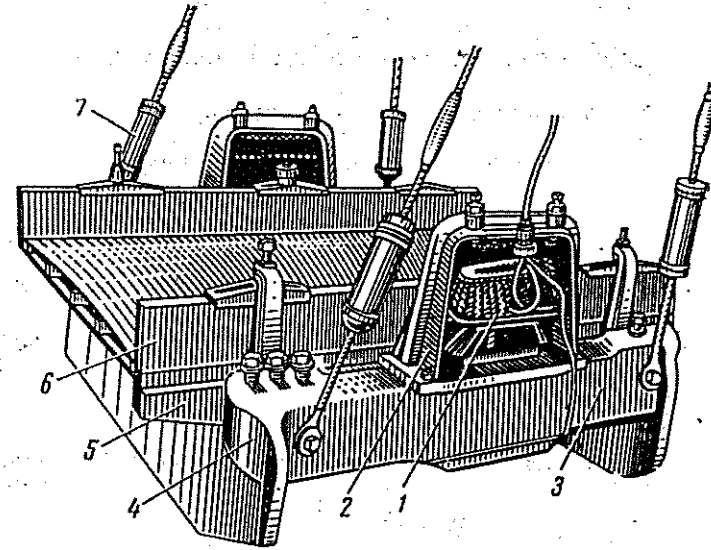


Рис. 24. Электровибрационный грохот:

1 — электромагнитный вибратор; 2 — стойки; 3 — станина; 4 — продольные балки; 5 — рама; 6 — боковые стенки; 7 — амортизаторы

Расчет двухситного грохота ведется отдельно по верхнему и нижнему продукту грохочения. При определении производи-тельности грохота по верхнему сити его рабочая площадь при-нимается равной 0,85 BL ; при определении производительности грохота по нижнему сити его рабочая площадь принимается равной 0,7 BL , где B и L ширина и длина решета в метрах.

В последние годы при сухом грохочении начали применять электровибрационные грохоты с вибрирующей рамой (рис. 24).

Электромагнитные вибраторы получают частично постоянный ток от двигатель-генератора и частично переменный ток 110—120 в с 50 пер/сек, что обеспечивает грохоту до 3000 вибраций в минуту.

Амплитуда колебаний рамы равна 1,5—5 мм. Угол наклона решета грохота равен 25—40°.

Достоинствами данного грохота являются высокий к.п.д. (до 98%) и большая производительность.

Характеристика электровибрационных грохотов с вибрирующей рамой приведена в табл. 31.

Таблица 31

Характеристика электровибрационных грохотов с вибрирующей рамой

Показатели	Размеры решета, мм (ширина на длину)			
	800×1600	1000×2000	1250×2500	1500×3000
Площадь грохочения, м ²	1,28	2,00	3,12	4,50
Максимальный размер материала, мм	40	40	40	40
Производительность (при размерах отверстий 1,5—12 мм), т/ч	6,4	10,0—32,0	15,6—78,0	22,5—112,0
Число вибраций в минуту	1500	1500	1500	1500
Потребная мощность, кВт	3000	3000	3000	3000
Основные размеры, мм:	1,1	0,6	0,75	0,4
длина	2000	2500	3100	3700
ширина	1400	1600	2000	2300
высота	1000	1000	1200	1400
Вес, т	1,2	1,6	2,0	2,8

За рубежом для сухого и мокрого грохочения материала крупностью до 0,2 мм применяются электромагнитные грохоты фирмы Аллис-Чалмерс с вибрациями 1500—3600 в минуту, при амплитуде колебаний 0,4—1,6 мм.

В последнее время в отечественной практике и за рубежом при сухом грохочении применяют грохоты с электроподогревом сит, благодаря чему устраняется забивание отверстий.

Бочки (барабанные грохоты)

Широкое распространение получили вращающиеся барабанные грохоты: цилиндрические дражные бочки, конические бочки (скруббер-бутары) и концентрические бочки (трюмели) с двумя и даже с тремя просеивающими поверхностями.

Отличительной особенностью бочек от обычных барабанных грохотов является установка в них специальных продольных наборов, штырей, кольцевых порогов и глухих ставов.

Для размыва песков в бочку подается вода под напором 15—30 м вод. ст. через оросительную трубу с насадками диаметром 10—35 мм.

Достоинством бочек является отсутствие вибраций, передаваемых на здания фабрики и понтоны драги (мойки).

Основными недостатками бочек являются низкие технологические показатели, объясняющиеся тем, что для грохочения используется лишь около 1/6—1/8 части сеющей поверхности, отверстия легко забиваются, из-за перекачивания песков в нижнем слое находятся преимущественно крупные зерна, что затрудняет просеивание мелких зерен.

Обычно эффективность грохочения в бочках для промывистых песков не превышает 80—95%, для труднопромывистых 75—80%.

Эффективность грохочения еще не характеризует качество работы бочек при обработке песков, содержащих полезные ископаемые.

Основное, что требуется от бочек, это наиболее полная отдача полезных ископаемых с нижним продуктом грохочения, так как критерием качества работы грохотов на песках является величина потерь полезных ископаемых с верхним продуктом грохочения (галей).

Необходимо добиваться хорошей дезинтеграции материала в бочках и более полного удаления ценных минералов в нижний продукт.

Необходимый размер отверстий бочки определяется максимальной крупностью зерен полезных ископаемых и допустимой крупностью питания последующих обогащающих приборов, которая составляет: при обогащении на шлюзах глубокого наполнения — 16 (50) мм, на шлюзах мелкого наполнения, отсадочных машинах и винтовых сепараторах — 16 (8) мм.

В конических и концентрических бочках отверстия принимаются одного диаметра — 12—16 мм.

Диаметр отверстий первого става дражных бочек составляет 8—10 мм, как редкое исключение 6 мм, второго става — 10—12 мм, третьего става — 12—16 мм и для четвертого или последнего става — 16—20 мм. При наличии самородков на бочках устанавливают дополнительные ставы с отверстиями до 50 мм. Верхний предел перфорации 16—20 мм лимитируется отсутствием в большинстве случаев полезных ископаемых в данном материале. Нижний предел перфорации 8 мм и особенно 6 мм лимитируется условием быстрого заглушения отверстий.

Удельная производительность бочки примерно пропорциональна диаметру отверстий. Согласно данным Таггарта, она равна 2—2,5 м³/ч для отверстий диаметром 10 мм.

Производительность дражной бочки как грохота проверяется по формуле

$$Q = q \pi / D, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (37)$$

где q — удельная нагрузка, м³/ч;

$$\pi = 3,14;$$

l — длина сеющей части бочки, м;

D — диаметр бочки, м.

Средний диаметр отверстий перфорированных ставов бочки определяется из выражения

$$d_{cp} = \frac{d_1 + d_2 + d_3 + \dots + d_m}{m}, \text{ мм}, \quad (38)$$

где d_1 — диаметр отверстий 1-го става, мм;

d_2 — диаметр отверстий 2-го става, мм;

d_3 — диаметр отверстий 3-го става, мм;

d_m — диаметр отверстий m -го става;

m — число сеющих ставов.

Удельная нагрузка для полученного среднего диаметра отверстия будет равна

$$q = q_0 d_{cp}, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (39)$$

где q_0 — удельная нагрузка на 1 мм диаметра отверстия грохота, принимаемая в практике проектирования в пределах 0,2—0,53 м³/ч, в среднем 0,32 м³/ч.

Длина сеющей поверхности грохота определяется из выражения

$$l = \frac{Q}{q_0 D}, \text{ м}. \quad (40)$$

Принятая перфорация должна обеспечить производительность бочки, полученную по формуле (37).

Производительность бочки определяют исходя из того, что она работает как вращающийся трубчатый конвейер, по формуле проф. Л. Б. Левенсона.

$$Q = 600 n \operatorname{tg} 2\alpha \sqrt{R^3 h^3}, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (41)$$

где n — скорость вращения, об/мин;

α — угол наклона бочки к горизонту, град;

R — радиус бочки, м;

h — высота слоя материала в бочке, м.

Скорость вращения бочки определяют из выражения

$$n = \frac{k}{R}, \quad (42)$$

где R — радиус бочки, м;

k — коэффициент, изменяющийся от 8 до 14.

При скорости вращения, определенной по формуле (42), достигается максимальная длина пути скольжения песков по бочке. Скорость вращения оказывает более существенное влияние на отсев трудных зерен, чем на отсев мелочи, поэтому при значительном количестве в песках мелочи можно допускать большую скорость.

При наличии в бочке продольного набора целесообразно принимать меньшую скорость вращения; кольцевые пороги требуют

повышенной скорости вращения и большего угла наклона бочки.

Число оборотов влияет на окружную скорость перемещения материала, которая определяется из уравнения

$$v_0 = \frac{0,105 R n}{\cos 2\alpha}, \quad (43)$$

где α — угол наклона бочки.

При угле наклона бочки 3—5° $\cos 2\alpha$ может быть принят равным 1, тогда

$$v_0 = 0,105 R n. \quad (44)$$

Скорость продольного перемещения материала в бочке определяется из уравнения

$$v = 0,105 R n \operatorname{tg} 2\alpha. \quad (45)$$

Для хорошо и среднепромывистых песков оптимальная окружная скорость находится в пределах 0,8—1,0 м/сек, скорость продольного перемещения в пределах 0,2—0,3 м/сек.

От скорости продольного перемещения материала зависит время его пребывания в бочке, определяемое из уравнения

$$t = \frac{l + l_1}{v}, \quad (46)$$

где t — время, сек;

l — длина сеющего става, м;

l_1 — длина верхнего глухого става, м.

Толщина слоя песков в бочке не должна превышать:

а) при условии грохочения мелочи

$$h_{\max} = \frac{D}{5}; \quad (47)$$

б) при условии грохочения трудных зерен

$$h_{\max} = \frac{D}{10}. \quad (48)$$

где D — диаметр бочки, мм.

Длину сеющей части бочки принимают от 3,3 до 4,6 диаметра бочки, а отношение диаметра бочки к ее длине (общей) принимают равным $\frac{1}{5} \div \frac{1}{6}$.

При решении вопроса дезинтеграции песков в бочке исходят из времени пребывания материала, которое по результатам исследований, проведенных в Иргиредмете, может быть принято:

для хорошо промывистых песков 40—50 сек;

для среднепромывистых песков — 80—90 сек.

Характеристика дражных бочек приведена в табл. 32.

Классификации подвергается преимущественно материал крупностью — 6 мм.

Разделение материала в механических классификаторах происходит в нижней части наклонно поставленного корыта; осаждающиеся в корыте крупные частицы (песок) при помощи транспортирующего устройства механически передвигаются по дну корыта вверх; взвешенные мелкие частицы (слив) сливаются с водой через нижний порог корыта.

Из всех типов механических классификаторов наибольшее распространение получили спиральные как более производительные, простые по конструкции и надежные в эксплуатации.

Спиральные классификаторы изготовляют двух типов: с погруженной и с непогруженной спиралью. Первый тип отличается тем, что в нижнем (сливном) конце классификатора вся спираль находится под уровнем пульпы, что создает наиболее благоприятные условия для получения тонкого слива с зернистой частью крупностью — 0,15 мм. В этих классификаторах сливной порог проходит не только по торцовой стенке, но и на части боковых стенок корыта, что обеспечивает (при одном и том же диаметре спиралей) более высокую производительность, чем у классификаторов с непогруженной спиралью.

Классификаторы с непогруженной спиралью имеют высокий порог, так что спираль располагается в нижнем сливном конце классификатора, над уровнем пульпы. Эти классификаторы применяют для выделения в слив материала крупнее 0,15 мм.

Спиральные классификаторы характеризуются длиной корыта и диаметром спирали и выпускаются с одинарной и двойной спиралью.

Производительность классификатора по сливу зависит от крупности слива, удельного веса исходного материала, ситового состава его и плотности пульпы, по пескам — от диаметра спирали, шага и числа оборотов ее.

На производительность классификатора влияет также площадь зеркала пульпы. Чем больше площадь, тем выше производительность и более тонкий слив.

Площадь зеркала пульпы определяется шириной классификатора и его длиной, зависящей от высоты порога и угла наклона днища, которые практически изменяются в небольших пределах.

Углы наклона корыта зависят от крупности слива и принимаются от 14 до 18°. При классификации мелкозернистого материала днищу придают меньший угол наклона.

Скорость вращения спирали подбирается в зависимости от крупности разделяемого материала (табл. 33). Она должна обеспечивать транспортирование песков и предотвращать накопление их в классификаторе (обычно не превышает 23—30 м/мин).

Таблица 33

Окружные скорости спирали в зависимости от максимальной крупности материала в сливе

Крупность материала в сливе, мм	0,83	0,50	0,42	0,30	0,20	0,15	0,10	0,075
Окружная скорость, м/мин	24	21	16	13	11	10	8	5

Для улучшения процесса классификации питающие желоба устанавливают так, чтобы поток исходного материала входил в классификатор у малых моделей на 50 мм, а у больших на 150—200 мм ниже уровня зеркала пульпы.

Характеристика спиральных классификаторов приведена в табл. 34.

Производительность спиральных классификаторов по пескам подсчитывается по формуле

$$Q = 135 m k n D^2, \text{ т/сутки}, \quad (49)$$

где m — число спиралей в классификаторе;

k — коэффициент, учитывающий удельный вес обрабатываемого материала (табл. 35);

n — число оборотов спирали в минуту;

D — диаметр спирали, м.

Производительность спиральных классификаторов типа КС приведена в табл. 36.

Центробежные классификаторы (гидроциклоны). В механических классификаторах, с уменьшением размеров минеральных частиц и их удельного веса, значительно снижается эффективность процесса классификации. Для интенсификации процесса классификации прибегают к замене сил тяжести центробежными силами, в известных условиях превышающими в десятки раз силы тяжести. Одним из классифицирующих аппаратов, в котором использованы центробежные силы, является гидроциклон.

Обеспечивая достаточную производительность, гидроциклоны просты по конструкции, изготовлению и обслуживанию. Они небольших размеров и веса, не испытывают деформаций и вибраций, поэтому не требуют массивных фундаментов и могут быть подвешены к любой несущей конструкции, на любой отметке здания.

Стоимость установки с гидроциклонами, включая насосы для подачи пульпы и трубопроводы, в 8—10 раз меньше стоимости соответствующей установки с механическими классификаторами.

Главными недостатками гидроциклонной установки являются быстрый износ самого гидроциклона, песковых насосов и повышенный расход энергии за счет последних.

Таблица 32

Характеристика дражных бочек

Мощность и тип драги	Длина соедей час- ти, м	Длина переноса глу- хого става, м	Внутренний диаметр бочки, м	Угол наклона бочки, град	Скорость вращения, об/мин	Отверстия бочки, мм	Площадь живого се- чения, м ²	Живое сечение, %	Производительность бочки, м ³ /ч
500 л, электрическая	10,4	1,65	3,04	8°20'	6—6,5	6— 32—64	7,164	8,5	200
380 »	11,4	1,65	2,7	7°25'	9,1	8—40	8,238	8,52	212
360 »	11,4	1,65	2,7	7°30'	7,8	12—18	10,615	10,93	395
210 »	8,3	1,15	1,8	7°50'	12,6	9—30	3,88	8,6	152
210 »	8,3	1,3	2,0	7°	10,5	6—32	—	7,04	130
210 »	8,0	1,6	1,8	7°30'	13,0	10—42	5,037	11,28	152
210 »	8,3	1,15	1,8	7°20'	14	10,5— 40	4,03	8,7	135
210 »	8,2	1,15	1,8	8°30'	10	10—40	4,31	9,3	161
210 л, паровая	7,3	1,38	1,7	3°36'	14	8—19	2,97	9,9	76
210 »	7,4	0,82	1,7	6°20'	11,6	7—14	4,02	9,95	98
210 »	6,9	0,95	1,6	4°35'	16	5—16	3,05	8,6	73
210 »	6,9	0,95	1,6	4°56'	20	5,5—12	1,775	5,0	91
150 »	6,5	1,0	1,6	7°	16	8—15	2,97	2,13	90
150 »	5,4	0,7	1,4	6°30'	17	—	—	—	68

В последнее время для повышения отдачи полезных ископаемых с нижним продуктом грохочения в нижнем глухом стае бочки устанавливают дополнительные сеющие листы.

На стационарных обогатительных фабриках наибольшее распространение получили скруббер-бутары С-1300.

На землесосных гидравлических установках для классификации хвостов применяют шестигранный вращающийся грохот (рис. 25). Шестигранник имеет длину 4,2 м, ширину 1,2 м. Ось грохота крепится к его каркасу радиальными спицами. Со стороны загрузки барабан имеет глухой став, площадью 2,1 м². В сеющих ставах имеются отверстия диаметром 12 мм. Общая площадь грохота с глухим ставом равняется 12,9 м², сеющая площадь 10,8 м², площадь живого сечения 3,87 м². Угол наклона барабана 5°, скорость вращения равна 17 об/мин.

§ 13. Классификаторы и гидроциклоны

При обработке песков для выделения глинистого материала (пла) применяют механические классификаторы и гидроциклоны.

В механических классификаторах происходит разделение минеральной смеси в жидкой среде на два класса различной крупности по их скоростям падения.

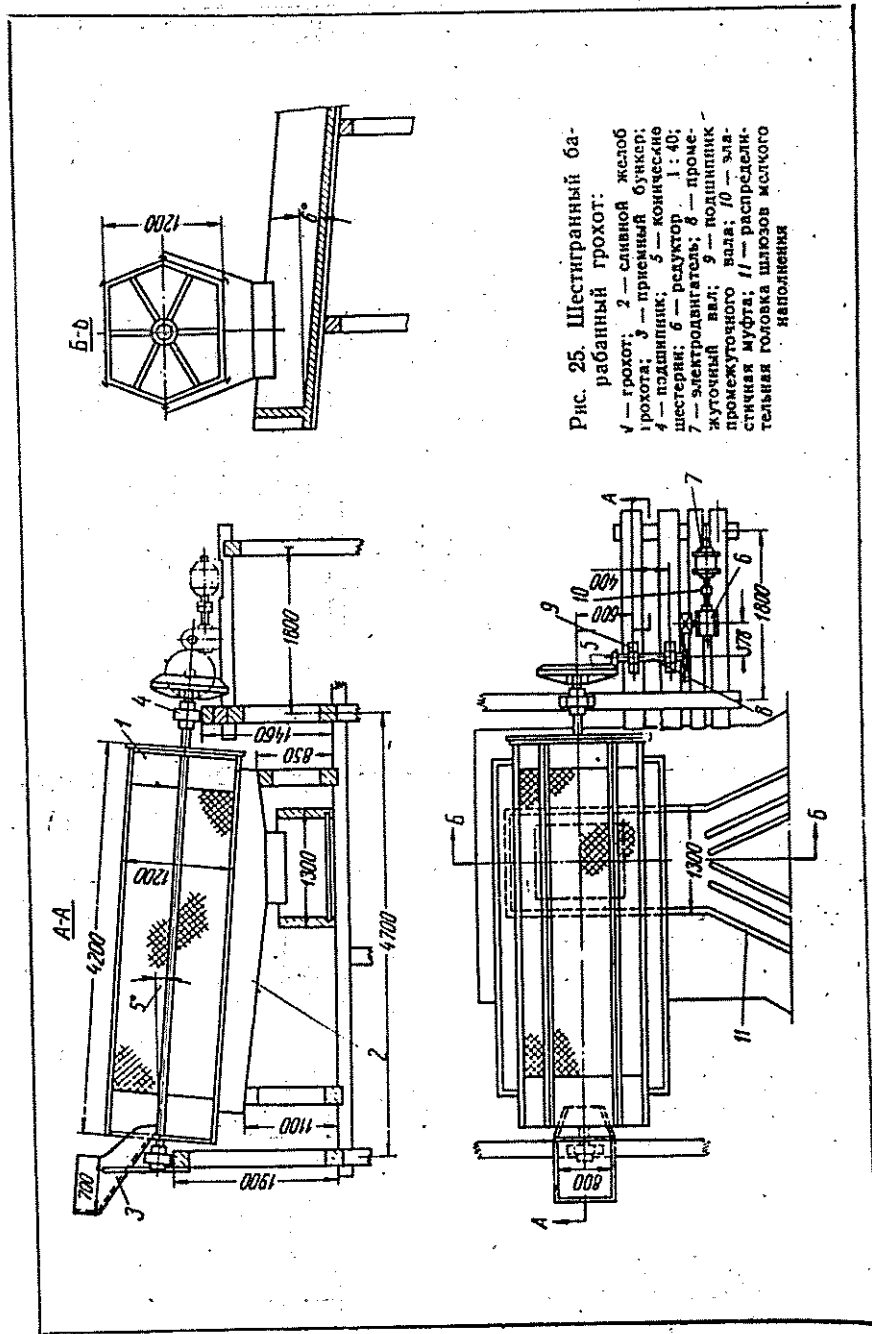


Рис. 25. Шестигранный барабанный грохот:
1 — желоб;
2 — сито;
3 — приемный бункер;
4 — поддонник;
5 — конический грохот;
6 — редуктор;
7 — электродвигатель;
8 — промежуточный вал;
9 — шестерня;
10 — вал;
11 — распределительная головка шлюзового наполнения

Таблица 34

Характеристика спиральных классификаторов¹ [80]

Диаметр спирали, мм	Длина корпуса, мм	Скорость вращения спирали, об/мин	Число спиралей, шт.	Шаг спирали, мм	Угол наклона на корыте, град	Электропривод классификатора		Электропривод поддона		Основные размеры, мм			Общий вес, т
						мощность, кВт	обороты в минуту	мощность, кВт	обороты в минуту	длина	ширина	высота	
300	3000	5,4—25	1	160	14—18	1	930	1	Подъем ручной	3900	773	843	0,76
300	3000	19,5	1	160	14—18	0,6	1410	0,6	то же	5900	775	843	0,76
500	4500	3,2—15,3	1	250	14—18	1	930	1	то же	5430	934	1274	1,47
750	5500	7,8	1	380	14—18	2,8	960	2,8	то же	6730	1077	1575	2,9
750	5500	2,4—9,9	1	380	14—18	2,8	950	2,8	то же	6730	1077	1575	2,9
1000	6500	1,6—7,6	1	500	14—18	4,5	1410	4,5	то же	7876	1620	1934	3,87
1000	6500	5	1	500	14—18	7	1500	7	то же	7876	1620	1934	3,87
1000	6500	3—8	1	500	12	4,5	950	4,5	1,7	8220	1394	3750	7,9
1200	6500	5—7	1	600	12	4,5	950	4,5	1,7	8220	1642	3858	8,45
1500	8230	2,5—6	1	750	16	7	980	7	1,7	10440	1935	4640	13,24
2400	9185	2,6—5,2	1	1500	17	10	980	10	2,8	11375	3000	6100	23,45
1200	8400	3—8	2	600	15	7	980	7	1,7	9945	3060	5520	19,67
1500	8230	2,5—6,1	2	750	16	14	980	14	1,7	10400	3538	4640	23,82
2000	8400	3,1—6,1	2	1250	18	20	1000	20	2,8	10955	4648	4590	33,60
2400	9055	2,48—5	2	1500	17	20	980	20	4,5	11335	5440	5982	40,76

¹ Число заходов спиралей — два.

Таблица 35

Значение коэффициента K в зависимости от удельного веса обрабатываемого материала

Удельный вес	2,7	3,0	3,3	3,5	4,0	4,5
Значение K	1	1,17	1,23	1,43	1,67	1,95

Таблица 36

Производительность спиральных классификаторов типа КС (по твердому)

Диаметр спирали, мм	Показатели	Крупность по сиву (минус), мм							
		0,83	0,59	0,42	0,30	0,21	0,15	0,10	0,074
		Количество твердого, %							
		40	40	35	30	30	20	20	15
300	Скорость вращения спирали, об/мин	25	22	19,5	16,6	14	11,2	8,3	5,4
	Производительность, т/сутки: по пескам по сиву	113 33	105 30	88 27	75 24	63 20	51 14	38 10	25 6
500	Число оборотов спирали в минуту	15,3	13,4	11,5	10	8,5	6,9	5	3,2
	Производительность, т/сутки: по пескам по сиву	260 77	230 67	195 60	170 54	145 45	117 31	85 20	54 13,5
750	Скорость вращения спирали, об/мин	9,9	8,9	7,8	6,6	5,6	4,5	3,3	2,4
	Производительность, т/сутки: по пескам по сиву	445 163	390 147	350 132	295 118	250 100	200 68	145 45	100 31
1000	Скорость вращения спирали, об/мин	7,6	6,7	5,7	5	4,3	3,5	2,5	1,6
	Производительность, т/сутки: по пескам по сиву	700 260	620 240	530 215	435 190	400 160	325 110	230 72	160 50

Таблица 27

Основные параметры горизонтальных односитых грохотов с дифференциальным движением

Основные параметры	Марка грохота				
	ГФ-19	ГФ-20	ГФ-21	ГФ-22	ГФ-23
Размеры сита $B \times L$, мм	500 × 2500	80 × 2500	800 × 4000	1000 × 4000	1250 × 4000
Размеры отверстий, мм	3-25	3-25	3-25	3-25	3-25
Ход сита $s=2r$, мм	30	30	30	30	30
Производительность, м ³ /ч	3-15	4-20	5-30	6-40	7-60
Мощность двигателя, кВт	1-1,5	1,5-2	2-3	3-4	4-5
Скорость вращения n , об/мин	420	420	360	360	320
Эксцентриситет r , мм	15	15	15	15	15
Диаметр шкива, мм	500	630	630	630	630
Ширина шкива, мм	100	100	100	100	100
Вес грохота, кг	526	1137	1372	1545	1604
Длина грохота, мм	3260	3475	5275	5275	5275
Ширина " "	1045	1660	1660	1890	2110
Высота " "	1075	1150	1150	1150	1150

Пружинящие опоры делают деревянными (из березы) или металлическими. Грохот приводится в движение от эксцентрикового или кривошипного механизма, сообщая ему возвратно-поступательные движения. Вследствие наклонного расположения стоек желоб имеет еще и неравномерные движения вверх и вниз.

Плоские качающиеся грохоты по сравнению с неподвижными грохотами дают лучшее разделение материала и занимают небольшую площадь, но пружинящие стойки быстро выходят из строя, при работе дают сильные толчки и сотрясения; производительность и эффективность грохочения при отверстиях сит менее 4 мм и особенно менее 1 мм резко снижается.

Удельная производительность гирационных грохотов приведена в табл. 28.

Таблица 28

Удельная производительность гирационных грохотов на 1 м² поверхности [75]

Размер отверстий, мм	0,1	0,2	0,3	0,4	0,6	0,8	1,17	2	3	5
Удельная производительность, м ³ /ч	1,9	2,2	2,5	2,8	3,2	3,7	4,4	5,5	7,0	11
Размер отверстий, мм	8	10	16	20	25	31,5	40	50	80	100
Удельная производительность, м ³ /ч	17	19	25,5	28	31	34	38	42	56	63

Вибрационные грохоты разделяются на инерционные (рис. 23, а) и электровибрационные (рис. 23, б).

Вибрации вызываются вращением неуравновешенных масс (шкив с дебалансом).

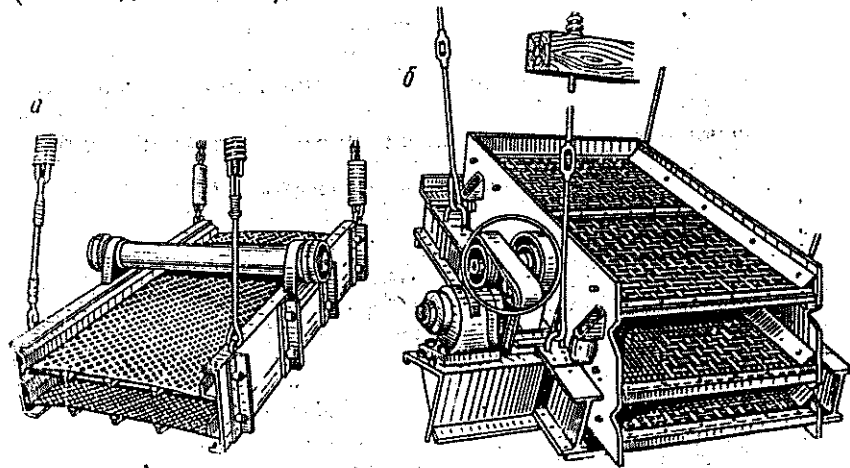


Рис. 23. Грохот инерционный

По характеру вибраций их разделяют на грохоты с прямолинейным возвратно-поступательным движением, перпендикулярным к наклонному сити или под углом к горизонтальному сити, с овальными вибрациями в вертикальной плоскости при наклонном решете.

Характеристика инерционных грохотов приведена в табл. 29.

Таблица 29

Характеристика инерционных грохотов [75]

Показатели	Марка грохота				
	ГУП-I	ГУП-II	ВГД-I	ВГД-II	ГУП-I-0
Размер сит, мм	1250 × 2500	1250 × 4000	1250 × 2500	1500 × 3000	1250 × 3500
Число сит, шт	2	2	2	2	1
Размер отверстий сит, мм	3-25	0,5-50	до 25	до 25	0,25-1
Двойная амплитуда качаний (полный размах), мм	2-6	2-6	4,8	6,0	2-8
Скорость вращения вала вибратора, об/мин	960-1200	900	1300	1000	1200
Угол наклона короба, град	15-18	13-18	15-25	15-25	5-15
Мощность электродвигателя, кВт	3,8	8,0	5,5	5,5	3,8
Вес грохота, т	1,31	2,68	1,25	1,62	1,42

Примечания: 1) Грохот ГУП-II универсальный подвесной, предназначен как для грохочения различных материалов, так и для обезвоживания крупного концентрата, размер отверстий сита в последнем случае берется 1 мм; 2) Грохот ГУП-I-0 предназначен для обезвоживания мелкого концентрата и шламов.

Амплитуда колебаний рамы равна 1,5—5 мм. Угол наклона решета грохота равен 25—40°.

Достоинствами данного грохота являются высокий к.п.д. (до 98%) и большая производительность.

Характеристика электровибрационных грохотов с вибрирующей рамой приведена в табл. 31.

Таблица 31

Характеристика электровибрационных грохотов с вибрирующей рамой

Показатели	Размеры решета, мм (ширина на длину)			
	800×1600	1000×2000	1250×2500	1500×3000
Площадь грохочения, м ²	1,28	2,00	3,12	4,50
Максимальный размер материала, мм	40	40	40	40
Производительность (при размерах отверстий 1,5—12 мм), т/ч	6,4	10,0—	15,6—	22,5—
	32,0	50,0	78,0	112,0
Число вибраций в минуту	1500	1500—	1500—	1500—
	3000	3000	3000	3000
Потребная мощность, кВт	1,1	0,6	0,75	0,4
Основные размеры, мм:				
длина	2000	2500	3100	3700
ширина	1400	1600	2000	2300
высота	1000	1000	1200	1400
Вес, т	1,2	1,6	2,0	2,8

За рубежом для сухого и мокрого грохочения материала крупностью до 0,2 мм применяются электромагнитные грохоты фирмы Аллис-Чалмерс с вибрациями 1500—3600 в минуту, при амплитуде колебаний 0,4—1,6 мм.

В последнее время в отечественной практике и за рубежом при сухом грохочении применяют грохоты с электроподогревом сит, благодаря чему устраняется забивание отверстий.

Бочки (барабанные грохоты)

Широкое распространение получили вращающиеся барабанные грохоты: цилиндрические дражные бочки, конические бочки (скруббер-бутары) и концентрические бочки (трюмели) с двумя и даже с тремя просеивающими поверхностями.

Отличительной особенностью бочек от обычных барабанных грохотов является установка в них специальных продольных наборов, штырей, кольцевых порогов и глухих ставов.

Для размыва песков в бочку подается вода под напором 15—30 м вод. ст. через оросительную трубу с насадками диаметром 10—35 мм.

Достоинством бочек является отсутствие вибраций, передаваемых на здания фабрики и понтоны драги (мойки).

Основными недостатками бочек являются низкие технологические показатели, объясняющиеся тем, что для грохочения используется лишь около 1/6—1/8 части сеющей поверхности, отверстия легко забиваются, из-за перекачивания песков в нижнем слое находятся преимущественно крупные зерна, что затрудняет просеивание мелких зерен.

Обычно эффективность грохочения в бочках для промывистых песков не превышает 80—95%, для труднопромывистых 75—80%.

Эффективность грохочения еще не характеризует качество работы бочек при обработке песков, содержащих полезные ископаемые.

Основное, что требуется от бочек, это наиболее полная отдача полезных ископаемых с нижним продуктом грохочения, так как критерием качества работы грохотов на песках является величина потерь полезных ископаемых с верхним продуктом грохочения (галей).

Необходимо добиваться хорошей дезинтеграции материала в бочках и более полного удаления ценных минералов в нижний продукт.

Необходимый размер отверстий бочки определяется максимальной крупностью зерен полезных ископаемых и допустимой крупностью питания последующих обогащающих приборов, которая составляет: при обогащении на шлюзах глубокого наполнения — 16 (50) мм, на шлюзах мелкого наполнения, отсадочных машинах и винтовых сепараторах — 16 (8) мм.

В конических и концентрических бочках отверстия принимаются одного диаметра — 12—16 мм.

Диаметр отверстий первого става дражных бочек составляет 8—10 мм, как редкое исключение 6 мм, второго става — 10—12 мм, третьего става — 12—16 мм и для четвертого или последнего става — 16—20 мм. При наличии самородков на бочках устанавливают дополнительные ставы с отверстиями до 50 мм. Верхний предел перфорации 16—20 мм лимитируется отсутствием в большинстве случаев полезных ископаемых в данном материале. Нижний предел перфорации 8 мм и особенно 6 мм лимитируется условием быстрого заглушения отверстий.

Удельная производительность бочки примерно пропорциональна диаметру отверстий. Согласно данным Таггарта, она равна 2—2,5 м³/ч для отверстий диаметром 10 мм.

Производительность дражной бочки как грохота проверяется по формуле

$$Q = q \pi / D, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (37)$$

где q — удельная нагрузка, м³/ч;

$$\pi = 3,14;$$

Таблица 32

Характеристика дражных бочек

Мощность и тип драги	Длина сеющей ча- сти, м	Длина переноса глу- хого става, м	Внутренний диаметр бочки, м	Угол наклона бочки, град	Скорость вращения, об/мин	Отверстия бочки, мм	Площадь живого се- чения, м ²	Живое сечение, %	Производительность бочки, м ³ /ч
500 л, электрическая	10,4	1,65	3,04	8°20'	6—6,5	6— 32—64	7,164	8,5	200
380 »	11,4	1,65	2,7	7°25'	9,1	8—40	8,238	8,52	212
360 »	11,4	1,65	2,7	7°30'	7,8	12—18	10,615	10,93	395
210 »	8,3	1,15	1,8	7°50'	12,6	9—30	3,88	8,6	152
210 »	8,3	1,3	2,0	7°	10,5	6—32	—	7,04	130
210 »	8,0	1,6	1,8	7°30'	13,0	10—42	5,037	11,28	152
210 »	8,3	1,15	1,8	7°20'	14	10,5— 40	4,03	8,7	135
210 »	8,2	1,15	1,8	8°30'	10	10—40	4,31	9,3	161
210 л, паровая	7,3	1,38	1,7	3°36'	14	8—19	2,97	9,9	76
210 »	7,4	0,82	1,7	6°20'	11,6	7—14	4,02	9,95	98
210 »	6,9	0,95	1,6	4°35'	16	5—16	3,05	8,6	73
210 »	6,9	0,95	1,6	4°56'	20	5,5—12	1,775	5,0	91
150 »	6,5	1,0	1,6	7°	16	8—15	2,97	2,13	90
150 »	5,4	0,7	1,4	6°30'	17	—	—	—	68

В последнее время для повышения отдачи полезных ископаемых с нижним продуктом грохочения в нижнем глухом стае бочки устанавливают дополнительные сеющие листы.

На стационарных обогатительных фабриках наибольшее распространение получили скруббер-бутары С-1300.

На землесосных гидравлических установках для классификации хвостов применяют шестигранный вращающийся грохот (рис. 25). Шестигранник имеет длину 4,2 м, ширину 1,2 м. Ось грохота крепится к его каркасу радиальными спицами. Со стороны загрузки барабан имеет глухой став, площадью 2,1 м². В сеющих ставах имеются отверстия диаметром 12 мм. Общая площадь грохота с глухим ставом равняется 12,9 м², сеющая площадь 10,8 м², площадь живого сечения 3,87 м². Угол наклона барабана 5°, скорость вращения равна 17 об/мин.

§ 13. Классификаторы и гидроциклоны

При обработке песков для выделения глинистого материала (пла) применяют механические классификаторы и гидроциклоны.

В механических классификаторах происходит разделение минеральной смеси в жидкой среде на два класса различной крупности по их скоростям падения.

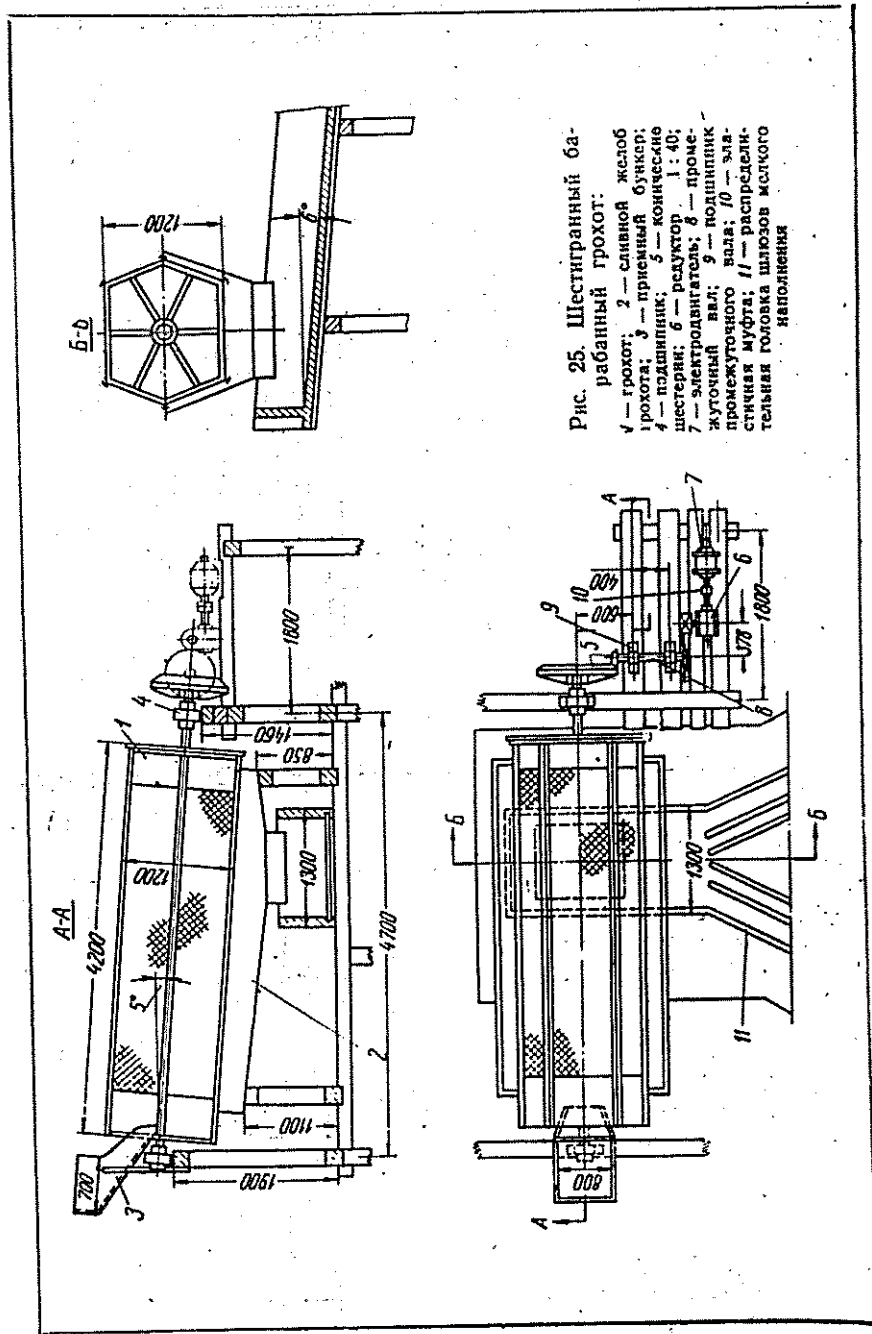


Рис. 25. Шестигранный барабанный грохот:
1 — грохот; 2 — сливной желоб; 3 — приемный бункер; 4 — подшипник; 5 — коническое шестерня; 6 — редуктор; 7 — электродвигатель; 8 — промежуточный вал; 9 — подшипник; 10 — зажимная муфта; 11 — распределительная головка шлюзового наполнения

Таблица 34

Характеристика спиральных классификаторов¹ [80]

Диаметр спирали, мм	Длина корпуса, мм	Скорость вращения спирали, об/мин	Число спирали, шт.	Шаг спирали, мм	Угол наклона на корыте, град	Электропривод классификатора		Электропривод поддона		Основные размеры, мм			Общий вес, т
						мощность, кВт	обороты в минуту	мощность, кВт	обороты в минуту	длина	ширина	высота	
300	3000	5,4—25	1	160	14—18	1	930	Подъем ручной	Подъем ручной	3900	773	843	0,76
300	3000	19,5	1	160	14—18	0,6	1410	то же	то же	5900	775	843	0,76
500	4500	3,2—15,3	1	250	14—18	1	930	то же	то же	5430	934	1274	1,47
750	5500	7,8	1	380	14—18	2,8	960	то же	то же	6730	1077	1575	2,9
750	5500	2,4—9,9	1	380	14—18	2,8	950	то же	то же	6730	1077	1575	2,9
1000	6500	1,6—7,6	1	500	14—18	4,5	1410	то же	то же	7876	1620	1934	3,87
1000	6500	5	1	500	14—18	7	1500	то же	то же	7876	1620	1934	3,87
1000	6500	3—8	1	500	12	4,5	950	1,7	1420	8220	1394	3750	7,9
1200	6500	5—7	1	600	12	4,5	950	1,7	1420	8220	1642	3858	8,45
1500	8230	2,5—6	1	750	16	7	980	1,7	1420	10440	1935	4640	13,24
2400	9185	2,6—5,2	1	1500	17	10	980	2,8	1420	11375	3000	6100	23,45
1200	8400	3—8	2	600	15	7	980	1,7	1420	9945	3060	5520	19,67
1500	8230	2,5—6,1	2	750	16	14	980	1,7	1420	10400	3538	4640	23,82
2000	8400	3,1—6,1	2	1250	18	20	1000	2,8	1420	10955	4648	4590	33,60
2400	9055	2,48—5	2	1500	17	20	980	4,5	1440	11335	5440	5982	40,76

¹ Число заходов спиралей — два.

Таблица 35

Значение коэффициента K в зависимости от удельного веса обрабатываемого материала

Удельный вес	2,7	3,0	3,3	3,5	4,0	4,5
Значение K	1	1,17	1,23	1,43	1,67	1,95

Таблица 36

Производительность спиральных классификаторов типа КС (по твердому)

Диаметр спирали, мм	Показатели	Крупность по сиву (минус), мм							
		0,83	0,59	0,42	0,30	0,21	0,15	0,10	0,074
		Количество твердого, %							
		40	40	35	30	30	20	20	15
300	Скорость вращения спирали, об/мин	25	22	19,5	16,6	14	11,2	8,3	5,4
	Производительность, т/сутки: по пескам по сиву	113 33	105 30	88 27	75 24	63 20	51 14	38 10	25 6
500	Число оборотов спирали в минуту	15,3	13,4	11,5	10	8,5	6,9	5	3,2
	Производительность, т/сутки: по пескам по сиву	260 77	230 67	195 60	170 54	145 45	117 31	85 20	54 13,5
750	Скорость вращения спирали, об/мин	9,9	8,9	7,8	6,6	5,6	4,5	3,3	2,4
	Производительность, т/сутки: по пескам по сиву	445 163	390 147	350 132	295 118	250 100	200 68	145 45	100 31
1000	Скорость вращения спирали, об/мин	7,6	6,7	5,7	5	4,3	3,5	2,5	1,6
	Производительность, т/сутки: по пескам по сиву	700 260	620 240	530 215	435 190	400 160	325 110	230 72	160 50

Несмотря на указанные недостатки, установка с гидроциклонами в условиях большой производительности и сильного разбавления пульпы оказывается наиболее рациональной в тех случаях, когда в слив выделяется тонкий класс.

Гидроциклон состоит из головной, сравнительно короткой цилиндрической части 1 камеры разделения, питающего патрубка 2, конической части 3 камеры разделения, песковой насадки 4, сливного патрубка 5, сливной коробки 6 и трубопровода 7 (рис. 26).

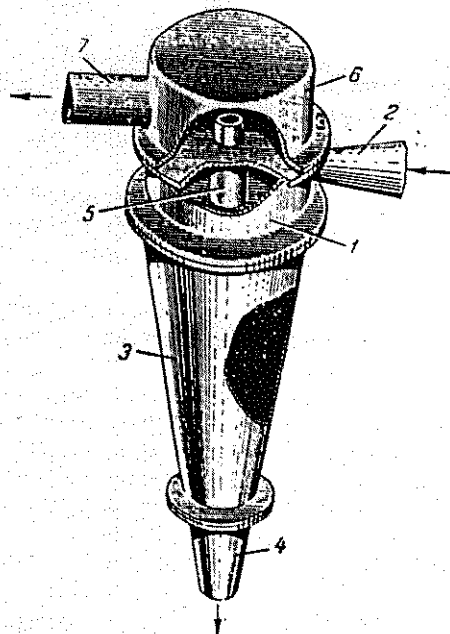


Рис. 26. Гидроциклон

Определяющими размерами гидроциклона являются внутренний диаметр цилиндрической части (диаметр гидроциклона) и угол между образующими конуса гидроциклона (угол конусности). Диаметр применяемых гидроциклонов 10—1000 мм, угол конусности 10—38°.

Пульпа подается в гидроциклон под напором через тангенциально установленный питающий патрубок. Поступающая в гидроциклон пульпа вращается с большой скоростью, достигающей 7—10 тыс. об/мин и более.

В результате действия центробежных сил свободная поверхность водной среды принимает форму цилиндра, образуя воздушный столб, ось которого совпадает с центральной осью гидроциклона.

Минеральные частицы под влиянием центробежной силы, величина которой прямо пропорциональна массе частицы, квадрату скорости вращения и обратно пропорциональна радиусу вращения, преодолевают сопротивление радиального перемещения жидкой фазы, отбрасываются к стенкам гидроциклона и сползают вниз к песковой насадке. Жидкая фаза и тончайшие частицы вращаются внутри гидроциклона, поднимаются вверх и разгружаются через сливной патрубок. Таким образом в гидроциклоне образуются два вращающихся потока (рис. 27): внешний, направленный вниз к песковой насадке, и внутренний, направленный вверх к сливному патрубку.

Ввиду того что разделение частиц происходит под действием центробежных сил, гидроциклон можно использовать как класси-

фикатор для выделения в слив частиц размером от 0,1 до 0,005 мм.

На процесс классификации в гидроциклоне оказывают влияние его параметры: диаметры нижнего и верхнего патрубков (насадок), площадь ввода питающего патрубка, длина цилиндрической части, диаметр гидроциклона, угол конусности конической части, глубина погружения верхнего патрубка в полость гидроциклона.

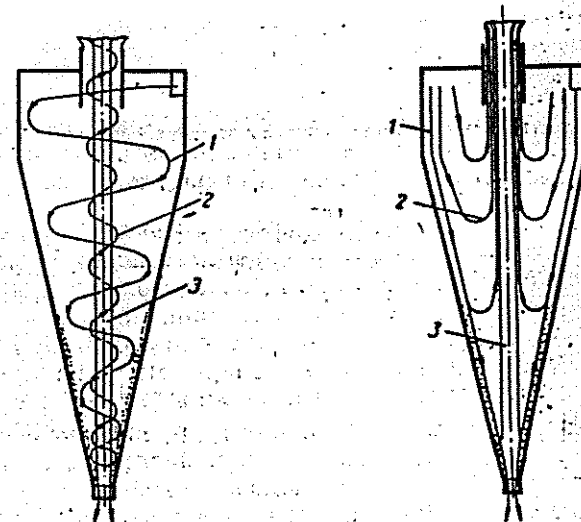


Рис. 27. Схема основных потоков пульпы в гидроциклоне:

1 — внешний поток; 2 — внутренний поток; 3 — воздушный столб

Изменение диаметра отверстия нижнего (пескового) патрубка влечет за собой изменение выходов, крупности и плотности продуктов, а также производительности гидроциклона.

При увеличении диаметра отверстия нижнего патрубка растет выход пескового продукта и уменьшается выход слива; плотность обоих продуктов при этом снижается, и растет содержание и извлечение тонких классов в песковом продукте.

При увеличении диаметра нижнего патрубка растет производительность гидроциклона. С увеличением диаметра верхнего патрубка растет выход твердого в слив, увеличивается плотность последнего и снижается содержание тонких классов в песковом продукте, при этом увеличивается производительность.

Регулировка гидроциклонов сводится к подбору соответствующих диаметров отверстий верхнего и нижнего патрубков.

Увеличение длины гидроциклона улучшает результаты классификации.

ИРА

В существующих конструкциях длина цилиндрической части принимается равной 0,5—1 диаметра гидроциклона. С уменьшением диаметра гидроциклона возникают большие центробежные силы, что способствует выделению в слив зерен меньшей крупности. Когда в слив необходимо выделить крупные классы (0,1—0,5 мм), наиболее целесообразно применять гидроциклоны с большим диаметром (500—1000 мм), и, наоборот, когда в слив требуется выделить тонкий материал (0,05—0,03 мм), целесообразнее применять гидроциклоны с малым диаметром (20—70 мм).

Изменение угла конусности конической части влияет на эффективность классификации: с уменьшением угла эффективность повышается и, наоборот, с увеличением угла эффективность снижается.

Наибольшее распространение получили гидроциклоны с углом конусности 20—22°. За рубежом нижним пределом угла конусности является угол 12—15°.

Глубина погружения верхнего патрубка в полость гидроциклона на процесс классификации влияния не оказывает. Однако наиболее целесообразно нижний обрез патрубка располагать ниже ввода пульпы в гидроциклон, примерно на расстоянии радиуса последнего. При этом расстояние между отверстием для ввода пульпы и крышкой гидроциклона (верхним обрезом цилиндрической части) должно быть минимальным, так как на этом участке может накапливаться крупнозернистый материал, что приведет к засорению слива.

Результаты работы гидроциклонов зависят от давления пульпы на входе в гидроциклон, избыточного давления (сопротивления) на выходе продуктов из гидроциклона (точнее за гидроциклоном), плотности питания и характера материала, подлежащего классификации (ситовый состав и удельный вес).

При повышении давления на входе соответственно увеличивается и перепад давления на выходе продуктов, что влечет к повышению производительности. Вместе с этим возрастают окружные скорости потоков и центробежные силы, способствующие получению более тонких сливов, менее засоренных крупными зернами.

В случае получения нижнего продукта предельной плотности (70—75% твердого), повышение давления ведет к засорению верхнего продукта крупными зернами, увеличению его выхода и к снижению эффективности классификации.

Давление на входе пульпы обычно составляет 1,5—2,5 ат. В последнее время наблюдается стремление работать при пониженном давлении пульпы (до 0,3 ат), поступающей в гидроциклон. Низкое давление способствует увеличению срока службы гидроциклонов и снижает расход электроэнергии.

Нижний и верхний продукты выходят из гидроциклона под определенным избыточным давлением, в результате на выходе

одного из продуктов появляются дополнительные сопротивления, которые в некотором приближении равноценны уменьшению диаметра отверстия соответствующего патрубка. Появление дополнительных сопротивлений на выходе обоих продуктов равносильно понижению давления пульпы на ее входе и обуславливает снижение производительности.

Для ликвидации или снижения избыточного сопротивления на выходе продуктов разгрузку слива переносят на более высокую отметку или наращивают пульпопровод, отводящий слив, вводят дополнительные колена, устанавливают задвижки и т. п.

При увеличении плотности питания снижается выход твердого в нижний продукт и увеличивается его плотность: растут крупность слива и извлечение в него тонких классов. Пропорционально повышению плотности питания растет производительность гидроциклона по твердому, объемная же производительность ввиду повышения вязкости и удельного веса пульпы несколько снижается.

Процесс классификации в гидроциклоне весьма чувствителен к изменению характера обрабатываемого материала, особенно к изменению ситового состава и удельного веса его, а также к изменению соотношения минералов различных удельных весов.

При изменении ситового состава материала производительность гидроциклона, выход продуктов и их плотность остаются прежними, но эффективность классификации по классу заданной крупности резко изменяется. Так, с повышением в питании содержания материала, предполагаемого к выделению в слив, повышается его содержание и в сливе, но извлечение его падает, так как выход слива остается прежним.

Выше указывалось, что отношение диаметра нижнего патрубка к диаметру верхнего находится в прямой зависимости от отношения содержания в питании материала, подлежащего выделению в нижний продукт, к содержанию материала в питании, подлежащего выделению в верхний продукт (слив). Исходя из этого, для повышения эффективности классификации увеличивают отверстие верхнего патрубка или уменьшают отверстие нижнего патрубка.

С повышением удельного веса обрабатываемого материала (пески с преимущественным содержанием одного тяжелого минерала) повышаются производительность по питанию, плотность нижнего продукта и содержание материала заданной крупности в сливе. Выход же слива и извлечение в него материала заданной крупности значительно снижаются.

При классификации материала, содержащего минералы с различным удельным весом, наблюдается в нижнем продукте концентрация минералов с относительно большим удельным весом, что приводит к повышению плотности нижнего продукта и его выхода.

Производительность гидроциклона может быть определена по номограмме А. И. Поварова (рис. 28) или по формуле

$$Q = KDd\sqrt{2gH}, \quad (50)$$

где Q — производительность гидроциклона;

K — коэффициент, характеризующий конструкцию гидроциклона. Для гидроциклонов диаметром 125—600 мм с углом конусности 38° $K = 2,76 \cdot 10^{-2}$, если H выражено в мм. вод. ст., g — в см/сек^2 , Q $\text{см}^3/\text{сек}$ и $K = 0,524$, если H выражено в ат, g м/сек^2 и Q л/мин ;

D — диаметр гидроциклона;

d — диаметр сливного патрубка;

H — давление пульпы в питании;

g — ускорение силы тяжести.

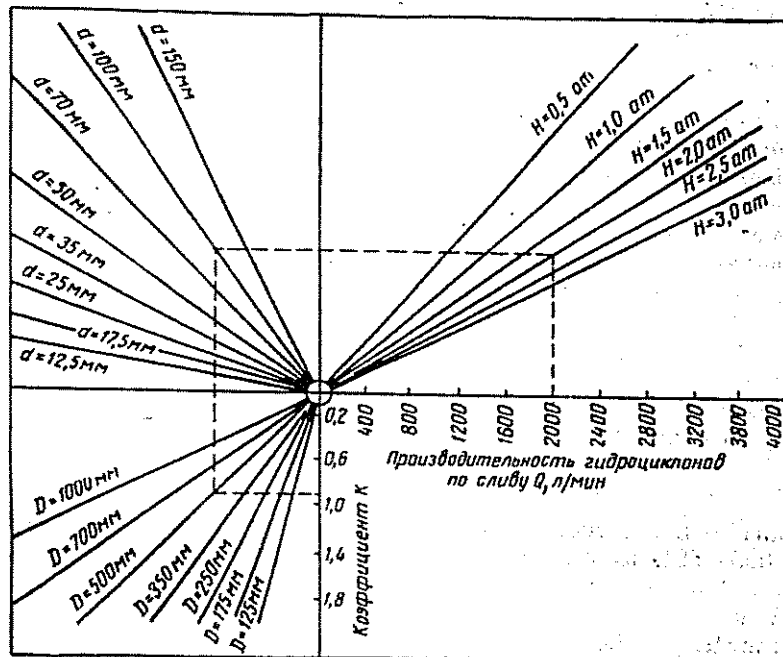


Рис. 28. Номограмма для расчета производительности гидроциклона (по А. И. Поварову)

Зная производительность, давление в питании и размеры питающего трубопровода, нетрудно определить и расход электроэнергии. При питании насосом расход электроэнергии обычно не превышает 0,3 кВт·ч на 1 м^3 пульпы. Минимальная крупность разделения вычисляется по формуле

$$\Delta = 0,75 \frac{d_n^2}{\varphi_x} \sqrt{\frac{\pi \mu}{Qh(\gamma - \gamma_0)}}, \quad (51)$$

где d_n — диаметр питающего патрубка, мм;

μ — вязкость жидкой среды, пуаз;

Q — производительность гидроциклона по объему, т/м^3 ;

h — высота центрального потока, приблизительно равная высоте гидроциклона минус $1/3$ высоты конической части, мм;

γ, γ_0 — плотности твердой и жидкой фаз, г/см^3 ;

φ_x — коэффициент изменения окружной скорости, равный отношению окружных скоростей в центральном потоке и в точке питания, определяемый по уравнению

$$\varphi_x = \frac{d}{D} = \text{const} = K_0. \quad (52)$$

Экспериментами установлено, что $K_0 = 0,103$.

Для получения одинаковых результатов в гидроциклонах разных диаметров необходимо равенство отношений производительности гидроциклонов к их диаметру

$$\frac{Q_1}{Q_2} = \left[\frac{D_1}{D_2} \right]^3. \quad (53)$$

При классификации в гидроциклоне разделение минеральной смеси происходит по граничному зерну: материал крупнее этого зерна концентрируется преимущественно в нижнем продукте (песках), материал мельче — в верхнем продукте (сливе).

Материал граничной крупности распределяется по продуктам гидроциклона пропорционально их выходу, т. е. приращение содержания этих зерен в сливе или песках относительно содержания их в питании равно нулю, а извлечение в продукты равно выходам. Поскольку абсолютного разделения по крупности нет, то слив всегда крупнее граничных зерен, а пески — мельче.

Эффективность классификации материала по классу заданной крупности удобнее характеризовать двумя показателями — содержанием материала заданной крупности в том или ином продукте гидроциклона и извлечением его в эти продукты.

Продукты гидроциклона по содержанию твердого значительно отличаются друг от друга. Содержание твердого в сливе колеблется от 3—4 до 20%, а в песках составляет 70—75%. Для характеристики изменения плотности введен показатель — степень осветления.

Степень осветления η есть отношение содержания твердого в питании к содержанию его в сливе и определяется по формуле

$$\eta = \frac{Ea + 100(b - a)}{Eb}, \quad (54)$$

где a, b — содержание твердого в питании и в песках;

E — выход слива.

Все случаи установки гидроциклонов представляют собой экспериментальный подбор конструкции гидроциклона, его размеров, параметров и режимных условий.

Гидроциклон устанавливают от пескового насоса на расстоянии 8—10 м по высоте и до 30—40 м по длине. В целях создания максимально возможного давления на входе пульпы гидроциклон подключают иногда непосредственно к нагнетательному патрубку насоса, если нет необходимости в подъеме продуктов (рис. 29).

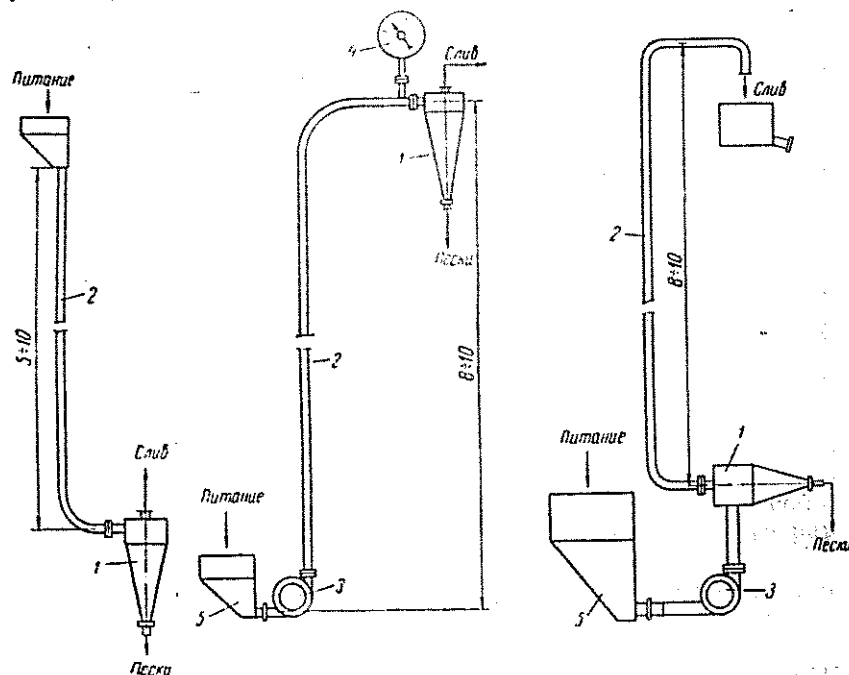


Рис. 29. Схемы установок гидроциклона с насосом:
1 — гидроциклон; 2 — пульповод; 3 — песковый насос; 4 — манометр; 5 — земмиф насоса

Выбор насоса, как и самого гидроциклона, производят с учетом характера обрабатываемого материала и заданных условий классификации.

Поскольку песковые насосы, выпускаемые промышленностью, в настоящее время обеспечивают только минимум необходимого давления, то при выборе насоса руководствуются производительностью гидроциклона и его диаметром (табл. 37). Однако в этом случае песковые насосы часто оборудуются электродвигателями большей мощности, чем положено по техническому паспорту, и с большим числом оборотов.

Таблица 37
Соотношение диаметров гидроциклонов и песковых насосов

Диаметр гидроциклона, мм	75	150 или 2 по 75	300	500 или 2 по 300
Песковый насос, мм	25,4	50,8	101,6	152,4

Наибольшее распространение получили двухпродуктовые гидроциклоны из стали или литые из чугуна. Ввиду неравномерного износа корпус гидроциклона изготавливают из нескольких разъемных элементов, которые по мере износа заменяются. Большому износу подвергаются цилиндрическая часть, в месте подвода пульпы, песковая (нижняя) насадка и сливной патрубок (верхняя насадка). По способу соединения верхней и нижней насадок с конусом различают гидроциклоны с фланцевым и затворным соединением.

Наиболее быстроразъемным соединением нижней насадки с конусом является затворное. При таком соединении смена насадки занимает 30—40 сек. Соединение верхней насадки с цилиндрической частью в большинстве случаев фланцевое.

Питающий патрубок гидроциклона имеет переменное сечение и крепится к цилиндрической части сваркой. В месте соединения с пульповодом отверстие питающего патрубка имеет форму круга и равно диаметру нагнетательного патрубка пескового насоса. У входа в гидроциклон отверстие патрубка имеет прямоугольную форму площадью в 2—3 раза меньше площади нагнетательного патрубка насоса.

В целях увеличения срока службы гидроциклона и насадок внутренняя их поверхность футеруется резиной, стеклом, каменным литым и другими износостойчивыми материалами.

Сварной гидроциклон, футерованный литыми каменными плитками (рис. 30), после двух месяцев работы не имел видимого износа футеровки.

В Германской Демократической Республике применяют фарфоровые гидроциклоны.

Несколько отличны по конструкции трехпродуктовые гидроциклоны (рис. 31). Они дают нижний продукт (пески) и два верхних продукта (слива). Такие гидроциклоны пока не нашли широкого распространения.

Принципиально отличной разновидностью гидроциклона является центрикклон (рис. 32). В центрикклоне движение пульпы создается турбинкой, вращающейся в полости циклона, что исключает надобность в насосе.

Центрикклоны мало изучены, конструктивно не отработаны, но представляют особый интерес для обогащения песков, особенно крупнозернистых (до 16 мм).

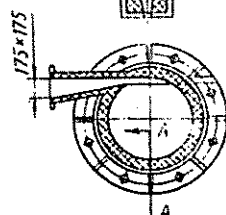
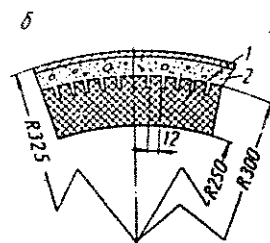
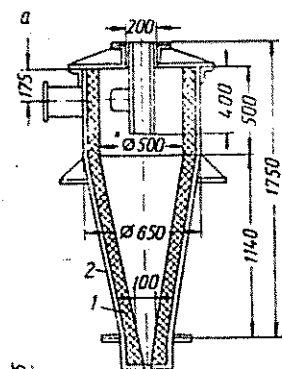


Рис. 30. Футеровка гидроциклона каменными плитками:
а — схема гидроциклона; б — разрез перпендикулярно оси гидроциклона; 1 — литые каменные плитки; 2 — цементный раствор

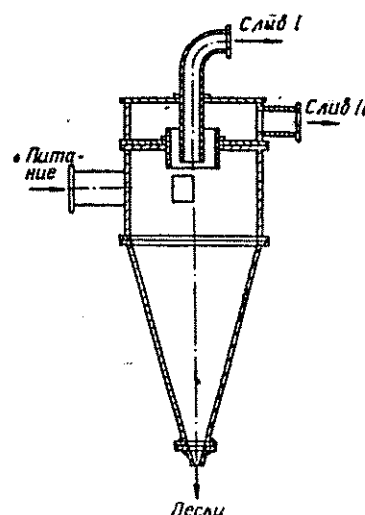


Рис. 31. Трехпродуктовый гидроциклон

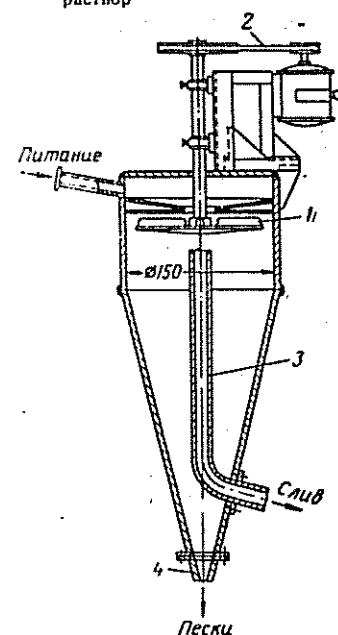


Рис. 32. Центрифуга:
1 — турбинка; 2 — привод турбинки; 3 — сливная трубка; 4 — нижняя посадка

Характеристика гидроциклонов приведена в табл. 38.

Таблица 38

Характеристика гидроциклонов (с цилиндрической вставкой) [75]

Диаметр гидроциклона, мм	Объемная производительность гидроциклона по питанию, л/мин, при отношении $\frac{d_n}{D}$					Основные размеры, мм		
						длина	ширина	высота
	0,1	0,15	0,2	0,25	0,35			
125	—	$30d\sqrt{H}$	$38d\sqrt{H}$	$48d\sqrt{H}$	$63d\sqrt{H}$	320	260	646
250	$45d\sqrt{H}$	$60d\sqrt{H}$	$75d\sqrt{H}$	$95d\sqrt{H}$	$125d\sqrt{H}$	540	380	1172
500	$90d\sqrt{H}$	$120d\sqrt{H}$	$150d\sqrt{H}$	$190d\sqrt{H}$	—	915	740	2020
1000	$180d\sqrt{H}$	$240d\sqrt{H}$	$300d\sqrt{H}$	—	—	—	—	—

Примечание: d_n — диаметр отверстия питающего патрубка, см;
 d — диаметр отверстия сливного патрубка, см;
 D — диаметр гидроциклона, см;
 H — давление пульпы в питании, ат (0,5—2,0 ат).

Применение гидроциклонов при обогащении полезных ископаемых весьма обширно, но в настоящее время далеко не полностью выявлено.

Гидроциклоны применяют для классификации и сгущения пульп, выделения тонких классов, а за последнее время и для обогащения в тяжелых суспензиях; для обезиливания песков перед их обогащением на винтовых сепараторах, обезвоживания продуктов обогащения, осветления оборотной воды и т. д.

Глава V

ОБОГАЩЕНИЕ ПЕСКОВ НА ОТСАДОЧНЫХ МАШИНАХ

§ 14. Общие принципы работы отсадочных машин

Отсадка является одним из старейших и широко распространенных способов обогащения полезных ископаемых.

Отсадке подвергаются не только крупные и средние классы, но и мелкие, с предварительной их классификацией по узкой шкале и без предварительной классификации.

При отсадке происходит расслаивание смеси минеральных зерен по удельным весам, что требует разрыхления постели и обогащаемого материала до степени взвеси.

Проф. С. М. Ясюкевич [129] указывает, что очень важными показателями процесса отсадки являются: величина и изменение коэффициента разрыхления материала за каждый цикл отсадки — от начального разрыхления θ_0 до максимального θ_{\max} , а также скорость струи воды w , отнесенная к свободной части сечения в рабочей ячейке отсадочной машины.

Коэффициент разрыхления определяется по формуле

$$\theta = \frac{V - V_1}{V} = \frac{FH - G}{FH}, \quad (55)$$

где V — объем взвеси в рабочей части машины, равный площади сечения ячейки решетного отделения F , см^2 , умноженной на высоту разрыхленного материала в ячейке H , см ;

V_1 — объем массы зерен твердого материала в машине, определяемый делением веса G твердого материала, находящегося в машине, на средний удельный его вес γ .

Скорость струи воды, отнесенная к свободной части сечения в рабочей ячейке отсадочной машины, в работах И. Н. Кочан и Э. Э. Рафалес-Ламарк, выполненных в институте Механобр, определяется в зависимости от коэффициента разрыхления по формуле

$$w = \frac{u}{\theta}, \quad (56)$$

где u — скорость струи над разрыхленной частью постели, определяемая по формуле

$$u = \frac{Q}{F}, \quad (57)$$

где Q — производительность машины, $\text{см}^3/\text{сек}$;

F — площадь сечения ячейки решетного отделения, см^2 .

Коэффициент начального разрыхления в каждом конкретном случае определяется по формуле:

$$\theta = \frac{\gamma - \gamma_0}{\gamma}, \quad (58)$$

где γ — удельный вес материала;

γ_0 — объемный вес материала.

Исследования С. М. Ясюкевича показали, что во время работы отсадочной машины разрыхление постели по вертикали постоянно. Наибольшая сплоченность зерен наблюдается внизу у решета, а наибольшая разрыхленность постели — в верхнем слое. В условиях разрыхленной постели всасывающее действие нисходящей струи усиливает расслоение легких и тяжелых минералов. В результате расслоения в верхних слоях концентрируются легкие минералы, которые горизонтальным потоком сносятся с машины, в нижних слоях оседают тяжелые минералы. Последние задерживаются над решетом, образуя надрешетный концентрат, или проходят сквозь постель, образуя подрешетный концентрат.

§ 15. Типы и конструкции отсадочных машин

Наибольшее распространение получили отсадочные машины, в которых разделение материала происходит в результате действия восходящей и нисходящей струи воды.

По конструктивным особенностям отсадочные машины с переменным направлением струй воды делятся на машины с неподвижным и подвижным решетом.

Более правильно, как это отмечает Г. Г. Кузнецов [35], классифицировать отсадочные машины на основании различия в направленности и характере движения струй воды в процессе отсадки. В соответствии с этим машины можно разделить на пять классов (рис. 33):

I класс — машины с изменением направления движения пульсирующих струй воды на 180° ;

II класс — машины с изменением направления движения пульсирующих струй воды на 90° ;

III класс — машины с изменением направления движения пульсирующих струй воды на 45° ;

IV класс — машины с прямолинейным направлением движения пульсирующих струй воды;

V класс — машины с неподвижной водой — пульсации создаются при движении решета.

В практике обогащения песков применяют отсадочные машины с неподвижным решетом (I—IV класс) и очень редко — машины с подвижным решетом (V класс).

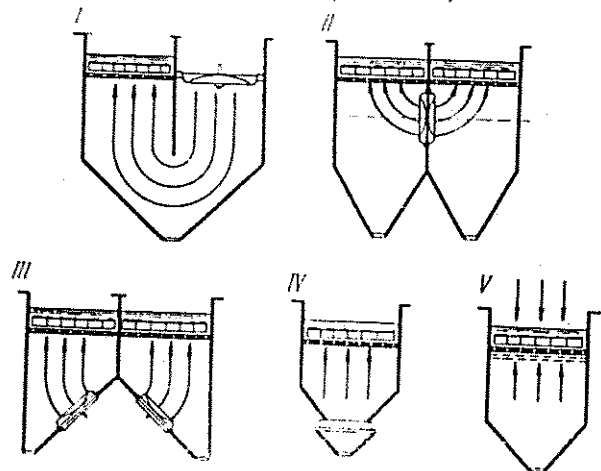


Рис. 33. Схемы отсадочных машин

В машинах первых четырех классов пульсации воды создаются при помощи поршня или диафрагмы, последние в настоящее время все более и более вытесняют поршневые машины.

По частоте колебаний механизма, создающего пульсации, машины разделяются на тихоходные, или обычные, имеющие 120—400 пульсаций в минуту, быстроходные — 400—800 пульсаций в минуту и высокочастотные с числом пульсаций свыше 1000—3000 в минуту.

Отсадочные машины I класса. К первому классу относятся отсадочные машины с горизонтальным расположением диафрагмы или поршня, состоящие из нескольких камер. Каждая камера разделяется на два отделения вертикальной перегородкой, не достигающей до дна. Одно отделение (в каждой камере) снабжено диафрагмой или поршнем, другое — имеет неподвижное решето.

Наибольшее распространение в отечественной практике получили диафрагмовые машины моделей ОМД Ленинградского завода им. Котлякова и 0-58, 0-61 Новосибирского завода «Труд».

Машины ОМД состоят из двух прямоугольных камер с приваренными к ним пирамидальными днищами (рис. 34).

В стенках отделений герметически закреплены диафрагмы, состоящие из резиновых колец и металлических дисков.

Диафрагмы соединены со штоками через шарниры с эксцентриками, которые сообщают диафрагмам возвратно-поступательное движение, вызывая образование восходящих и нисходящих потоков воды.

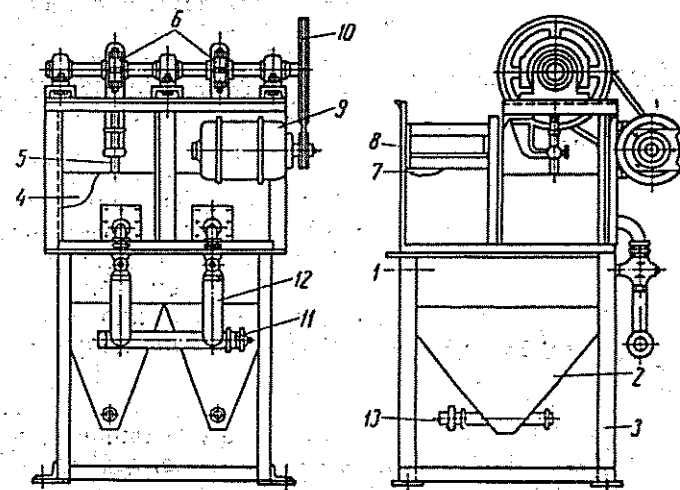


Рис. 34. Отсадочная машина ОМД с диафрагмой, расположенной в отдельной камере:

1 — корпус; 2 — днище; 3 — рама; 4 — резиновые диафрагмы; 5 — штоки; 6 — эксцентрики; 7 — перфорированные решета; 8 — металлическая коробка; 9 — электродвигатель; 10 — шкив; 11 — водопроводная труба; 12 — камерные водоотводы; 13 — разгрузочные устройства

В отсадочном отделении имеются перфорированные решета, легко вынимающиеся из камер.

Подрешетная вода подается в водопроводную трубу и из нее в диафрагмовые отделения.

Выпуск подрешетного концентрата производится непрерывно или периодически через разгрузочные устройства.

Характеристика отсадочных машин ОМД приведена в табл. 39.

Отсадочные машины моделей 0-58 и 0-61 аналогичны по устройству машинам ОМД. Отличие заключается в распределительном механизме, подающем воду в камеры, который работает синхронно с движением диафрагмы, так что вода поступает в камеру только во время хода диафрагмы вверх.

Характеристика отсадочных машин моделей 0-58 и 0-61 приведена в табл. 40.

Таблица 39

Характеристика отсадочных машин ОМД

Показатели	4-ОМД-1	4-ОМД-3	4-ОМД-5
Размер рабочей камеры, мм	300×300	600×600	1000×1000
Полезная площадь решета одной камеры, м ²	0,09	0,36	1,0
Количество камер, шт	2	2	2
Ход диафрагмы, мм	5—25	5—25	5—30
Число пульсаций диафрагмы в минуту	300	260	200
Расход подрешетной воды, при максимальном ходе, л/сек	До 1,0	До 5,0	До 12,0
Давление подрешетной воды, кг/см ²	0,6—2,0	0,6—2,0	0,6—2,0
Основные размеры, мм:			
длина	800	1485	2295
ширина	924	1540	2665
высота	1430	1980	3092
Вес машины, кг	254	911	1702
Тип электродвигателя	АД-81/6	АД-32/6	АД-42/6
Мощность электродвигателя, кВт	0,55	2,7	3,2
Скорость вращения вала электродвигателя, об/мин	1000	930	960
Производительность, в зависимости от крупности материала, т/ч	До 4	До 12	До 40

Таблица 40

Характеристика отсадочных машин 0-58 и 0-61

Показатели	0-58	0-61
Размеры рабочей камеры, мм	300×300	400×600
Количество камер, шт	2	2
Ход диафрагмы, мм	5—25	4—16
Число пульсаций диафрагмы в минуту	280	280
Давление подрешетной воды, кг/см ²	0,6—2,0	0,6—2,0
Основные размеры, мм:		
длина	924	1505
ширина	930	1160
высота	1428	1725
Вес машины, кг	275	580
Установочная мощность, кВт	0,55	0,85
Производительность, в зависимости от крупности материала, т/ч	До 4,0	До 5,0

Эксплуатационные качества машин ОМД значительно лучше, чем у машин моделей 0-58 и 0-61.

Из поршневых отсадочных машин применяют машины моделей 0-69 и 0-72 Новосибирского завода «Труд». Эти машины

состоят из двух камер с пирамидальными днищами. В каждой камере одно отделение имеет поршень, который получает поступательно-возвратное движение от эксцентрика, в другом отделении находится неподвижное решето. Поршни, приводимые в движение электродвигателем, вызывают образование восходящих и нисходящих потоков воды.

Длина хода поршня регулируется изменением эксцентриситета эксцентрика, изменение числа ходов поршня — путем смены шкивов.

Характеристика отсадочных машин моделей 0-69 и 0-72 приведена в табл. 41.

Таблица 41

Характеристика отсадочных машин 0-69 и 0-72

Показатели	0-69	0-72
Размеры рабочей камеры, мм	450—800	600×900
Количество камер, шт	2	2
Ход поршня, мм	0—70	0—50
Число ходов поршня в минуту	200	180, 200, 260
Основные размеры, мм:		
длина	2135	2425
ширина	1116	1600
высота	2240	2544
Вес машины, кг	1150	1722
Установочная мощность, кВт	1,2	2,7
Производительность, в зависимости от крупности, т/ч	До 2,5	До 3,6

В зарубежной практике из машин I класса применяются: поршневая отсадочная машина с неподвижным решетом типа Гарца, машина Кули и диафрагмовая машина Денвер.

Отсадочная машина Денвер аналогична по конструкции машинам ОМД.

На машине Денвер обрабатывают пески, содержащие до 50% материала крупностью <0,074 мм. Отсадка производится с получением подрешетного концентрата, при очень малом ходе диафрагмы; число ходов до 300 в минуту.

В машинах I класса восходящие и нисходящие струи воды изменяют свое направление на 180°, вследствие этого их движение и характер пульсаций воды неустойчивы и неравномерны по сечению отсадочного отделения. При отсадке на данных машинах материала, содержащего значительный процент мелких классов, имеет место повышенный выход бедного концентрата. При работе машин происходит смещение искусственной и особенно естественной постели и ее сброс из камеры в камеру и даже в хвосты.

При максимальных ходах машины сильно вибрируют. Вибрация машин отражается на зданиях, а при установке их на

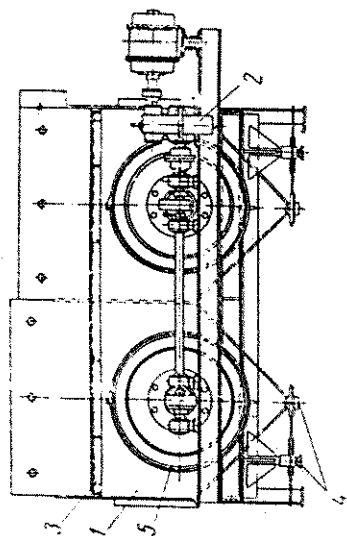
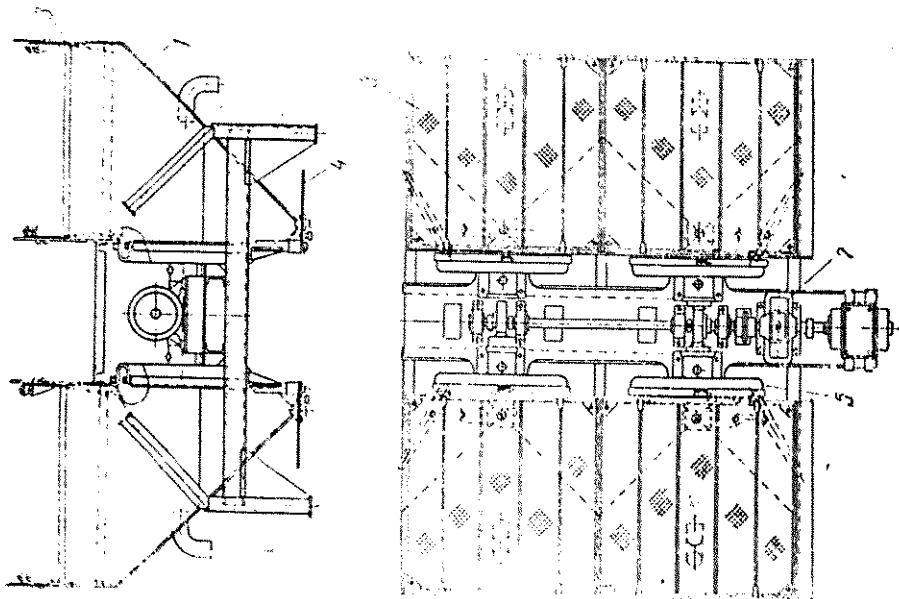


Рис. 35. Отсадочная машина ОМДСД-1:
1 — камера для подрешетного концентрата; 2 — привод;
3 — решето; 4 — устройство для выпуска подрешетно-
го концентрата; 5 — диафрагма



драгах приводит к нарушению прочности понтона. Размеры машин обуславливают повышенный расход энергии на подъем песков и требуют излишней площади для своего размещения.

Машины этого класса применяют при обогащении песков в основном на стационарных обогатительных установках.

Отсадочные машины II класса. Ко второму классу относятся машины с вертикальным расположением диафрагм.

В отечественной практике применяют машины моделей ОМДСД-1 и ОВМ.

Машина ОМДСД-1 (рис. 35) представляет собой сдвоенную конструкцию из двух двухкамерных отсадочных машин, смонтированных параллельно. В боковых стенках камер установлены вертикальные диафрагмы, имеющие общий привод, находящийся между машинами.

Диафрагма представляет металлический диск, укрепленный при помощи резинового кольца. Ход диафрагмы изменяется поворотом эксцентрика. Параллельно-смежные диафрагмы работают попеременно от одного эксцентрика.

Машины имеют небольшие размеры, поэтому их применяют на драгах.

Характеристика отсадочных машин ОМДСД-1

Размеры рабочей камеры, мм	1000×1000
Количество камер, шт.	4 (по 2 в ряд)
Ход диафрагмы, мм	0—60
Число пульсаций диафрагмы в минуту	125, 155
Основные размеры, мм:	
длина	2670
ширина	2905
высота	1620
Вес машины, кг	2478
Тип электродвигателя, кат	АО-51/6
Мощность электродвигателя, кат	2,8
Скорость вращения вала электродвигателя, об/мин	1000
Производительность, т/час, в зависимости от крупности	До 10

Диафрагмовая отсадочная машина ОВМ (конструкции института «Механобр») представляет металлическую коробку, разделенную внутри вертикальной перегородкой на две изолированные отсадочные камеры с пирамидальными днищами (рис. 36). В камеру вмонтирована диафрагма, состоящая из металлического диска, гибко связанного с перегородкой резиновым кольцом. Диафрагма жестко укреплена на штоке, проходящем через ее центр. Конец штока посредством пружинящей пластины связан с эксцентриком универсального кривошипного механизма. Последний допускает плавное изменение хода диафрагмы и частоты пульсации в широких пределах. Корпус машины и кривошипный механизм смонтированы на металличе-

ской сварной конструкции. В верхней части каждой камеры установлены решетки для предотвращения смещения постели.

Для разгрузки концентрата в нижней части камер имеется разгрузочное устройство. Электродвигатель устанавливается на раме под кривошипным механизмом. Шкив электродвигателя ступенчатый, что дает возможность изменять частоту колебаний диафрагмы.

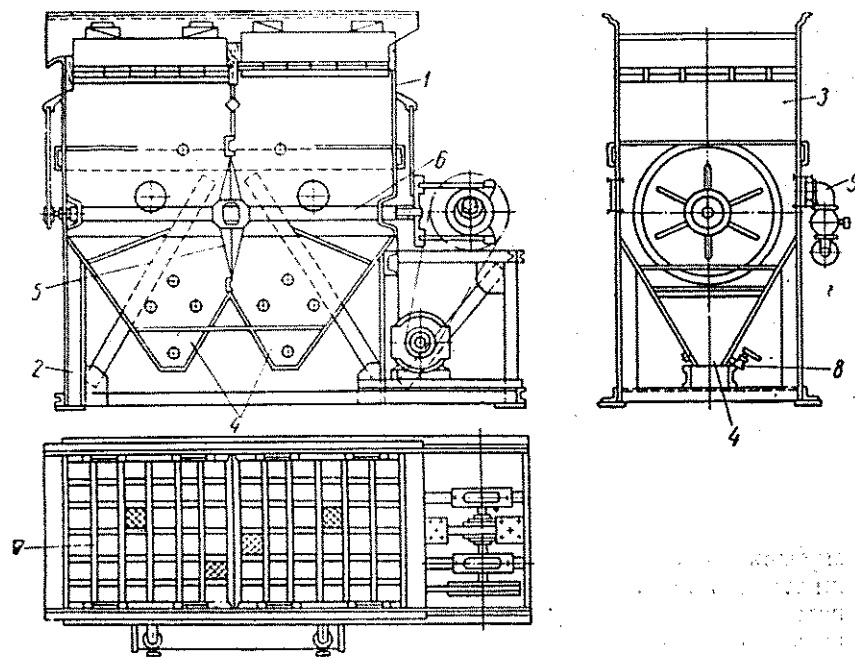


Рис. 36. Отсадочная машина ОВМ:

1 — корпус машины; 2 — рама; 3 — отсадочная камера; 4 — пирамидальное днище; 5 — диафрагма; 6 — шток диафрагмы; 7 — решетка камеры; 8 — разгрузочный патрубок; 9 — труба для подачи подрешетной воды

В связи с быстроходным режимом машина ОВМ устанавливается на жестком основании.

Характеристика отсадочных машин ОВМ приведена в табл. 42.

Машины ОВМ имеют ряд недостатков, основные из них: слабая прочность конструкции, быстрый износ диафрагм и неудачная конструкция отверстий для выпуска концентрата.

В зарубежной практике из машин II класса заслуживают внимания отсадочные машины М-8 фирмы Юба, широко применяемые на драгах и других обогащательных установках.

Отсадочные машины М-8 изготавливают двух- и четырехкамерными.

Таблица 42

Характеристика высокочастотных отсадочных машин ОВМ

Показатели	ОВМ-1	ОВМ-3	ОВМ-5
Размеры рабочей камеры, мм . . .	300×300	600×600	1000×1000
Количество камер, шт.	2	2	2
Полезная площадь сита одной камеры, м²	0,09	0,36	1,0
Ход диафрагмы, мм	0—16	0—16	0—30
Число пульсаций диафрагмы в минуту	400—940	475—825	300—500
Количество подрешетной воды при максимальной амплитуде, л/сек	До 1,5	До 5	До 12
Давление подрешетной воды, кг/см²	0,6—2,0	0,6—2,0	0,6—2,0
Электродвигатель			
Мощность, кВт	0,6	2,8	6,0
Скорость вращения вала, об/мин	1410	950	975
Ремень клиновой, тип	A-1250	B-1800	B-2500
Основные размеры, мм:			
длина	1220	1990	2900
ширина	655	943	1510
высота	998	1690	2317
Вес, кг	240	680	2030
Производительность, в зависимости от крупности, т/ч	До 4	До 12	До 30

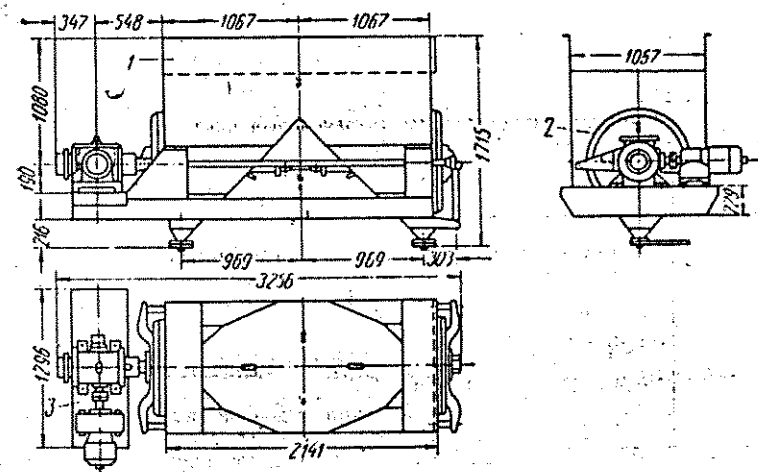


Рис. 37. Двухкамерная отсадочная машина М-8 фирмы Юба:

1 — корпус; 2 — диафрагма; 3 — приводной механизм

Двухкамерная отсадочная машина М-8 (рис. 37) представляет самостоятельную установку, состоящую из двух отсадочных камер и совершенно закрытого малогабаритного привода.

Диафрагмы из синтетического каучука расположены с наружной стороны в каждой камере и соединены между собой штоком.

Внутренние и наружные зажимные кольца диафрагм изготовлены из нержавеющей стали. Ход диафрагмы регулируется в пределах 6,4—76,2 мм. Максимальное колебание диафрагмы при ходе 6,4 мм составляет 350 в минуту.

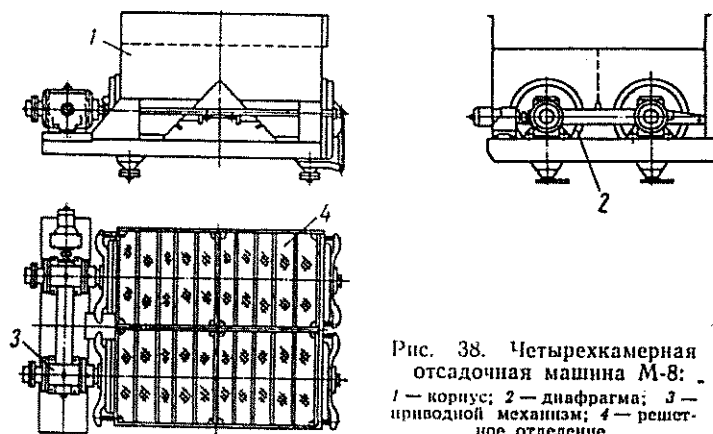


Рис. 38. Четырехкамерная отсадочная машина М-8:
1 — корпус; 2 — диафрагма; 3 — приводной механизм; 4 — решетчатое отделение

Производительность машины на одну линию потока из 2 или более камер, установленных последовательно, равна 35—45 т/ч.

Вес двухкамерной машины М-8 1479 кг. Четырехкамерная машина М-8 изготавливается двойного типа из двухкамерных машин (рис. 38); в остальном она не отличается от двухкамерной машины М-8. Вес четырехкамерной машины 2700 кг.

В машинах II класса восходящие и нисходящие струи воды изменяют свое направление на 90°, что создает неустойчивые и неравномерные пульсации по сечению отсадочных отделений.

Сравнительные испытания машин данного класса показали, что на них невозможно получить первичные концентраты, пригодные для доводочных операций. Удовлетворительное извлечение получается при небольших нагрузках на 1 м² решета в час: для золотосодержащих песков до 6 м³, для шлихсодержащих песков до 3 м³.

Конструкция машины с диафрагмой, расположенной вертикально, не обеспечивает равномерности пульсации по поверхности решета и приводит к непрямолинейному движению струй воды, что крайне вредно отражается на процессе отсадки. Такое движение вызывает нарушение постели, ее смещение и по-

108

вышенный выход подрешетного концентрата с низким содержанием полезных ископаемых.

В машинах с боковым расположением диафрагм наблюдаются дополнительные вибрации в горизонтальной плоскости от движения неуравновешенных масс приводного механизма. Такие вибрации отражаются вредно не только на процессе отсадки, но и на состоянии фундаментов, нередко приводя к нарушению их прочности.

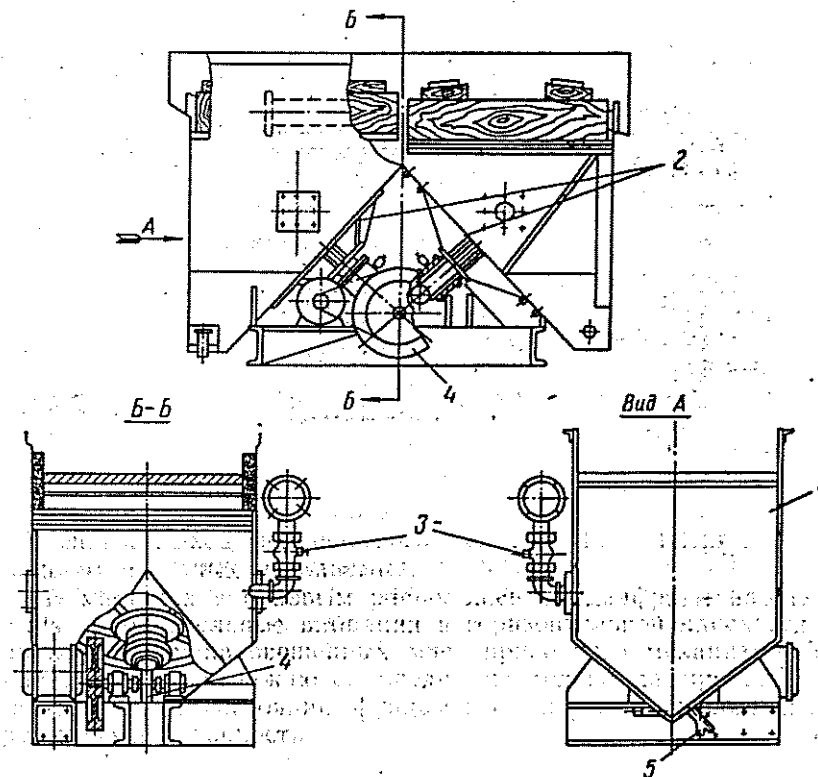


Рис. 39. Отсадочная машина ОМД-1000:

1 — корпус машины; 2 — диафрагма; 3 — кран для регулирования подрешетной воды; 4 — приводной механизм; 5 — разгрузочное устройство

Отсадочные машины III класса. К третьему классу относятся машины с наклонным расположением диафрагм. Такие машины представлены конструкцией ОМД-1000 (рис. 39).

В машине ОМД-1000 восходящие и нисходящие струи воды изменяют свое направление на 45°, в результате пульсации по сечению отсадочных отделений более устойчивы, чем в машинах I и II классов.

Машина работает без вибраций, спокойно и по своим размерам меньше, чем машины I и II классов.

Характеристика отсадочной машины ОМД-1000

Размеры рабочей камеры, мм	1000×1000
Количество камер, шт.	2
Ход диафрагмы, мм	0—50
Число пульсаций диафрагмы	220, 250, 335
Давление подрешетной воды, кг/см ²	0,6—2,0
Электродвигатель:	
тип	АД-32/6
мощность, кВт	1,7
скорость вращения вала, об/мин	1420
пускатель	П-222
пусковая кнопка	К-12
Основные размеры, мм	
длина	2348
ширина	1435
высота	1580
Вес, кг	1246
Производительность, в зависимости от крупности, т/час	До 16

Отсадочные машины IV класса. К четвертому классу относятся машины с диафрагмой, находящейся под решетом, и с подвижным конусом.

Машина с диафрагмой под решетом состоит обычно из четырех отсадочных камер, расположенных последовательно (рис. 40).

В процессе отсадки подрешетный концентрат через специальные отверстия между стенками камеры и диафрагмы поступает в пирамидальные ящики и выгружается через выпускные диафрагмы; в камеру подается подрешетная вода, количество которой регулируется краном и обратным клапаном.

Характеристика отсадочных машин приведена в табл. 43.

Таблица 43

Характеристика отсадочных машин с диафрагмой, расположенной под решетом

Показатели	Модель	
	1	2
Размеры рабочей камеры, мм	700×700	1000×1000
Число камер, шт.	4—6	4—6
Ход диафрагмы, мм	5—30	5—30
Число пульсаций диафрагмы в минуту	110—200	110—200
Расход подрешетной воды, л/сек	5—10	10—20
Установочная мощность, кВт	3,0	4,5
Основные размеры, мм:		
длина	3200	4530
ширина	1000	1300
высота	2000	2200
Вес, кг	1860	2470
Производительность, в зависимости от крупности, т/ч	До 25	До 45

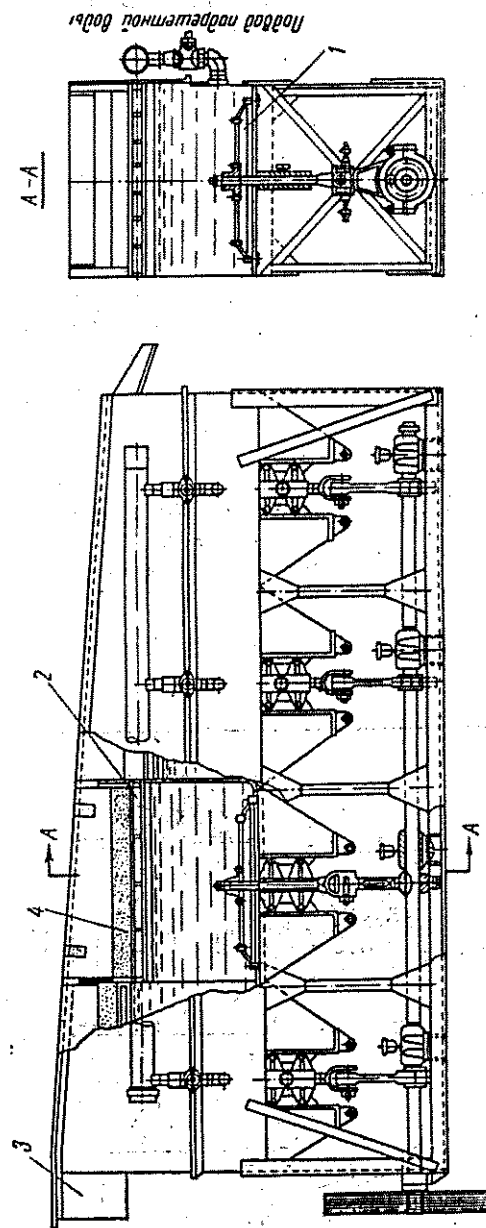


Рис. 40. Отсадочная машина с диафрагмой, расположенной под решетом:
1 — диафрагма; 2 — решето; 3 — разгрузочный желоб; 4 — постель

Основным недостатком данных машин является расположение привода внизу корпуса, что приводит к его загрязнению и быстрому износу.

Отсадочная машина с подвижным конусом ПА-1 состоит из двух отсадочных камер, внизу каждая камера соединена с подвижным конусом при помощи резиновой манжеты (рис. 41).

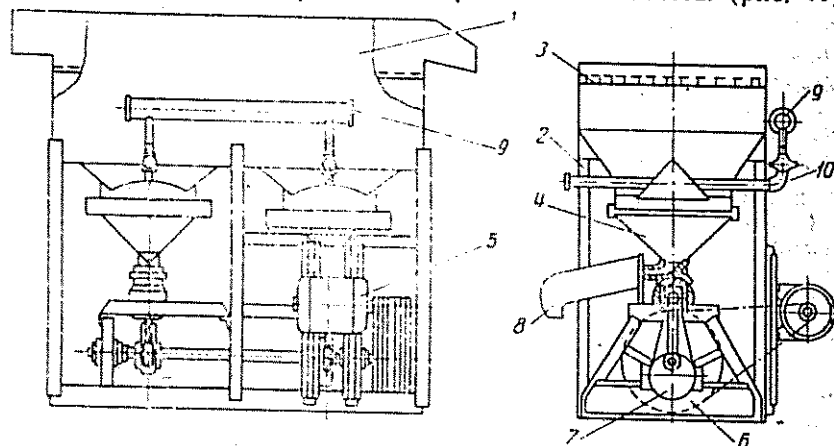


Рис. 41. Отсадочная машина с подвижным конусом ПА-1, модель О-84: 1 — корпус машины; 2 — рама; 3 — решето; 4 — подвижный конус; 5 — электродвигатель; 6 — привод; 7 — эксцентрик; 8 — разгрузочное устройство; 9 — труба для подпрессетной воды; 10 — патрубок для подачи подпрессетной воды

Подвижные конусы соединены при помощи штоков с эксцентриками, сообщающими конусам поступательно-возвратное движение в вертикальном направлении. Эксцентрики укреплены на расположенном под камерой вала, который приводится в движение электродвигателем. В пространство над конусами подается по трубам вода; движение конусов вызывает восходящие и нисходящие потоки.

Регулировка величины хода подвижных конусов производится путем изменения эксцентриситета эксцентриков. Изменение числа ходов производится путем смены шкивов клиноременной передачи.

Характеристика отсадочной машины ПА-1, модель О-84

Размеры рабочей камеры, мм	1000×1000
Число камер, шт.	2
Ход подвижного конуса, мм	0—50
Число пульсаций конуса в минуту	125—150
Давление подпрессетной воды, кг/см ²	0,4—0,6
Установочная мощность, кВт	4
Основные размеры, мм:	
длина	2610
ширина	1705
высота	2170
Вес, кг	1615
Производительность, в зависимости от крупности, т/ч	До 25

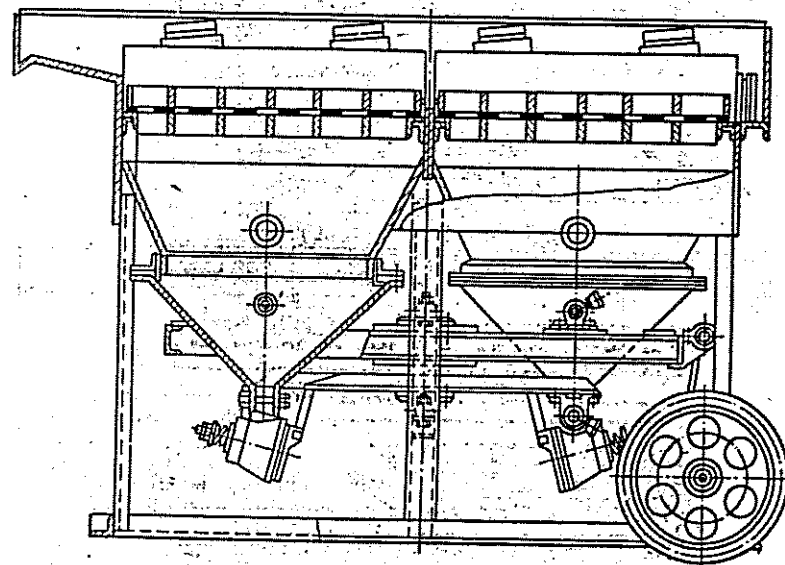


Рис. 42. Отсадочная машина «Механобр» модель 47-ОТ

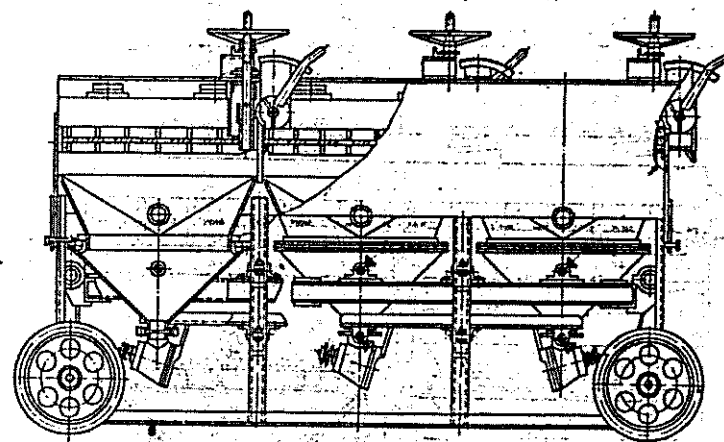


Рис. 43. Отсадочная машина «Механобр» модель 48-ОТ

На основании опыта эксплуатации машин ПА-1 институтом Механобр была создана модернизированная машина с подвижным конусом. В модернизированной машине все шарниры выполнены в виде резино-металлических втулок, что существенно облегчает уход за машиной и исключает необходимость смазки.

Разгрузка надрешетного концентрата осуществляется через ловушку. Выпуск подрешетного концентрата производится через специальные краны. Число пульсаций конуса изменяется сменой шкивов привода. Камеры работают с одинаковым числом пульсаций конусов. Изменение величины хода конуса в каждой камере производится самостоятельно.

Одним из достоинств машины является свободная и непрерывная разгрузка подрешетного концентрата через конические легко регулируемые краны.

По проекту института Механобр в настоящее время выпускаются отсадочные машины моделей 47-ОТ и 48-ОТ.

Отсадочная машина Механобр 47-ОТ двухкамерная (рис. 42), 48-ОТ трехкамерная (рис. 43).

Характеристика машин 47-ОТ и 48-ОТ приведена в табл. 44.

Таблица 44.
Характеристика отсадочных машин «Механобр»

Показатели	47-ОТ	48-ОТ
Размеры камеры, мм	940×940	940×940
Количество камер, шт.	2	3
Ход подвижного конуса, мм	2—20	2—20
Число пульсаций конуса в минуту	250—350	250—350
Давление подрешетной воды, ат	0,6—2	0,6—2
Электродвигатель:		
мощность, квт	1,7	1,7
число оборотов в минуту	1000	1000
Основные размеры, мм:		
длина	2574	3600
ширина	1308	1461
высота	1730	1730
Вес, кг	1280	2246
Производительность, в зависимости от крупности, т/ч	До 25	До 30

В машинах IV класса направления движений диафрагмы или конуса совпадают с направлением восходящих и нисходящих струй, вследствие чего в них отсутствуют беспорядочные токи воды, обеспечивается равномерность пульсации всей поверхности и отсутствует сбивание и заливание постели. Технологические показатели на данных машинах выше и устойчивее, чем у машин первых трех классов.

Отсадочные машины V класса. К машинам V класса относятся машины с подвижным решетом, представляющие интерес для обогащения песков. Эти машины являются более совершенными с технологической точки зрения. Они имеют прямолинейное движение пульсирующих струй воды при ходе решета вверх

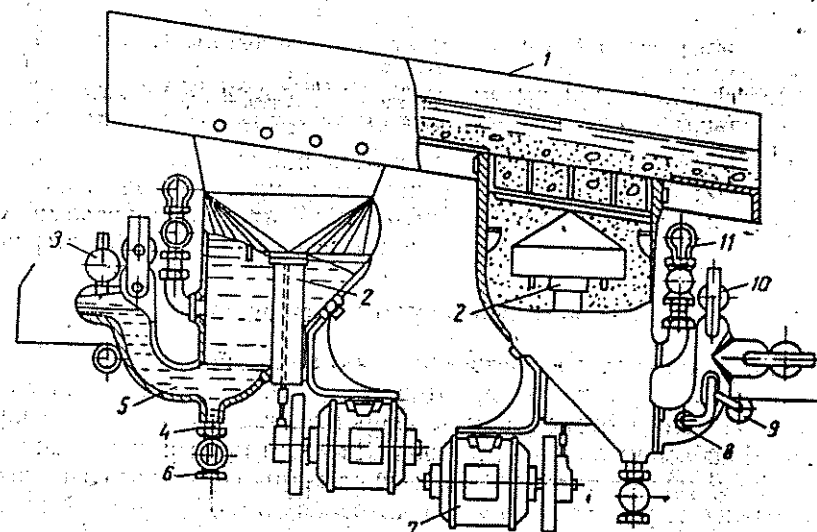


Рис. 44. Отсадочная машина с амальгамацией концентрата:
1 — шлюз; 2 — отсадочные машины; 3 — вентиль; 4 — отверстие для выпуска концентрата; 5 — карман для заливки ртути; 6 — клапан для выпуска амальгамы; 7 — электродвигатель; 8 — регулятор уровня ртути; 9 — трубка для выпуска излишка ртути; 10 — клапан для заливки ртути; 11 — труба для подвода воды

и вниз в процессе отсадки. Для создания цикла отсадки данные машины требуют меньшего расхода энергии, так как нет необходимости приводить в возвратно-поступательные колебания всю массу воды, заключенную в камере.

Специальные отсадочные машины

В зарубежной практике известна отсадочная машина с амальгамацией концентрата, которая может найти применение при отсадке песков, содержащих мелкое золото (рис. 44). Отсадочные машины монтируются решетками в дно шлюзов. Корпус машины состоит из цилиндрической части, переходящей в скошенный конус. Цилиндрическая форма способствует уничтожению «мертвых» зон и вихревых потоков.

Резиновая диафрагма помещается под решетом, имеет до 2 тыс. пульсаций в минуту. На дне приемника подрешетного концентрата находится ловушка, залитая ртутью, через которую

проходит концентрат. Машины изготавливаются с диафрагмами трех размеров: 150, 300 и 600 мм.

Производительность машины с диафрагмой размером 600 мм, при крупности питания в 12,5 мм, составляет 184 м³/сутки.

Машина может работать и без ртути, ловушка в данном случае имеет назначение разгрузочного устройства для подрешетных концентратов.

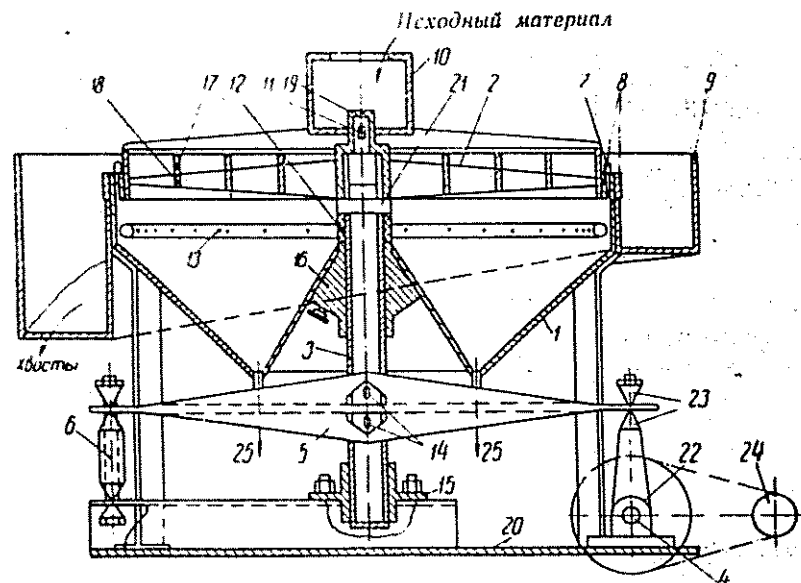


Рис. 45. Отсадочная машина с подвижным круглым решетом:

1 — корпус машины; 2 — подвижное решето; 3 — скользящий шток; 4 — эксцентрик; 5 — подвижное плечо коромысла; 6 — стойка опоры; 7 — кольцевая диафрагма; 8 — стальной бандаж; 9 — хвостовой желоб; 10 — загрузочная воронка; 11 — крепежный клин; 12 — шайба уплотнения; 13 — питающая труба; 14 — прижимные призмы; 15 — направляющие подшипники; 16 — верхний трафарет; 17 — нижний трафарет; 18 — прижимная шайба; 19 — монтажная плита; 20 — опорная шайба; 21 — подшипник; 22 — прижимные призмы; 23 — электродвигатель; 24 — разгрузка концентрата

Для обогащения тонкозернистых песков заслуживает внимания отсадочная машина с подвижным круглым решетом Г. Г. Кузнецова (рис. 45).

Машина состоит из четырех основных узлов:

корпуса отсадочной машины, опирающегося на монтажную плиту; приводного механизма; скользящего штока с подшипниками и призмами и подвижного сита с диафрагмой.

Корпус машины состоит из цилиндра и двух усеченных конусов, соединенных в одно целое. В вершине внутреннего (малого) конуса расположен направляющий подшипник штока. Для разгрузки подрешетного концентрата в нижней части днища корпу-

са имеются два патрубка. По периферии корпуса вдоль линии стыка цилиндрической части с внешним конусом монтируется питающая труба для подачи подрешетной воды. С внешней стороны цилиндрической части корпуса крепится хвостовой желоб, состоящий из двух половин. Корпус машины четырьмя ножками опирается на монтажную плиту.

Подвижное решето одновременно является и рабочим органом отсадочной машины. Оно состоит из нижнего трафарета, имеющего конусную форму с тупым углом в вершине, верхнего трафарета с загрузочной воронкой, прижимной шайбой и крепежного клина. Между верхним и нижним трафаретами зажимается сетка с отверстиями нужного размера. К подвижному решету по периферии при помощи бандаж крепится кольцевая желобчатая резиновая диафрагма; посредством которой решето сопрягается с корпусом. К корпусу машины диафрагма крепится также при помощи стальной бандаж.

Скользящий шток отсадочной машины, который покоится в направляющих подшипниках, состоит из цилиндрического полого вала. Для крепления подвижного сита шток в верхней своей части имеет опорную шайбу и хвостовик с отверстием для посадки крепежного клина. Шток сопрягается с коромыслом при помощи прижимных призм. Для уплотнения соединения штока с верхним направляющим подшипником между торцом его и опорной шайбой устанавливается манжета из пористой резины.

Приводной механизм машины состоит из вала, покоящегося в подшипниках, приводного шкива и эксцентрика. Бугель эксцентрика соединен прижимными призмами с подвижным плечом коромысла.

К монтажной плите приваривается отрезок швеллера, на котором крепятся нижний направляющий подшипник штока и опора коромысла.

Загрузка исходного материала производится в центр машины, а разгрузка хвостов — по ее окружности. Материал движется к хвостовому порогу от центра радиально вдоль камеры замедленно, что создает условия более полного извлечения тончайших зерен полезных ископаемых.

Сравнительные опыты на отсадочных машинах с поршнем, диафрагмой с подвижным прямоугольным и круглым ситами показали преимущества последних.

Параметры и факторы, влияющие на процесс отсадки

Разделение минеральной смеси по удельному весу в процессе отсадки требует прежде всего разрыхления материала до состояния взвеси. Частота пульсаций и амплитуда колебаний среды — основные технологические параметры процесса, обуславливаю-

ище характер движения и величину скорости восходящих и нисходящих потоков воды в отсадочном отделении машины.

Исходя из этого, режим работы отсадочных машин определяется величиной хода диафрагмы, числом пульсаций в минуту, длиной фронта отсадки, глубиной камеры и размером отверстий решета.

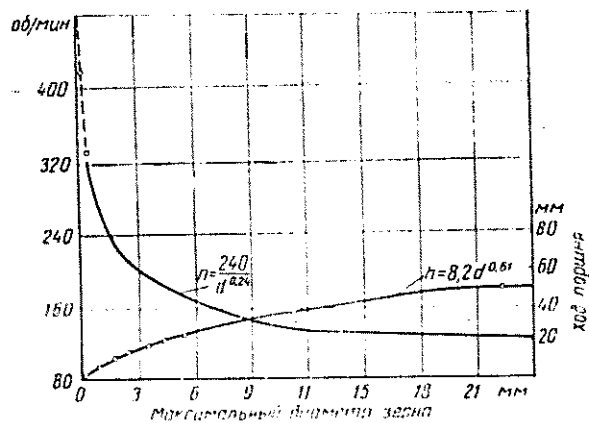


Рис. 46. Зависимость между максимальным диаметром зерна, числом оборотов, числом пульсаций и величиной хода поршня (диафрагмы) (по Я. П. Фомину)

Величина хода диафрагмы и число пульсаций (число оборотов) взаимно связаны и в первую очередь зависят от крупности материала, поступающего на отсадку (рис. 46).

Следует иметь в виду, что с увеличением крупности зерен обогащаемого материала ход диафрагмы должен быть повышен, а число пульсаций снижено, и, наоборот, с уменьшением крупности зерен принимают меньший ход и большее число пульсаций.

Однако при обогащении песков россыпных месторождений на отсадку поступает грубоклассифицированный материал в основном крупностью минус 16 (20) мм.

Каждому типу и размеру отсадочных машин, для конкретно обогащаемого материала, присущи вполне определенные значения величины хода диафрагмы и числа пульсаций, поэтому они подбираются при технологических исследованиях и регулировке машин.

При обогащении грубоклассифицированных песков принимают: при основной операции число пульсаций 125—180 в минуту и ход диафрагмы 15—30 мм; при очистных операциях число пульсаций 180—250 в минуту и ход диафрагмы 5—7 мм.

Длина фронта отсадки. При отсадке грубоклассифицированного россыпного материала одним из основных параметров является длина фронта отсадки, которая зависит от крупности полезных ископаемых и их удельных весов.

Специальными исследованиями установлено, что длина фронта отсадки в меньшей степени влияет на извлечение золота и в большей степени на извлечение полезных ископаемых с удельным весом в пределах 3,5—8 (шлихи, табл. 45).

Таблица 45

Показатели работы отсадочных машин, в зависимости от длины фронта отсадки, при различных удельных нагрузках

Удельная нагрузка на 1 м ² решета отсадочной машины, м ³ /ч	Длина фронта отсадки, м			
	4		2	
	Извлечение, %			
	ЗОЛОТА	ШЛИХОВ	ЗОЛОТА	ШЛИХОВ
1,5—2,1	98,4	95,2—96,6	97,9	92,3
2,4—2,7	98,7	95,2—96,1	97,8	91,1
3,5—4,1	95,6	88—91,7	94—95,2	84,4
4,5—5,1	—	83—86	92—94	79,8
5,6—6,1	—	—	86—87	67—71

В производственных условиях, учитывая перегрузку отсадочной машины за счет неравномерности питания, наличие полезных ископаемых различной крупности и удельного веса, необходимо предусматривать длину фронта отсадки при обогащении золото-содержащих песков — 2—3 м; для песков, содержащих ценные минералы с удельным весом 3,5—8, длина фронта — 0,3—4 м.

Глубина потока в отсадочной камере увеличивает горизонтальную скорость движения пульпы. Она не должна превышать определенной величины, при которой обеспечивалось бы проникновение мелких зерен полезного ископаемого из пульпы в постель. Нормально глубина потока над постелью должна быть больше 80—100 мм при отсадке золотосодержащих песков и 120—140 мм при отсадке шликосодержащих песков. При этом горизонтальная скорость не должна превышать в первом случае 0,5—0,6 м/сек, во втором — 0,7—0,8 м/сек.

Размеры отверстий решета влияют на разрыхляемость постели и расслоение материала. Для равномерного распределения пульсаций воды по всей поверхности отсадочного отделения решето должно иметь максимально возможное живое сечение.

Размеры отверстий решет устанавливаются в зависимости от крупности отсаживаемых полезных ископаемых и должны быть в 3—4 раза меньше размеров зерен естественной или искусственной постели. Слишком малый размер отверстий решета приводит к быстрому засорению постели, а большой — повышает выход концентрата.

Практически установлено, что при решетках с отверстиями в 1 мм выход концентрата меньше на 1—2%, чем при решетках с отверстиями 2 мм, а при отверстиях решет 4 мм выход концентрата увеличивается на 3—4%.

Плетеные сетки по сравнению с перфорированными решетками имеют большее живое сечение, но обладают меньшей прочностью, поэтому в практике наибольшее распространение получили перфорированные решетки с отверстиями размерами 1,5 × 3,5 мм и 3 × 12 мм. Длинная сторона отверстий располагается перпендикулярно направлению потока пульпы.

На отсадку существенное влияние оказывают расход подрешетной воды и воды в питании, характер и толщина постели, характер и крупность исходного материала и производительность.

Расход подрешетной воды. В отсадочных машинах основными элементами разделения смеси минералов по удельным весам являются скорость струи воды переменного направления и время воздействия воды на обогащаемый материал.

Максимальная скорость восходящего потока в отсадочном отделении возрастает с увеличением хода диафрагмы, числа качаний и расхода подрешетной воды, скорость последней по исследованиям Б. В. Кизевальтера [31, 32] не превышает 0,4—0,5 см/сек. Подрешетная вода выполняет существенную роль в процессе отсадки и оказывает влияние на качество концентрата и на скорость его прохождения через постель.

Исследованиями установлено, что при обогащении песков, содержащих полезные ископаемые крупностью мельче 0,25 мм, расход подрешетной воды не должен быть более 3 л/сек на 1 м² площади отсадочного отделения. На песках с ценными минералами крупнее 0,25 мм колебания в расходе подрешетной воды от 3 до 6 л/сек на 1 м² решетки не оказывают существенного влияния на извлечение.

При перечистных операциях расход подрешетной воды больше, чем при основной, но и он не должен превышать 5—6 л/сек на 1 м² решетки.

Повышение расхода воды в питании оказывает непосредственное влияние на производительность, увеличивая ее.

Увеличение расхода воды в питании в 1,7 раза повышает производительность машины в 2,8 раза, но при этом снижается извлечение полезных ископаемых, в частности ильменита на 18% (с 92 до 74%).

Экспериментами подтверждено, что изменение производительности оказывает более резкое влияние на извлечение, чем расход воды в питании, который необходимо принимать в соответствии с установленной производительностью.

Во время работы отсадочной машины, при установившейся производительности, величина разжижения должна быть минимальной.

Отсадка дает удовлетворительные технологические показатели при разжижении в питании: на тонкозернистых песках 3—5, крупнозернистых 4—6.

Производительность влияет на выход концентрата и извлечение полезных ископаемых. С увеличением нагрузки выход концентрата и извлечение полезных ископаемых уменьшаются, но содержание последних в концентрате возрастает.

Удельная нагрузка определяется временем, необходимым для пребывания материала в машине, и зависит от крупности обогащаемого материала, характера разделяемого сырья, от требований, предъявляемых к продуктам обогащения, а также от типа и конструктивных особенностей отсадочной машины.

Удельная нагрузка выше при отсадке крупнозернистых песков и ниже при отсадке тонкозернистых песков. Она повышается по мере увеличения коэффициента равнопадаемости и крупности полезных ископаемых. При всех прочих равных условиях удельная нагрузка больше для песков, содержащих золото, и меньше для песков, содержащих минералы с удельным весом 3,5—8. С увеличением нагрузки потери полезных ископаемых возрастают (табл. 46) и растягиваются по длине фронта отсадки (табл. 47), особенно мелких классов.

Таблица 46

Извлечение ильменита на машине ОМД-5 (при длине фронта отсадки 4 м) в зависимости от удельной нагрузки

Наименование	Нагрузка на 1 м ² решетки, м ³ /ч				
	1,5	2,0	2,6	3,3	4,0
Крупность зерен 1—0,25 мм					
Выход концентрата, %	14,2	13,5	13,9	12,2	10,2
Извлечение, %	95,4	93,1	92,0	90,9	85,6
Крупность зерен 0,25—0,15 мм					
Выход концентрата, %	14,8	13,3	13,4	12,8	11,6
Извлечение, %	90,3	88,9	83,1	80,4	76,1
Крупность зерен —0,15 мм					
Выход концентрата, %	15,1	13,5	12,8	12,2	11,1
Извлечение, %	79,1	68,0	65,4	56,2	43,8

Более высокая удельная нагрузка допускается при основной отсадке материала с получением богатого концентрата, промпродукта, направляемого на перечистку, и отвальных хвостов или с получением отвальных хвостов и бедного концентрата, подвергаемого дальнейшей обработке.

УДК 62-50

ДУ
НО
ЛА
СКА
НО

При выборе площади отсадки не следует исходить из максимальной нагрузки, так как в производственных условиях перегрузка всегда будет иметь место даже в случае, если расчет ведется по оптимальной производительности.

Постель в процессе отсадки расслаивается самопроизвольно, все крупные зерна располагаются внизу, образуя нижние наиболее пористые слои, а более мелкие зерна располагаются выше, убывая по крупности к верхнему слою. Поэтому важное

значение имеет увеличение абсолютного количества наиболее мелких зерен в верхнем слое постели. Постель с большим количеством мелких зерен повышает при отсадке четкость разделения материала. Следствием этого является повышение содержания в концентрате полезных ископаемых и их извлечения.

Размер зерен постели в практике принимают равным утроенному размеру отверстий сит. Рекомендуется при отсадке тонкозернистых материалов принимать постель с минимальной крупностью зерен, которые задерживались бы только решетом.

Толщина слоя постели является важным технологическим фактором до определенной критической величины. Критической толщиной постели называют такую минимальную толщину ее, которая, при всех прочих равных условиях, обеспечивает стабильность отсадки и дает максимум эффективности процесса обогащения.

При высокой постели происходит аккумуляция тяжелых зерен в верхнем слое постели, что приводит к вытеснению постели и сбросу ее в хвосты.

Толщина постели подбирается экспериментально. Обычно при получении отвальных хвостов и бедного концентрата постель тоньше; при получении богатых готовых концентратов, промпродуктов, возвращаемых в процесс, и отвальных хвостов применяют толстую постель. С уменьшением размера зерен постели и ее удельного веса, для сохранения веса постели, требуется более толстый ее слой.

Постель из легких мелких зерен, с меньшим удельным весом, требует меньших чисел качаний диафрагмы и ее хода.

В практике для искусственной постели применяют стальную, буровую дробь, магнетит, гематит, ферросилиций, кварц и т. п. Дробь имеет преимущественно шарообразную форму с изъеденной поверхностью, при ее применении в качестве постели получается высокий выход подрешетного концентрата, особенно при отсадке тонкозернистых песков.

При отсутствии другого материала для постели Г. Г. Кузнецов рекомендует применять дробь, сузив диапазон ее крупности, исключив более крупные фракции. При этом минимальный размер дробин не должен превышать двух диаметров максимального крупного зерна разделяемого материала. Толщина постели из дробы на практике применяется: на крупнозернистых песках 30—40 мм, на тонкозернистых 70—80 мм.

Магнетит, применяемый в качестве постели, имеет зерна неправильной формы с окатанными краями; иногда плоские зерна с изъеденной поверхностью. При магнетитовой постели выход концентрата на 3—5% меньше, чем при работе с постелью из дробы.

Постель из гравия обеспечивает выход концентрата на 3—4% выше, чем магнетитовая постель, при одном и том же извлечении.

Наиболее эффективной является постель из окатанного гематита крупностью: для основной операции 10—15 мм и для перечистой 6—8 мм. Окатывание дробленого гематита производится в глухом барабане диаметром 500—1200 мм, вращающемся со скоростью 25 об/мин. Окатывание производят в течение 2—3 ч. Гематита на 1 м² решета загружается 150—170 кг. Толщина постели из гематита: при основной операции 50—70 мм, при перечистой 30—40 мм.

Крупность исходного материала. Отсадка дает хорошие результаты, если разница в удельных весах разделяемых минералов не меньше единицы.

Процесс отсадки протекает устойчивее на узкоклассифицированном материале, разделенном на классы так, что отношение в классе зерен наибольшего к наименьшему не превышает коэффициента равнопадаемости.

При отсадке неклассифицированного материала значительно упрощаются технологическая схема, ее аппаратное оформление и удешевляется стоимость обработки 1 м³ песков.

Предварительная классификация перед отсадкой необходима при наличии в песках крупных зерен минералов; если же пески представлены мелкими зёрнами минералов, они подвергаются отсадке без предварительной классификации.

Неклассифицированный материал, подвергающийся отсадке, имеет обычно крупность —16 (12) мм и мельче. Материал крупностью —1 (0,5) мм подвергается отсадке плохо; извлечение полезных ископаемых крупностью —0,25 мм и особенно —0,15 мм не превышает 20—30%. Увеличение крупности исходного материала, поступающего на отсадку, улучшает технологические показатели.

Выход концентрата только до известного предела повышает извлечение полезных ископаемых. Изменение выхода концентрата, так же как и изменение извлечения, следует рассматривать как следствие, вызываемое условиями процесса отсадки. В преобладающем большинстве случаев повышение выхода концентрата соответствует увеличению извлечения, но при этом имеет место падение степени концентрации. В этой плоскости и должна рассматриваться взаимосвязь между извлечением и выходом концентрата как показателями эффективности работы отсадочной машины. Поэтому мнение о том, что в любых условиях отсадки выход концентрата влияет на извлечение полезных ископаемых, неточно. Для оптимального выхода концентрата и извлечения существует оптимальная производительность.

На выход концентрата влияет удельная нагрузка, расход

воды, поступающей с исходным материалом и под решето, толщина постели, ее гранулометрический состав, ход диафрагмы и число качаний. С увеличением удельной нагрузки выход концентрата уменьшается. При любых удельных нагрузках увеличение расхода воды в питании значительно уменьшает выход концентрата, так как с ее увеличением повышается горизонтальная скорость потока пульпы по длине отсадочного отделения. С повышением расхода подрешетной воды снижается скорость нисходящих струй и увеличивается скорость восходящих струй, что приводит к значительному понижению выхода концентрата.

При тонкой и окатанной постели (из дробы) выход концентрата повышается.

С увеличением длины хода диафрагмы, при одном и том же числе качаний, выход концентрата увеличивается.

При увеличении числа качаний, при прочих равных условиях, резко увеличивается выход концентрата.

§ 16. Применение отсадочных машин

При обогащении песков россыпных месторождений, в зависимости от крупности полезных ископаемых, применяют два способа отсадки:

1. При наличии в песках зерен крупностью — 1 (2) мм отсадка проводится с получением подрешетного концентрата.

2. При наличии в песках зерен крупностью — 16 (20) мм отсадка проводится с получением надрешетного и подрешетного концентратов. В данном случае под решето концентрируются зерна крупностью — 1 (2) мм, над решето — крупностью +1 (2) мм.

Разгрузка подрешетных концентратов производится обычно непрерывно, без остановки отсадочных машин.

Разгрузка надрешетных концентратов на поршневых отсадочных машинах (типа Гарца) может производиться непрерывно через боковое отверстие. Надрешетные концентраты, получаемые на диафрагмовых машинах, разгружаются вручную, так как каких-либо удовлетворительных конструкций, разгрузочных устройств в практике пока нет.

Разгрузка вручную надрешетного концентрата является трудоемкой операцией и требует остановки машины.

Преимущества подрешетной отсадки по сравнению с надрешетной заключаются в непрерывности разгрузки и технологического процесса и высоких удельных нагрузках.

В последнее время процесс подрешетной отсадки применяется и для получения крупнозернистых подрешетных концентратов. В данном случае материал крупностью 2—20 мм классифицируется по шкале с основанием 2—2,5 и каждый класс

подвергается отсадке на отдельной машине с получением подрешетного концентрата. Материал крупностью — 2 мм подвергается самостоятельной отсадке.

Подрешетная отсадка крупнозернистого материала широко распространена на алмазных предприятиях Западной и Южной Африки. Процесс ведется с получением подрешетного концентрата в две стадии. При основной отсадке получают: в первой камере готовый гравитационный концентрат с содержанием тяжелой фракции до 85—95%; во второй камере промпродукт, направляемый на очистную отсадку. Извлечение алмазов близко к 100%. Отрицательным моментом отсадки является большой расход подрешетной воды, достигающий 50—55 л/сек на 1 м² отсадочного отделения.

Изучение процесса подрешетной отсадки крупнозернистого материала позволило снизить расход подрешетной воды до 5—7 л/сек на 1 м² решета [99].

При подрешетной отсадке крупнозернистого материала применяется искусственная постель, приготовляемая следующим образом: берут 55% цемента и 45% железной стружки или чугунных опилок крупностью 1—0,5 мм, перемешивают вначале в сухом виде, а затем с водой. Из смеси катают шары, которые в течение 10—12 ч обрызгивают водой, затем их помещают в воду на сутки. После этого шары сушат на воздухе в течение 3—4 суток. Удельный вес шаров искусственной постели 3—3,5, но он не должен быть выше удельного веса полезного ископаемого.

Крупность зерен, составляющих постель, для каждого класса различная; максимальный размер шаров примерно в два раза больше самого крупного зерна полезного ископаемого. Так, например, для материала крупностью 16—8 мм постель может быть изготовлена из шаров диаметром 25—20 мм, для материала крупностью 8—4 мм — из шаров диаметром 16—12 мм.

Диаметр отверстий решета принимается немного меньше минимального диаметра шаров постели.

Ход диафрагмы и число качаний устанавливаются в зависимости от крупности полезных ископаемых (см. рис. 46) и обычно составляют: для материала крупностью 16—8 мм — ход диафрагмы 50—60 мм, число качаний 120—140 в минуту; 8—4 мм — ход диафрагмы 30—40 мм, число качаний 220—240 в минуту; Расход подрешетной воды 5—7 л/сек на 1 м² решета. Удельная нагрузка 8—10 м³/ч на 1 м² решета.

При подрешетной отсадке крупнозернистого материала, при основной операции, выводится в хвосты до 90—95% пустой породы. Подрешетные концентраты выпускаются периодически, по мере их накопления, и содержат тяжелой фракции 60—90% в зависимости от ее содержания в исходном материале.

Нормальная работа отсадочных машин зависит от правиль-

ной их подготовки к эксплуатации и соблюдения режима отсадки. При подготовке машин к работе их устанавливают строго горизонтально, решета в отсадочных отделениях покрывают с верхней и нижней сторон металлическими трафаретами, что предохраняет решетки от вибраций, а постель от сбивания.

В процессе эксплуатации решетки очищают не реже одного раза в декаду, при этом постель очищается от посторонних предметов и тяжелых минералов, которые в той или иной мере всегда аккумулируются в материале постели.

Питание машин исходным материалом должно осуществляться так, чтобы он поступал по всей ширине отсадочного отделения. Неравномерность в питании приводит к снижению производительности машин и к повышению сноса в хвосты полезных ископаемых.

Практика работы на отсадочных машинах показывает, что при обработке песков трудно, а подчас и невозможно получить концентраты за одну операцию. Поэтому отсадка осуществляется в две стадии. В первой (основной или первичной) получают первичный концентрат и отвальные хвосты. Во второй (перечистной) первичный концентрат обрабатывается с получением концентрата, пригодного для дальнейших доводочных операций, и отвальных хвостов или промпродукта, возвращаемого в процесс.

При таком разграничении отсадки следует тщательно регулировать машины, особенно первой стадии для обеспечения максимального извлечения металла в концентрат.

Расчетная производительность для перечистных машин и их количество определяются выходом первичных концентратов.

Глава VI

ОБОГАЩЕНИЕ ПЕСКОВ НА ВИНТОВЫХ СЕПАРАТОРАХ

§ 17. Общие принципы работы винтовых сепараторов

Теория процесса, происходящего на винтовом сепараторе при мокром обогащении минерального сырья, еще не разработана.

Процесс центробежной концентрации на винтовом сепараторе в имеющихся немногочисленных работах рассматривается исключительно как гравитационный. Следует считать неправильным такое определение процесса и отнесение данного аппарата к гравитационному типу, в котором разделение материала происходит якобы только по удельным весам.

Исследования, проведенные автором, позволяют до некоторой степени раскрыть физическую сущность явлений, происходящих на винтовом сепараторе, и установить закономерности расслаивания минералов по крупности и форме в поперечном сечении потока и выделения минеральных фракций в отдельные продукты.

На сепараторе разделение материала происходит на винтовой поверхности, которая по существу аналогична непрерывной наклонной плоскости. В соответствии с этим для рассмотрения процесса на винтовом сепараторе могут быть применены общие законы работы шлюзов и спиральных сепараторов для сухого обогащения. Этот взгляд при дальнейшем развитии может привести к построению теории центробежной концентрации на винтовом сепараторе, удовлетворяющей требованиям практики.

Процесс обогащения в водной среде на наклонной плоскости (шлюзы), как известно, базируется на различии в характере движения минеральных частиц под влиянием динамического воздействия на них струи воды.

При движении по поверхности шлюзов минеральные зерна находятся под воздействием сил тяжести, трения и гидродинамического давления.

При разделении минералов в винтовом желобе дополни-

тельно к силам тяжести, трения и гидродинамического давления оказывает влияние еще и центробежная сила.

Взаимодействие сил тяжести, трения, гидродинамических и центробежных приводит к тому, что движение различных минеральных частиц по дну винтового желоба происходит с неодинаковыми скоростями. Причем каждая минеральная частица приобретает конечную (установившуюся) скорость уже на первых полутора витках сепаратора, на остальных витках ускорение в основном равно нулю.

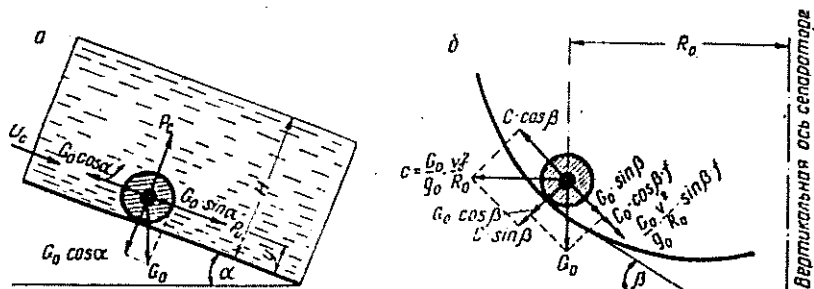


Рис. 47. Действие сил на частицу при движении по винтовому желобу сепаратора:

а — в продольном направлении потока; б — в поперечном сечении потока

Силы действуют на минеральное зерно в направлении потока, а также перпендикулярно к нему.

В направлении движения потока (в продольном его сечении) на минеральное зерно оказывают действие следующие силы (рис. 47, а):

1. Составляющая силы тяжести $G_0 \sin \alpha$, направленная по движению потока.

2. Составляющая силы тяжести $G_0 \cos \alpha$, направленная нормально к поверхности дна желоба и вызывающая силу трения

$$T = f G_0 \cos \alpha.$$

3. Динамическое давление воды на зерно в направлении движения. Для зерна шарообразной формы эта сила, согласно закону Ньютона, равна

$$P_H = \psi (u_c - v)^2 d^2 \Delta,$$

где ψ — коэффициент сопротивления;

v — скорость движения зерна, м/сек;

u_c — средняя скорость движения воды, м/сек;

Δ — плотность воды;

G_0 — вес зерна в воде, г;

f — коэффициент трения;

d — диаметр зерна, мм;

α — угол продольного наклона винтового желоба (угол подъема винтовой линии), град.

Перпендикулярно направлению движения потока (в поперечном его сечении) на минеральное зерно оказывают действие следующие силы (рис. 47, б):

1. Составляющая силы тяжести $G_0 \sin \beta$, направленная радиально к внутреннему борту винтового желоба.

2. Составляющая силы тяжести $G_0 \sin \beta$, направленная нормально к поверхности дна желоба и вызывающая силу трения

$$T_1 = f G_0 \cos \beta.$$

3. Центробежная сила

$$C = \frac{mv_0^2}{R_0} = \frac{G_0}{g_0} \cdot \frac{v_0^2}{R_0}.$$

Эта сила разлагается на составляющую

$$C \cos \beta = \frac{G_0}{g_0} \cdot \frac{v_0^2}{R_0} \cos \beta,$$

направленную к внешнему борту винтового желоба, и составляющую $C \sin \beta$, направленную нормально к поверхности дна желоба и вызывающую силу трения

$$T_2 = C \sin \beta,$$

где v_0 — конечная (установившаяся) скорость движения минерального зерна;

R_0 — расстояние движения зерна по винтовой линии от вертикальной оси сепаратора;

β — радиальный угол наклона желоба в рассматриваемой точке;

m — масса зерна;

g_0 — ускорение силы тяжести в воде.

Величина силы трения определяется коэффициентом трения, равным тангенсу угла, под которым должна быть наклонена плоскость, чтобы обеспечить самостоятельное перемещение по ней зерна или его остановку.

В зависимости от крупности и формы, а следовательно, и от силы трения различные минеральные зерна на наклонной плоскости приобретают неодинаковые скорости (табл. 48, 49).

Отношение конечных (установившихся) скоростей минералов характеризует степень их разделяемости. Чем больше это отношение, тем лучше идет разделение минеральной смеси.

По мере увеличения угла наклона плоскости отношение скоростей уменьшается, приближается к единице и точность разделения зерен ухудшается.

Из наблюдений при изучении коэффициентов трения ряда минералов, содержащихся в песках россыпных месторождений, и скоростей движения воды, пульпы и твердых частиц по винто-

Таблица 48

Средняя скорость движения воды и потока пульпы на винтовом сепараторе, м/сек

Ж:Т	Чистая вода	Пульпа с зернами легких минералов					Пульпа с зернами тяжелых минералов	
		Крупность минеральных зерен, мм						
		-16	-12	-8	-4	-2	-1	-0,5
1 : 1	1,36	1,10	1,08	1,00	0,99	0,90	0,4	0,21
2 : 1	1,38	1,14	1,12	1,10	1,08	0,93	0,45	0,30
3 : 1	1,41	1,25	1,20	1,14	1,12	1,02	0,46	0,33
4 : 1	1,44	1,32	1,30	1,26	1,20	1,08	0,54	0,39
5 : 1	1,48	1,34	1,32	1,30	1,25	1,22	0,66	0,42
6 : 1	1,51	1,36	1,34	1,32	1,30	1,28	0,68	0,43
7 : 1	1,54	1,44	1,42	1,40	1,35	1,30	0,74	0,48

Таблица 49

Средняя скорость движения минеральных зерен в потоке пульпы на винтовом сепараторе, м/сек

Минералы	Ж:Т	Крупность минеральных зерен, мм								
		16-12	12-8	8-4	4-2	2-1	1-0,5	0,5-0,25	0,25-0,1	0,1
Магнетит	2:1	—	—	—	—	1,02	0,48	0,46	0,13	0,12
	4:1	—	—	—	—	1,08	0,56	0,55	0,17	0,16
	6:1	—	—	—	—	1,12	0,73	0,69	0,21	0,20
Гранат	2:1	—	—	—	—	1,08	0,88	0,48	0,22	0,16
	4:1	—	—	—	—	1,16	1,00	0,58	0,27	0,26
	6:1	—	—	—	—	1,30	1,10	0,72	0,32	0,29
Кварц	2:1	1,16	1,14	1,13	1,12	1,06	0,82	0,56	0,45	0,41
	4:1	1,33	1,32	1,31	1,30	1,14	0,88	0,66	0,56	0,55
	6:1	1,47	1,42	1,38	1,35	1,32	1,02	0,72	0,59	0,57

ному желобу сепаратора установлено, что тяжелые металлы и минералы имеют повышенную силу трения, а легкие минералы пониженную (табл. 50). Тяжелые металлы и минералы движутся по винтовому желобу сепаратора со скоростями значительно меньшими, чем средняя скорость потока. Легкие минералы, наоборот, движутся по желобу с наибольшими скоростями, близкими к средней скорости потока. Одновременно в потоке воды минералы испытывают и различное гидродинамическое действие. Округлые крупные зерна испытывают большее динамическое действие струи воды, пластинчатые и мелкие зерна — меньшее.

Таблица 50
Коэффициенты трения металлов и минералов в воде и углы наклона, при которых начинается их движение

Минералы	Материал плоскости									
	Чугун					Прорезиненная ткань				
	Коэффициент трения скольжения		Коэффициент трения качения			Коэффициент трения скольжения		Коэффициент трения качения		
	f_1	φ_1	f_2	φ_2	φ_3	f_1	φ_1	f_2	φ_2	φ_3
Вольфрамат . . .	0,869—0,965	41°—44°	0,531—0,674	28°—34°	0,961—1,072	44°—47°	0,531—0,726	28°—36°		
Касситерит . . .	0,674—0,869	34°—41°	0,383—0,509	21°—27°	0,900—0,965	42°—44°	0,466—0,554	25°—29°		
Гранат . . .	0,869—0,932	41°—43°	0,445—0,600	24°—31°	0,900—1,035	42°—46°	0,487—0,604	26°—32°		
Магнетит . . .	0,809—0,869	39°—41°	0,344—0,466	19°—25°	0,839—0,900	40°—42°	0,445—0,509	24°—27°		
Золото . . .	0,753—1,191	37°—50°	0,624—0,674	32°—34°	0,869—1,589	41°—57°	0,726—0,809	36°—39°		
Платина . . .	0,965—1,327	44°—53°	—	—	1,191—1,732	50°—60°	—	—		
Кварц . . .	0,509—0,839	27°—40°	0,309—0,487	17°—26°	0,531—0,869	28°—41°	0,344—0,531	19°—28°		

Примечание. f_1 — коэффициент трения скольжения;
 φ_1 — угол трения при скольжении;
 f_2 — коэффициент трения качения;
 φ_2 — угол трения при качении.

Вследствие движения минералов по винтовому желобу с различными скоростями создаются условия для их разделения на тяжелую и легкую фракции. При этом тяжелые мелкие минералы сползают в сторону внутреннего борта желоба, так как

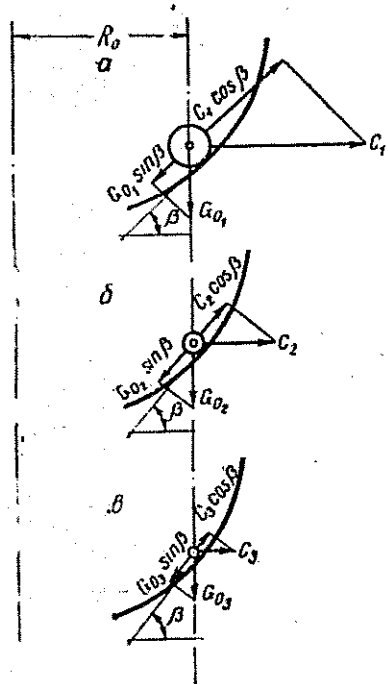


Рис. 48. Схема действия сил на частицу в поперечном сечении потока:

а — значение R_0 увеличивается, частица движется к внутреннему борту желоба; б — значение R_0 постоянное, частица движется по винтовой линии вдоль потока; в — значение R_0 уменьшается, частица движется к внешнему борту желоба

рону внешнего борта, движутся по спиральям с возрастающим радиусом.

Минеральные зерна движутся по спиральям до тех пор, пока не установится равновесие составляющих сил тяжести и центробежной

составляющая силы тяжести, действующая на эти зерна, будет больше составляющей центробежной силы и их равнодействующая будет направлена в сторону внутреннего борта (рис. 48)

$$G_0 \sin \beta > C \cos \beta. \quad (59)$$

Легкие крупные минералы отбрасываются в сторону внешнего борта, так как составляющая силы тяжести, действующая на них, будет меньше составляющей центробежной силы и их равнодействующая будет направлена в сторону внешнего борта

$$G_0 \sin \beta < C \cos \beta. \quad (60)$$

В потоке пульпы при ее поступлении на сепаратор минеральные зерна первоначально передвигаются по спиральным траекториям.

Тяжелые минералы, у которых равнодействующая радиальных сил направлена в сторону внутреннего борта желоба, движутся по спиральям с уменьшающимся радиусом.

Легкие минералы, у которых равнодействующая радиальных сил направлена в сто-

$$G_0 \sin \beta = C \cos \beta. \quad (61)$$

При установившемся режиме движения каждое минеральное зерно имеет поступательное движение по винтовой линии на каком-то определенном расстоянии от оси сепаратора с конечной (установившейся) скоростью.

На основании закона сохранения энергии, при определенном радиусе вращения и постоянной скорости, кинетическая энергия минерального зерна, движущегося по винтовой линии, очевидно, остается постоянной. Сумма работ всех сил на всем пути движения зерна должна быть равна нулю. Работа составляющей силы тяжести в воде A_1 , направленной вдоль движения потока,

$$A_1 = l G_0 \sin \alpha.$$

Работа силы трения A_2 , вызываемая составляющей силы тяжести, направленной нормально к наклонной плоскости,

$$A_2 = -l f G_0 \cos \alpha.$$

Работа динамического давления воды P_H на зерно в направлении его движения

$$A_3 = l P_H.$$

Работа составляющей центробежной силы, направленной перпендикулярно к линии движения,

$$A_4 = l C \cos \beta = 0.$$

Работа добавочной силы трения, вызываемая составляющей центробежной силы C ,

$$A_5 = -l f \frac{C_0}{g_0} \cdot \frac{v_0^2}{R_0} \sin \beta.$$

Суммируя все работы и приравняв нулю, имеем

$$l G_0 \sin \alpha - l f G_0 \cos \alpha + l P_H + 0 - l f \frac{C_0}{g_0} \sin \beta = 0.$$

Делая соответствующие преобразования, находим формулу для определения конечной (установившейся) скорости минерального зерна

$$v_0 = \sqrt{\frac{G_0 g_0 R_0 \sin(\alpha - \varphi) + P_H \cos \varphi}{G_0 \sin \varphi \sin \beta}}. \quad (62)$$

Исследования показывают, что каждая минеральная частица в зависимости от ее размеров, формы, коэффициентов трения и массы приобретает постоянную скорость уже в конце первого, в начале второго витка и далее движется вниз по винтовой линии на определенном расстоянии от вертикальной оси сепаратора. Практически разделение минеральной смеси в пульпе происходит на первых полутора витках винтового желоба сепаратора.

ратора. При этом тяжелые минералы движутся отдельной полосой возле внутреннего борта. По характеру своего движения полоса тяжелых минералов напоминает веер на концентрационном столе, а по консистенции она аналогична обезвоженным пес-

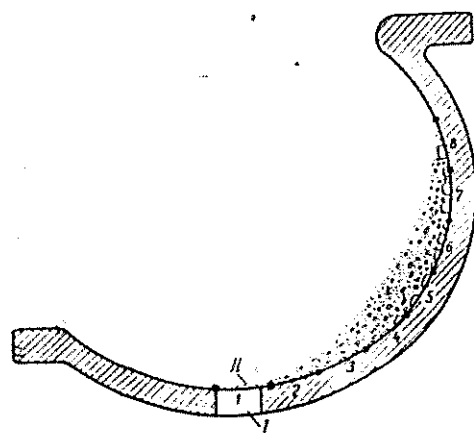


Рис. 49. Схема расположения потока пульпы в поперечном сечении желоба:
I — отверстие для разгрузки концентрата; II — полоса минералов тяжелой фракции

кам, выходящим из механического классификатора. Эта часть потока пульпы обычно является хвостовым продуктом.

кам, выходящим из механического классификатора.

Легкие минералы пустой породы совместно с илом и основной массой воды располагаются в общем потоке пульпы ближе к внешнему борту желоба и движутся вниз отдельно от полосы тяжелых минералов (рис. 49, табл. 51). При этом ил занимает крайнее положение на внешнем борту желоба; за ним в сторону внутреннего борта располагаются легкие минералы, в зависимости от формы и окатанности (иначе хорошо окатанные — крупные, затем слабоокатанные, угловатые, мельче и ближе к внутреннему борту — пластинчатые, более мелкие).

Таблица 51

Распределение материала в поперечном сечении винтового желоба, %

Крупность материала, мм	Номера участков (считая от внутреннего борта к внешнему, рис. 49)								Ситовый состав песков, %
	1	2	3	4	5	6	7	8	
16—12	—	—	—	20,0	28,5	23,0	23,0	5,5	0,2
12—10	—	—	—	7,0	21,0	40,0	22,2	8,7	0,8
10—8	—	—	1,8	5,5	45,0	46,0	0,9	0,8	3,2
8—4	—	—	0,6	0,7	15,0	70,0	13,6	0,1	20,4
4—2	—	—	—	0,1	11,5	43,9	39,0	5,4	19,2
2—1	0,1	0,1	0,7	51,0	41,5	6,2	0,3	0,1	8,8
1—0,5	0,3	1,4	21,2	69,5	6,3	1,0	0,2	0,1	18,6
0,5—0,25	2,5	6,9	51,5	34,0	3,6	1,1	0,3	0,1	17,9
0,25—0,15	9,8	15,6	38,0	26,6	6,0	3,0	0,9	0,1	6,5
0,15—0,1	12,0	12,5	35,6	21,6	9,2	6,2	2,4	0,5	2,0
0,1—0,074	7,2	8,6	24,0	23,4	17,8	9,8	7,8	1,4	1,6
< 0,074	0,7	2,6	14,5	30,4	22,6	17,6	10,3	1,3	0,8
Исходный материал	0,4	4,1	17,5	20,4	27,5	25,0	4,4	0,7	—
Тяжелая фракция	86,9	8,4	3,7	0,8	0,1	0,1	Единичные зерна	—	—

Следует иметь в виду, что тяжелые минералы крупностью +3(2) мм движутся по желобу сепаратора с большими скоростями, чем минералы того же удельного веса, но меньших размеров. Такие зерна тяжелых минералов, приобретая значительные скорости, движутся по спирали с возрастающим радиусом и, не попадая в полосу тяжелых мелких минералов, выпадают с легкими минералами в хвостовой продукт.

Процесс расслаивания ускоряется и дополняется явлениями сегрегации, мелкие и тяжелые минеральные зерна занимают нижний слой потока и уже в конце первого витка выделяются в отдельную полосу, как на концентрационном столе. Данная полоса движется вниз по винтовой линии примерно на постоянном расстоянии от вертикальной оси сепаратора. Верхние слои, состоящие из легких минералов, смываются с большой скоростью. Причем самые крупные окатанные зерна располагаются ближе к внешнему борту и движутся вниз со скоростями, превосходящими скорости мелких зерен, особенно тяжелых.

На разделение минералов большое влияние оказывают силы трения, поэтому внутренняя (рабочая) поверхность винтового сепаратора должна быть не только правильной, но и гладкой.

При увеличении угла наклона питающих желобов, по которым поступает пульпа на винтовой сепаратор, начальная скорость смеси на первом витке сепаратора резко возрастает, что ухудшает условия разделения. Необходимо питающие желоба устанавливать применительно к материалу с минимально необходимым уклоном. Для уменьшения скорости пульпы перед первым витком сепаратора следует применять гасители скорости или же подачу пульпы на сепаратор осуществлять через специальные воронки.

Минеральная смесь, состоящая из легких и тяжелых зерен пластинчатой, плоской и игольчатой формы, на сепараторе разделяется неудовлетворительно. Процесс разделения минеральной смеси протекает хорошо, когда легкие минералы более крупные и окатаны, а тяжелые минералы мелкие, пластинчатые или плоские.

В винтовом сепараторе осуществлено сочетание двух методов разделения минералов; первый метод основан на расслаивании в поле центробежной силы, а второй — на расслаивании в поле земного тяготения. В результате этого разделение минералов происходит не только по удельным весам, но и по форме и крупности зерен, что значительно повышает извлечение полезных ископаемых, особенно средних и мелких классов.

§ 18. Типы и конструкции винтовых сепараторов

В практике обогащения песков россыпных месторождений применяют винтовые сепараторы, состоящие из сборного винто-

вого желоба, укрепленного в каркасе, устройств водоснабжения и отсекаелей.

Винтовой желоб является основным элементом, в котором осуществляется технологический процесс. Он состоит из трех-шести витков и имеет диаметр от 600 до 1340 мм.

Каркас служит несущим элементом для желоба, устройств водоснабжения и обслуживающих площадок.

Устройства для водоснабжения служат для подачи дополнительной (смывной) воды на внутренний борт желоба, смывающей фракцию и илы с полосы тяжелых минералов, движущихся по низу желоба, вблизи его внутреннего борта.

Отсекатель предназначен для разгрузки продуктов обогащения.

Винтовые сепараторы по конструкции можно разделить на два класса:

I класс — с постоянным шагом винтового желоба;

II класс — с регулируемым шагом винтового желоба.

Винтовые сепараторы I класса. К винтовым сепараторам с постоянным шагом относятся сепараторы Гемфриса, модели М-1 и М-1-2, конструкции завода им. Тельмана (ГДР) и сепараторы с двойным желобом.

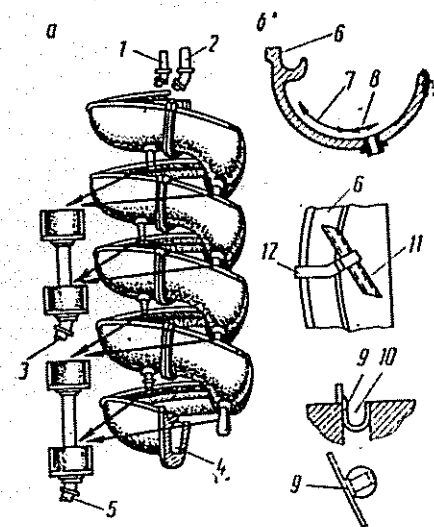


Рис. 50. Винтовой сепаратор:

1 — трубка для дополнительной воды; 2 — трубка для подачи пульпы на сепаратор; 3 — трубка для разгрузки концентрата; 4 — желоб для разгрузки хвостов; 5 — трубка для разгрузки промпродукта; 6 — канал на внешнем борту для смывной воды; 7 — положение основной массы потока с легкими минералами; 8 — положение тяжелых минералов; 9 — отсекаель; 10 — выпускное отверстие; 11 — трубка для подачи дополнительной (смывной) воды на внутренний борт желоба; 12 — крепление трубы

Винтовой сепаратор Гемфриса (рис. 50) состоит из трех-шести витков диаметром 600—750 мм. Шаг у всех витков постоянный — 300—460 мм.

Желоб изготавливают из стали или чугуна с термически обработанной внутренней поверхностью. В поперечном сечении желоб имеет форму полукруга с каналами для дополнительной (смывной) воды на внешнем или на внутреннем борту. Внешний борт желоба выше внутреннего.

В днине каждого витка имеется по два-три отверстия диаметром 45—55 мм, снабженных поворотными щитками (отсекателями), выделяющими из потока пульпы струю обогащенного материала необходимой ширины.

С первых двух-трех витков обычно получают концентрат, выпускаемый по трубке 3, с последующих витков — промпродукт, выпускаемый по трубке 5. Продукты обогащения направляются по резиновым шлангам или по металлическим трубкам в сборные желоба.

Хвосты разгружаются внизу сепаратора. Дополнительная (смывная) вода подается на внутренний борт винтового желоба, или из внешнего канала 6 по трубкам 1, или из внутреннего канала специальными направляющими щитками. Трубки и направляющие щитки располагаются по потоку пульпы выше отсекаелей. Поворотом трубки и направляющего щитка можно регулировать подачу смывной воды на внутренний борт желоба, благодаря чему полоса тяжелых минералов очищается от зерен легких минералов. Дополнительная (смывная) вода также служит и для восстановления процесса, который обычно нарушается на третьем и последующих витках вследствие резкого обезвоживания материала, идущего по низу желоба, так как вода центробежной силой отбрасывается к периферии и движется возле внешнего борта. Хотя дополнительной водой и можно восстановить процесс, но слишком большой ее расход увеличивает разжижение, вызывает переполнение желоба и снижает производительность по твердому.

Восстановление процесса благодаря направлению на внутренний борт желоба некоторого количества воды из общего потока пульпы иногда осуществляется при помощи небольшой трубки (рис. 51).

Производительность одного винтового сепаратора Гемфриса не превышает 2 т/ч. Содержание твердого в поступающей на сепараторы пульпе составляет 20—35%. Расход дополнительной (смывной) воды на один сепаратор 0,3—0,6 л/сек. Извлечение тяжелых минералов в концентрат сепаратора достигает 90% и выше.

Установочная площадь винтовых сепараторов небольшая. Так, например, в штате Флорида обогатительная фабрика, оборудованная 174 сепараторами для основной обработки песков, 36 сепараторами для первичной очистки концентратов и 12 сепараторами для окончательной очистки концентратов, занимает площадь 24,4 × 34,2 м.

Фабрика перерабатывает в сутки 5000 т титаносодержащих песков. Обслуживает ее один машинист с помощником и один рабочий у насосов.

Винтовые сепараторы конструкции Иргиредмета, модель М-1 и модель М-1-2 (рис. 52), имеют желоб из чугуна диаметром 620 мм, с постоянным шагом в 310 мм. Внешний борт винтового желоба выше внутреннего, а верхняя кромка его завернута к оси сепаратора.

В днище желоба на каждом витке имеется по два отверстия для выпуска концентрата (промпродукта).

Отсекатель, предназначенный для разгрузки продуктов обогащения из процесса, состоит из 25 мм трубки, подвижного и неподвижного ножей. Неподвижный нож представляет собой металлическую пластинку с резиновым уплотнением.

Подвижный нож состоит из металлической пластинки, вращающейся на оси у створа окна трубки.

Лабораторные и производственные испытания винтовых сепараторов М-1 и М-1-2 показали, что оптимальная производительность этих моделей на песках крупностью 16 мм не превышает

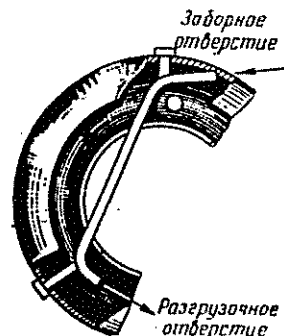


Рис. 51. Трубка для подачи воды с внешнего борта на внутренний (для восстановления процесса)

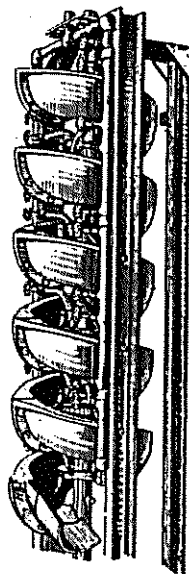


Рис. 52. Общий вид реконструированного винтового сепаратора М-1-2 с чугунным желобом

1,5 т/ч. При этом извлечение составляет: золота до 96%, касситерита до 98%, минералов тяжелой фракции удельным весом выше 3,5 до 97%.

Практика работы винтовых сепараторов с чугунными желобами показала, что они быстро истираются и корродируют.

На обогатительной фабрике титанового рудника в Трейл Редже (штат Флорида в США) винтовые желоба, изготовленные из отбеленного чугуна, служили не более полутора лет. Проведенные испытания желобов, футерованных формованной резиной, и желобов, изготовленных из легированного никелем чугуна, не дали положительных результатов. В 1952 г. на этой

фабрике была введена футеровка винтовых желобов неопреном (синтетический хлорпеновый каучук).

Испытания футеровки из неопрена на износ определили срок ее службы 4—5 лет, т. е. почти в три раза дольше срока службы отбеленного чугуна.

Винтовой сепаратор завода им. Тельмана (ГДР) (рис. 53) смонтирован на переносной установке, предназначенной для обогащения песков прибрежных россыпей, содержащих ильменит, рутил, циркон, гранат и магнетит. Винтовой желоб изготовлен из прессованной листовой стали толщиной 1,5 мм и состоит из 4 витков диаметром 500 мм с шагом 150 мм.

В отличие от сепараторов Гемфриса и моделей М-1 и М-1-2 разгрузка концентратов производится в конце последнего витка. Установка состоит из двух разъемных частей: верхней с воронкой и трубой весом 20 кг и нижней, собственно винтовой сепаратор, весом 40 кг. Пески загружают в приемную воронку, у верхней внутренней кромки которой, в месте подачи песков, установлено брызгало. Нижняя часть воронки имеет форму гидроциклона. В гидроциклон по касательной к внутренней поверхности конуса подается под напором вода. Избыточная вода и ил удаляются через трубку со шлангами, расположенную в верхней части воронки. Размытый песок из гидроциклона попадает на верхний виток винтового сепаратора, через сменную насадку диаметром 6—12 мм. Для предотвращения забивания отверстия насадки над гидроциклоном установлена сетка с отверстиями 5 мм.

Обычно установка состоит из трех винтовых сепараторов, обслуживаемых одним рабочим. Двое рабочих могут легко разобрать аппарат и перенести его в другое место. На установку напорная вода подается насосом производительностью 2 м³/ч. При девяти винтовых сепараторах (три установки) предусматривается электрогенератор мощностью 3,3 квт.

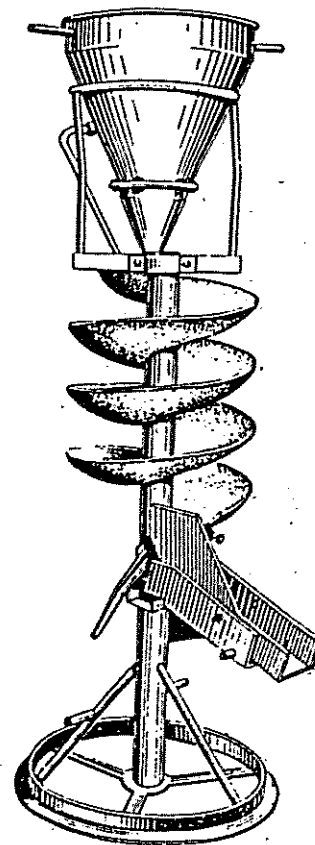


Рис. 53. Винтовой сепаратор

Производительность одного винтового сепаратора достигает 1 т/ч.

Первичный концентрат винтовых сепараторов очищается на концентрационных столах и поступает на магнитные сепараторы, где выделяется магнетит и ильменит.

Срок службы нефутерованного винтового желоба составляет 1,5—2 года. Результаты обогащения песков крупностью 0,5—0,1 мм приведены в табл. 52.

Таблица 52

Результаты обогащения песков крупностью 0,5—0,1 мм на винтовых сепараторах

Продукт	Выход, %	Железо, %		Окись титана, %		Окись циркония, %	
		содержание	извлечение	содержание	извлечение	содержание	извлечение
Концентрат	29,00	29,90	88,02	19,38	93,67	4,08	99,08
Промпродукт	10,55	7,13	7,62	3,19	5,67	0,09	0,92
Хвосты	60,45	0,71	4,36	0,07	0,66	0,01	0,00
Пески	100	9,85	100	6,00	100	1,195	100

В одном из институтов Польской Народной Республики сконструирован винтовой сепаратор, относящийся к I классу.

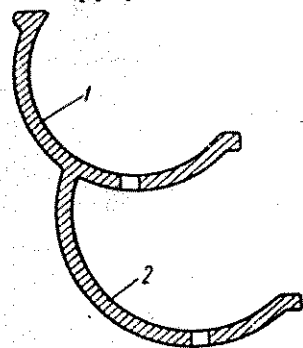


Рис. 54. Поперечное сечение винтового сепаратора с двойным желобом:

1 — желоб для основной концентрации; 2 — желоб для пересортировки концентрата

Сепаратор состоит из винтового желоба с 3—6 витками, выполненного из силумина.

Винтовой сепаратор имеет два параллельных друг другу желоба (рис. 54).

Концентрат из основного желоба через отверстия отсекающих поступает в дополнительный, где и пересортируется. Отверстия отсекающих в дополнительном желобе помещены ниже отверстий основного желоба. На борта дополнительного и основного желобов подается смывная вода. Такая конструкция создает возможность двухстадийного обогащения песков на одном винтовом сепараторе, уменьшает площадь, занимаемую прибором, устраняет необходимость повторного подъема продуктов.

Винтовые сепараторы I класса, ввиду наличия постоянного шага, могут быть применены только на некоторых россыпных месторождениях с определенным составом песков и характером полезных ископаемых. Поэтому перед их применением необходимо проведение полупромышленных ис-

пытаний на песках конкретного месторождения в целях установления целесообразности их включения в схему цепи аппаратов.

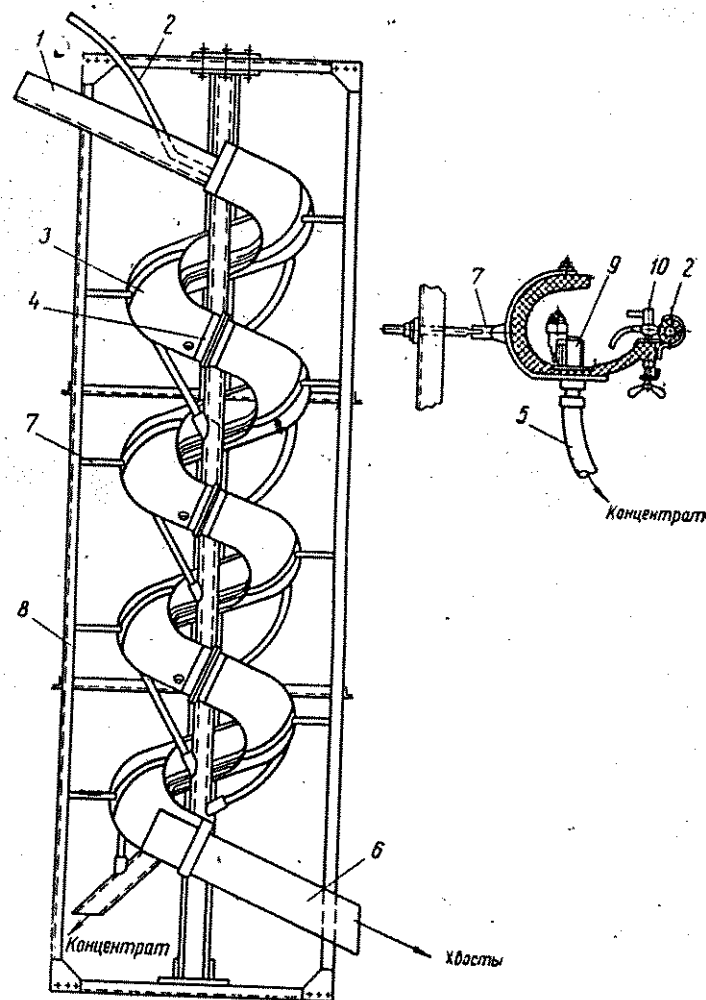


Рис. 55. Винтовой сепаратор М-3 с резиновым желобом:

1 — лоток загрузочный; 2 — шланг для смывной воды; 3 — винтовой желоб; 4 — фланец витка желоба; 5 — шланг отсекающего; 6 — лоток разгрузочный; 7 — устройство для крепления желоба к каркасу; 8 — каркас; 9 — отсекающий; 10 — краник смывной воды

К винтовым сепараторам II класса относятся сепараторы с регулируемым шагом, модель М-3, СВМ-1200 и СВМ-750 А. Винтовой сепаратор М-3 (рис. 55) имеет диаметр витка 1200—1340 мм, желоб резиновый.

В опытных образцах для изготовления желоба были использованы покрышки от шасси самолета ЛИ-2. На данной модели шаг можно регулировать от 500 до 900 мм.

Каркас сепаратора М-3 изготавливают из швеллера № 10, металлических труб \varnothing 50—100 мм, из деревянных брусков и даже из 5—6 мм проволоки.

Винтовой желоб укрепляется в каркасе подвижными хомутами и стяжками. Такая конструкция крепления позволяет без особых затруднений регулировать величину шага. Шаг витка определяется как расстояние между центрами двух соседних витков или верхних их кромок. Каркас, изготовленный из швеллеров, труб и деревянных брусков, не обеспечивает постоянство поперечного профиля винтового желоба, что нарушает процесс сепарации.

В целях сохранения постоянства профиля по всему винтовому желобу на одном из предприятий вместо обычного каркаса витки сепаратора скрепили четырьмя подвесками из проволоки, закрепленными вверху. Расположение подвесок такое же, как и стоек каркаса; крепятся они к балкам.

Подвески изготавливаются из 5—6 мм проволоки и соединительных муфт с двумя болтами (один с правой, другой с левой резьбой). Муфтами регулируется величина шага витка. При такой системе крепления винтовых желобов происходит их самоцентрирование и профиль витка не искажается. Процесс на таких сепараторах стабилен. Кроме того, способ крепления желоба на подвесках позволяет сократить расход металла на каркас, уменьшить время на изготовление подвесок и монтаж сепараторов, упростить монтаж.

Для устранения раскачивания сепаратора его закрепляют в верхней части двумя металлическими стержнями, а внизу — плинтусами, прибитыми к полу площадки для обслуживания.

Дополнительная (смывная) вода из центральной трубы через шланг и наконечники поступает на внутренний борт желоба. Подача воды регулируется кранами.

В нижней части желоба имеются отверстия для выпуска продуктов обогащения. В эти отверстия вставляются отсекатели (рис. 56).

В зависимости от минералогического состава обрабатываемого материала, в сепараторе устанавливается от двух до четырех отсекателей. Обычно первый отсекатель монтируется в конце второго витка, второй — в конце третьего витка, третий — в середине четвертого витка и четвертый в конце четвертого витка.

Производственные испытания и практика работы винтовых сепараторов модели М-3 показали, что производительность одного сепаратора на песках крупностью мельче 16 мм составляет 10—12 м³/ч. При этом извлечение в первичный концентрат

касситерита, ильменита, рутила, циркона и других ценных минералов с удельным весом 3,5—8 достигает 97—98%, золота 98—99%.

Недостатками винтовых сепараторов М-3 являются:

а) быстрый износ рабочей поверхности желоба (иногда за один сезон), особенно при крупнозернистом материале;

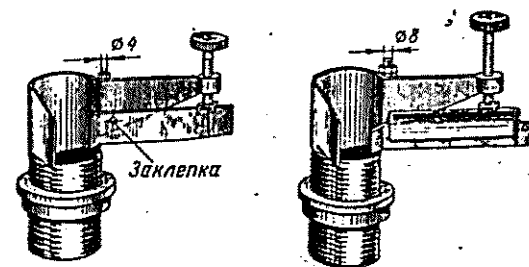


Рис. 56. Отсекатели

б) крепление резинового желоба к каркасу из трех-четырех стоек при регулировке шага витка приводит к нарушению профиля желоба, его радиального угла наклона и угла подъема винтовой линии. В результате этого процесс протекает в ряде случаев нестабильно, что приводит к снижению технологических показателей.

На основании данных исследований в Иргиредмете в 1957 г. была создана промышленная модель сепаратора СВМ-1200 с диаметром витка 1200 мм (рис. 57)¹. Сепаратор состоит из загрузочного бункера, центральной стойки (колонны), металлического винтового желоба, футерованного резиной, и отводов для продуктов обогащения. Свободное крепление винтового желоба к колонне позволяет регулировать шаг витков в пределах 600—850 мм без каких-либо нарушений профиля желоба, его радиального и продольного углов наклона.

Профиль винтового желоба выполнен с развернутыми внутренним и внешним бортами, имеет значительную концентрационную площадь с большим радиусом закругления, что позволяет получать четкий веер минералов в конце первого и в начале второго витков.

Стендовые и полупромышленные испытания показали, что сепаратор СВМ-1200 отличается от ранее разработанных моделей не только повышенной производительностью и устойчивостью технологических показателей, но и более совершенным устройством отдельных узлов, большей их прочностью и надежностью при непрерывной и длительной работе.

¹ Конструкция СВМ-1200 предложена К. В. Соломиным, проект сепаратора разработан М. Ф. Молотовым.

При обогащении тонкозернистых титано-циркониевых песков крупностью — 0,5 мм на сепараторе СВМ-1200 была достигнута производительность 8 т/ч, что выше производительности сепаратора М-3 на этих же песках в 2—2,5 раза.

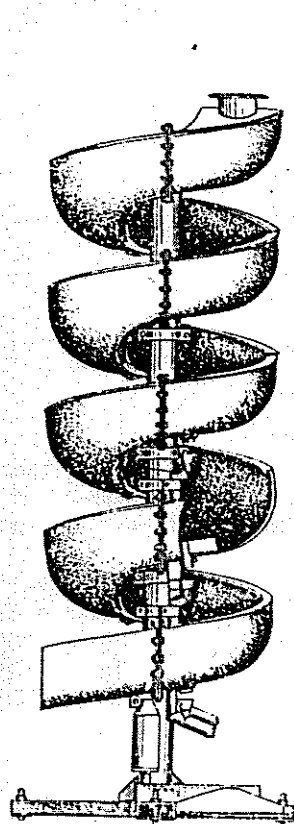


Рис. 57. Винтовой сепаратор СВМ-1200:

1 — бункер; 2 — каркас (стойка); 3 — винтовой желоб; 4 — отверстие для выпуска концентрата; 5 — трубка для приема концентрата; 6 — отсекающий

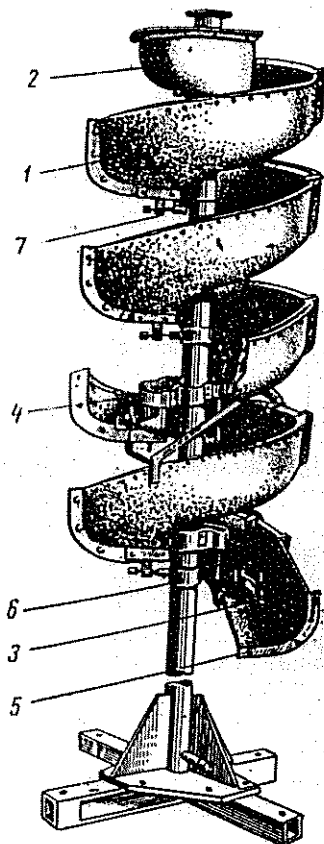


Рис. 58. Винтовой сепаратор СВМ-750А:

1 — винтовой желоб; 2 — бункер; 3 — отсекающий; 4 — устройство для смывной воды; 5 — хвостовой желоб; 6 — каркас (стойка); 7 — крепление винтового желоба к каркасу

При такой производительности извлечение в суммарный концентрат и промпродукт достигало: двуокиси титана до 92%, двуокиси циркония до 96,5%, ильменита до 93,7%, рутила до 94,9% и циркона до 97,9%.

По аналогии с сепаратором СВМ-1200 в Иргиредмете

в 1960 г. выполнен проект винтового сепаратора СВМ-750 А диаметром витка 750 мм и регулируемым шагом. в пределах 450—550 мм (рис. 58).

Винтовые сепараторы II класса позволяют регулировать шаг и могут применяться при обогащении материалов различных по вещественному составу, и характеру полезных ископаемых. Основные условия хорошей работы винтовых сепараторов:

1. Извлекаемые металлы и минералы должны находиться в свободном состоянии и иметь крупность 4—0,074 (0,050) мм.

2. Питание сепараторов должно содержать незначительное количество ила (шламов) и зерен пустой породы пластинчатой формы.

3. Желаемая крупность материала в питании 16 (12) — 0,074 (0,050) мм.

Питание сепараторов необходимо производить равномерно. Разжижение пульпы по объему должно быть минимум 3:1 и максимум 15:1.

§ 19. Параметры винтовых сепараторов

Процесс обогащения на винтовом сепараторе определяется его параметрами и конструктивными элементами. К основным параметрам сепаратора, влияющим на характер обогащения, относятся профиль поперечного сечения винтового желоба, его длина (число витков), угол подъема винтовой линии, число отсекающих и место их установки. Эти параметры определяют скорость движения потока пульпы, толщину и форму сечения потока, длину пути и время пребывания зерен в потоке.

Профиль сепаратора является главным элементом, определяющим процесс обогащения.

Ввиду того что в поперечном сечении потока пульпы материал распределяется в основном по крупности и форме, наиболее целесообразным профилем винтового желоба следует считать сечение в виде эллипса, у которого большая ось расположена горизонтально, а отношение размера большой оси к малой равно двум. Такой желоб, имея значительные площади с большим радиусом закругления в поперечном сечении, позволяет получать более четкий веер минералов. Сепараторы с таким профилем менее чувствительны к резким колебаниям в режиме питания, что очень важно, так как в производственных условиях очень трудно, а подчас и невозможно обеспечить равномерное питание.

На сепараторах, имеющих профиль желоба в виде частей окружности или вертикального эллипса с малым радиусом закругления, получить четкий веер возможно только при строго оптимальном режиме питания. В случае колебаний, в режимах

питания на таких сепараторах наблюдается нарушение процесса. Зерна легких минералов пустой породы крупностью > 6 мм центробежной силой поднимаются по радиальному наклону желоба и переходят на спиральную траекторию, смещаясь в сторону внутреннего борта, по-видимому, в тот момент, когда составляющая центробежной силы становится меньше составляющей силы тяжести:

$$G_0 \sin \beta < G \cos \beta.$$

При этом отдельные крупные зерна поднимаются настолько высоко, что теряют приобретенную инерцию, падают на низ желоба, нарушая тем самым движение полосы тяжелых минералов и снижая извлечение шламента в концентрат (табл. 53).

Таблица 53

Результаты обогащения песков на сепараторах с различными профилями желобов

Профиль желоба сепаратора							
часть окружности		часть горизонтального эллипса		часть вертикального эллипса		часть окружности	
Выход концентрата, %	Извлечение шламента, %	Выход концентрата, %	Извлечение шламента, %	Выход концентрата, %	Извлечение шламента, %	Выход концентрата, %	Извлечение шламента, %
6,0	92,8	9,8	98,1	7,0	82,4	22,8	97,2
12,8	96,9	8,4	98,4	16,1	83,5	28,0	96,2
19,7	95,0	10,1	98,8	13,9	85,7	20,6	91,4
13,0	97,4	8,8	96,8	12,2	88,2	33,6	97,3
12,0	91,2	8,6	97,5	18,1	91,4	16,2	92,1
6,0	90,9	9,5	98,4	19,1	92,6	26,2	90,7

Примечание. Крупность песков в питании < 16 мм.

Такие явления наблюдаются и у сепараторов, имеющих поперечное сечение в виде эллипса. В них частицы пустой породы при своем падении попадают в поток пульпы, в зону повышенных скоростей и снова центробежной силой отбрасываются к внешнему борту, не нарушая движения полосы тяжелых минералов.

Процесс на сепараторе стабилизируется, как правило, в конце первого и начале второго витка. Основная масса тяжелых минералов выпадает из потока пульпы на дно винтового желоба уже на первом витке и далее движется вниз отдельной полосой вблизи внутреннего борта сепаратора. В результате этого представляется возможным вывести из процесса обогащенный материал первым отсекателем, установленным в конце второго витка (табл. 54).

Таблица 54

Результаты обогащения песков на винтовых сепараторах, состоящих из четырех витков

Концентрат	Профиль желоба			
	часть окружности		часть горизонтального эллипса	
	Выход, %	Извлечение шламента, %	Выход, %	Извлечение шламента, %
I отсекаателя	7,2	84,0	7,2	89,6
II отсекаателя	2,0	8,1	2,5	7,0
III отсекаателя	1,6	2,0	0,9	0,5
Общий	10,8	94,1	10,6	97,1
I отсекаателя	4,8	78,0	6,0	95,0
II отсекаателя	4,4	12,6	1,9	2,3
III отсекаателя	2,7	3,8	1,5	0,6
Общий	11,9	94,4	9,4	97,9

Примечания: 1. Крупность песков в питании — 16 мм.
2. Отсекатели установлены по одному в конце второго, третьего и четвертого витков.

Однако практикой работы винтовых сепараторов установлено, что при обогащении песков длина винтового желоба в два витка не обеспечивает полного извлечения ценных минералов. Это объясняется тем, что ввиду больших скоростей, при поступлении пульпы в сепаратор, часть мелких ценных минералов оседает в придонный слой и сползает в сторону внутреннего борта только на втором и последующих витках.

Увеличение количества витков желоба до четырех благоприятно влияет на технологические показатели. При пяти и более витках имеется некоторая тенденция к повышению извлечения, но одновременно резко повышается и выход концентрата. Последнее объясняется тем, что на пятом и последующих витках основная масса воды центробежной силой отбрасывается к периферии сепаратора и движется вниз по винтовой линии возле внешнего борта, обезвоженные пески сползают к внутреннему борту, обуславливая повышенный выход концентрата.

При обогащении песков россыпных месторождений вполне достаточно применение сепараторов из трех-четырех витков, что значительно уменьшает высоту подъема песков на обогатительную установку, а следовательно, снижает и расход энергии, затрачиваемой на подъем песков.

Угол подъема винтовой линии (угол продольного наклона винтового желоба). В процессе изучения работы винтовых сепараторов автором установлено, что для нормальной их работы следует иметь угол подъема винтовой линии на среднем диаметре витка желоба (движение полосы тяжелых минералов)

в пределах 16—20 град, что меньше угла трения в покое тяжелых минералов в 2—2,5 раза.

Исследования и практика работы сепараторов показали, что при обогащении песков, содержащих ценные минералы крупностью + 1 мм, лучшие результаты по извлечению получаются при меньших углах подъема винтовой линии и, наоборот, при обогащении песков, содержащих ценные минералы крупностью — 1,0 мм, лучшие результаты по извлечению получаются при больших углах подъема винтовой линии.

Учитывая, что в песках некоторых россыпных месторождений содержатся не только крупные, но и мелкие ценные минералы, целесообразнее применять винтовые сепараторы, имеющие переменный (возрастающий сверху вниз) угол подъема винтовой линии.

Угол подъема винтовой линии следует устанавливать в процессе наладки сепаратора для каждого конкретного месторождения, исходя прежде всего из коэффициентов трения в покое извлекаемых ценных минералов и их крупности. Наиболее приемлемым для этого является винтовой сепаратор с регулируемым шагом витка.

Количество отсекателей и места их установок. Практикой работы винтовых сепараторов установлено, что увеличение количества отсекателей до четырех повышает извлечение ценных минералов. При пяти и более отсекателях наблюдается резкое повышение выхода концентрата, извлечение же ценных минералов остается примерно постоянным.

При монтаже винтовых сепараторов отсекатели следует устанавливать в количестве трех-четырех после второго витка ближе к внутреннему борту, за линией среднего диаметра (движение полосы тяжелых минералов). Расстояние подвижного ножа отсекателя от края внутреннего борта винтового желоба необходимо подбирать экспериментально в зависимости от ширины полосы тяжелых минералов. Первым отсекателем, считая по ходу потока пульпы, целесообразно выделять концентрат, пригодный для доводочных операций, последующими отсекателями — промежуточный продукт, подлежащий перемелению.

§ 20. Факторы, влияющие на технологические показатели

В основном технологические показатели определяются производительностью, разжижением пульпы в питании, количеством дополнительной смывной воды, характером и крупностью обогащаемого сырья.

Оптимальная производительность винтового сепаратора зависит от диаметра витка, угла подъема винтовой линии, профиля поперечного сечения винтового желоба, вещественного состава и крупности обогащаемого сырья.

Производительность повышается с увеличением диаметра витка, угла подъема винтовой линии, площади поперечного сечения желоба и крупности обогащаемого сырья.

Производительность как фактор режима технологического процесса оказывает влияние на извлечение и выход концентрата.

Перегрузка винтового сепаратора крайне нежелательна, так как это резко снижает извлечение.

С увеличением производительности выше оптимальной относительный выход концентрата, при прочих равных условиях, уменьшается, а извлечение падает в основном за счет мелких классов.

Лучшие показатели на винтовом сепараторе диаметром витка 1200 мм при обогащении песков крупностью — 16 мм, содержащих ила более 15%, при наличии ценных минералов крупностью — 0,25 мм получены при удельной нагрузке 6—7 т/ч. При обогащении песков крупностью — 16 мм, содержащих ила менее 15%, при наличии ценных минералов крупностью + 0,25 мм лучшие показатели получены при удельной нагрузке до 10—12 м³/ч. При крупности песков в питании — 2 мм удельная нагрузка снижается до 30%.

Разжижение пульпы в питании. При постоянной нагрузке и оптимальном разжижении пульпы в питании полоса тяжелых минералов обнажается четко и движется вниз по желобу вблизи его внутреннего борта. Основной поток пульпы, в котором сосредоточены легкие минералы пустой породы, резко отделяется от полосы тяжелых минералов и движется вблизи внешнего борта.

С увеличением разжижения пульпы происходит уменьшение выхода концентрата, извлечение же остается постоянным или повышается. Данное положение, по-видимому, объясняется тем, что с увеличением разжижения возникает большая «пористость» среды и условия выпадения тяжелых минералов на дно желоба улучшаются. Увеличение разжижения возможно до определенного предела, после которого поток пульпы или не вмещается в винтовом желобе и выплескивается за его борт, или же создаются чрезмерные скорости потока, не обеспечивающие своевременного выпадения ценных минералов на дно желоба.

С уменьшением разжижения повышается вязкость пульпы, резко ухудшается сегрегация материала и процесс в целом. При недостаточном разжижении пульпы полоса тяжелых минералов выделяется плохо и начинается обычно в конце второго, в начале третьего витка. Зерна пустой породы крупностью + 6 мм сбрасываются к внутреннему борту и нарушают движение полосы тяжелых минералов.

Глава VII

ОБОГАЩЕНИЕ ПЕСКОВ НА КОНЦЕНТРАЦИОННЫХ СТОЛАХ

§ 22. Общие принципы работы концентрационных столов

Концентрационные столы применяют для обогащения тонкозернистых песков и для пересортировки продуктов обогащения.

Процесс концентрации на столах основан на расслаивании минеральной смеси по удельному весу, форме и крупности, при избирательном смыве зерен минералов, движущихся в тонком слое воды, текущей по наклонной поверхности деки стола.

Каждая минеральная частица вследствие асимметричного возвратно-поступательного движения деки стола приобретает продольную скорость. Этой же частице под воздействием струи воды, стекающей со стола, сообщается поперечная скорость. В результате сложения обеих скоростей частица передвигается по определенной диагонали от верхней загрузочной коробки стола к нижнему левому углу его со скоростью, равной геометрической сумме скоростей.

Исследованиями установлено, что продольная скорость материала на деке стола возрастает с увеличением удельного веса и крупности материала, производительности, длины и числа ходов деки, а также от увеличения асимметричности движения последней.

Поперечная скорость продвижения материала возрастает с увеличением крупности и уменьшением удельного веса материала, с увеличением поперечного наклона деки, разжижения в питании, количества смывной (дополнительной) воды и с повышением производительности.

Дека стола от приводного механизма получает дифференциальное движение такого рода, что ее скорость от начала хода вперед постепенно нарастает, достигая максимальной величины незадолго до конца его, а затем резко убывает до нуля, после чего изменяет свое направление. При обратном ходе скорость движения резко нарастает до максимальной величины, а затем

156

постепенно убывает до нуля. Время движения деки вперед больше времени движения ее назад. Эта неравномерность движения обозначается коэффициентом неравномерности хода, представляющим собой отношение времени движения деки вперед ко времени движения ее назад.

При движении деки вперед минеральные зерна силой трения удерживаются на деке и перемещаются вместе с ней от начала до конца переднего хода. Когда заканчивается ход вперед, трение между минеральными зернами и поверхностью деки становится недостаточным для того, чтобы зерна могли удержаться и двигаться обратно вместе с ней, так как в данном случае сила инерции зерна превышает силу трения, удерживающую зерно в покое. Зерна скользят вперед под действием приобретенной силы инерции до тех пор, пока она не будет израсходована на преодоление сил сопротивления. При втором ходе вперед зерна снова перемещаются вместе с декой почти до конца переднего хода. В результате получается прерывистое движение вперед всех зерен, находящихся на деке стола.

Для зерен одинаковой крупности, но различного удельного веса скорость в конце переднего хода и в начале обратного хода деки стола будет различной. Скорость движения тяжелых минералов будет больше, чем скорость движения легких, и поэтому первые за время движения деки проходят большее расстояние, чем вторые.

§ 23. Типы и конструкции концентрационных столов

Концентрационные столы по направлению качаний деки можно разделить на два класса¹. Столы I класса имеют качания стола в продольном направлении, II класса — в продольном и поперечном направлениях.

К I классу относятся столы Вильфлея, СС-2, СС-1 и ЯСМ-1. Основным конструктивным элементом стола является дека, имеющая форму неправильного четырехугольника, изготовленная из гладких досок, покрываемых обычно линолеумом или резиной.

Дека имеет наклон в поперечном направлении, в продольном она устанавливается горизонтально или с небольшим наклоном в сторону загрузки.

Поверхность деки покрывается рифами.

В верхнем углу деки помещается загрузочная коробка, продолжением ее является распределительный желоб для подачи смывной воды на стол.

Для изменения поперечного угла наклона деки под ней расположено специальное устройство с вращающимся маховиком.

¹ Классификация машин рекомендована автором. (Прим. ред.)

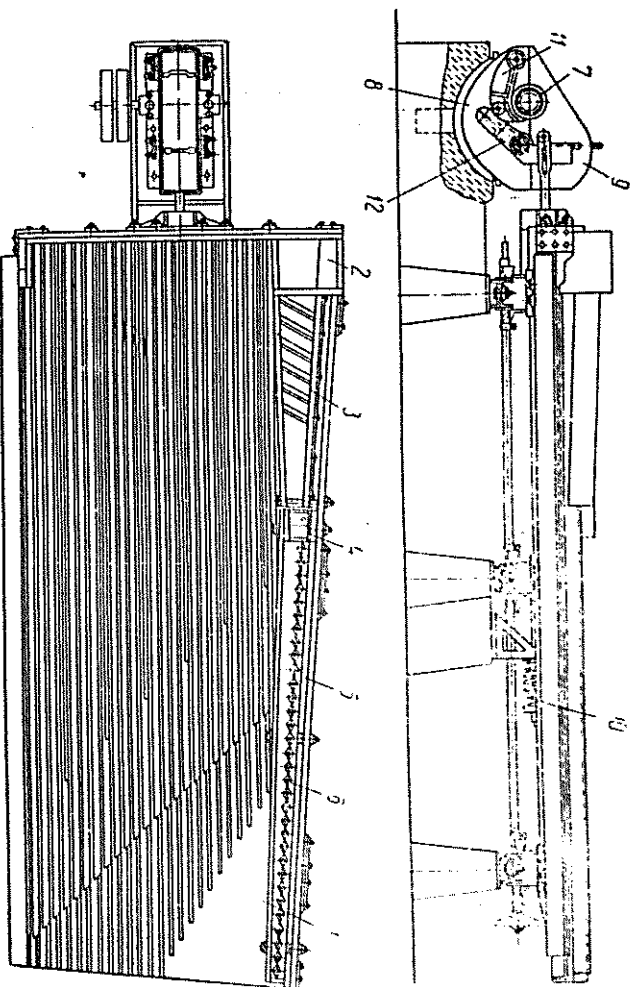


Рис. 60. Концентрационный стол с кулачковым приводным механизмом:

1 — дека; 2 — желоб для загрузки материала; 3 — распределитель для материала; 4 — коробка для сменной воды; 5 — распределитель для воды; 6 — затвор ромбовидной формы; 7 — приводной кулачковый механизм; 8 — масляная ванна; 9 — крышка; 10 — амортизационная пружина; 11 — кулачок; 12 — рычаг.

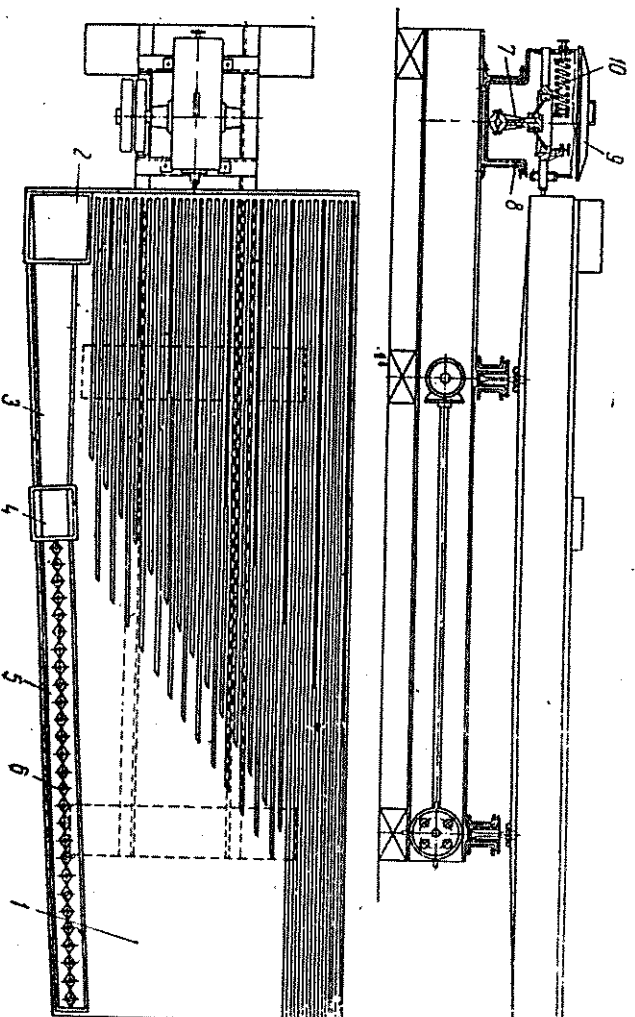


Рис. 61. Концентрационный стол с шатуно-рычажным приводным механизмом:

1 — дека; 2 — желоб для загрузки материала; 3 — распределитель для материала; 4 — коробка для сменной воды; 5 — распределитель для воды; 6 — затвор ромбовидной формы; 7 — приводной шатуно-рычажный механизм; 8 — масляная ванна; 9 — крышка; 10 — амортизационная пружина.

Исследованиями установлено, что оптимальное разжижение по объему должно составлять 4 (6). Разжижение пульпы меньше 3 и больше 15 приводит к нарушению процесса и снижает извлечение ценных минералов.

С увеличением расхода дополнительной смывной воды выше оптимального материал отбрасывается в толщу потока, что уменьшает относительный выход концентрата и снижает извлечение.

С уменьшением расхода воды ниже оптимального зерна пустой породы перекрывают полосу тяжелых минералов, что повышает резко выход концентрата. При недостатке дополнительной воды, особенно на четвертом и пятом витках желоба, наступает обезвоживание материала и процесс нарушается.

Для восстановления процесса обычно на четвертом и пятом витках, кроме увеличения расхода дополнительной воды, на внутренний борт желоба подается вода из общего потока пульпы, идущего возле внешнего борта.

Крупность материала в питании влияет на выход концентрата. С уменьшением крупности песков в питании увеличивается выход концентрата, извлечение ценных компонентов остается примерно постоянным. Это объясняется тем, что в поперечном сечении желоба под действием центробежной силы и сил трения происходит естественная классификация материала по форме и крупности. Мелкие зерна пустой породы в значительной массе располагаются ближе к внутреннему борту.

С уменьшением крупности песков в питании абсолютное количество мелких зерен пустой породы, располагающихся возле внутреннего борта, возрастает, причем тяжелые минералы перемешиваются с мелкими и двигаются не по дну желоба, а в толще легких минералов, что и вызывает повышенный выход концентрата (табл. 55).

Таблица 55

Результаты обогащения песков различной крупности на винтовом сепараторе М-3

Крупность песков, мм									
-16,0		-12,0		-8,0		-4,0		-2,0	
Выход концентрата, %	Извлечение ильменита, %	Выход концентрата, %	Извлечение ильменита, %	Выход концентрата, %	Извлечение ильменита, %	Выход концентрата, %	Извлечение ильменита, %	Выход концентрата, %	Извлечение ильменита, %
15,4	98,0	16,4	98,6	18,9	97,8	21,2	98,0	26,4	97,8
14,1	96,9	12,8	97,2	14,9	97,4	18,6	98,4	23,8	98,1
13,2	98,7	14,3	97,8	17,6	98,1	25,6	97,3	28,7	97,4
12,6	97,9	12,9	98,1	14,4	99,1	18,9	98,4	24,6	97,9

При большом содержании в исходном сырье зерен пустой породы пластинчатой формы получается повышенный выход концентрата или полностью нарушается процесс.

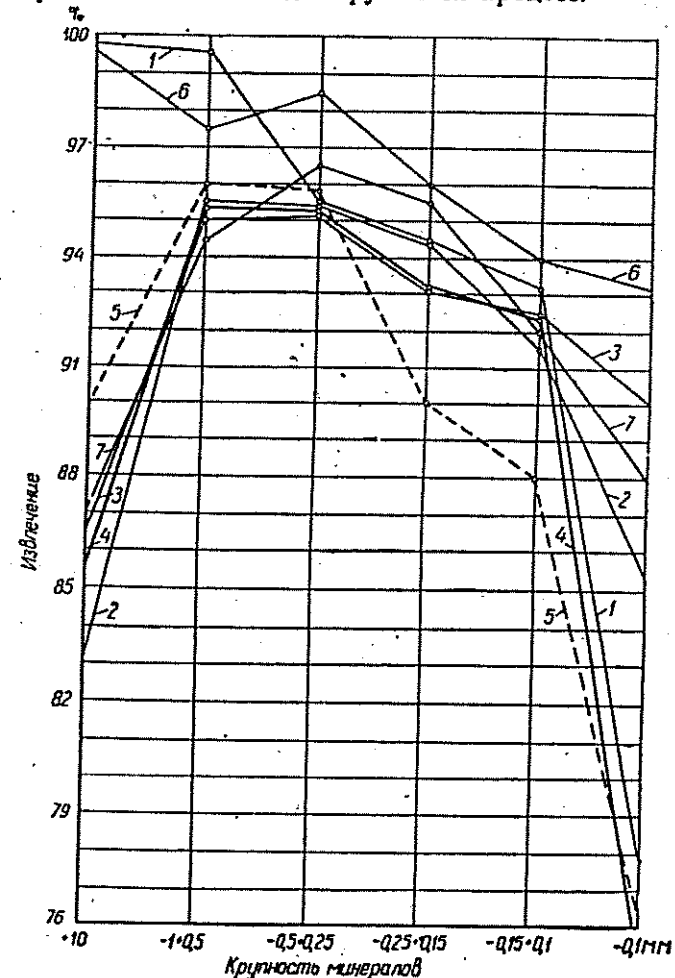


Рис. 59. Диаграмма извлечения минералов различной крупности и удельного веса:

1 — золото (удельный вес 19,3); 2 — вольфрамит (удельный вес 7,6); 3 — касситерит (удельный вес 7,1); 4 — ильменит (удельный вес 5,0); 5 — магнетит (удельный вес 5,1); 6 — циркон (удельный вес 4,7); 7 — гранат (удельный вес 4,2)

Наличие в материале значительного количества ила (шламов) ухудшает процесс. Пульпа становится плотной и вязкой, выпадение тяжелых минералов происходит уже не на первом витке, а на последующих, что приводит к резкому снижению извлечения.

винтовых сепараторов ценные минералы крупностью 4—0,05 мм, имеющие угловатую и пластинчатую форму, независимо от удельных весов хорошо извлекаются на сепараторе. Так, например, на сепараторах с регулируемым шагом витка извлечение золота, вольфрамита, касситерита, рутила, ильменита, циркона и других редких минералов крупностью зерен 4—1 мм составило 100%, 1—0,15 мм — 98—99%, 0,15—0,074 мм — 85—90%, 0,074—0,05 мм — 60—80% (рис. 59, табл. 56).

Таблица 56
Извлечение металла и минералов различной крупности на винтовом сепараторе М-3

Сепараторе М-3							
Металлы и минералы	Крупность, мм						Удель- ный вес
	1	1—0,5	0,5—0,25	0,25—0,15	0,15—0,1	—0,1	
	Извлечение, %						
Золото	99,7	99,5	95,5	94,5	93,2	78,0	17,2
Вольфрамит	83,0	95,5	95,5	94,5	91,5	85,5	7,5
Касситерит	86,5	95,0	95,2	93,0	92,5	90,0	7,1
Ильменит	88,2	95,0	96,6	95,0	94,2	86,5	5,0
Магнетит	85,5	93,5	93,5	92,0	91,5	87,5	5,1
Циркон	99,5	98,0	98,2	98,4	94,5	89,5	4,7
Гранат	92,0	97,5	98,5	96,0	94,0	93,2	4,2

Ценные металлы и минералы сферической формы и хорошо окатанные извлекаются на сепараторе плохо. Это объясняется тем, что они имеют меньший коэффициент трения (в основном трение качения) и движутся с большими скоростями вблизи внешнего борта желоба и уходят в хвостовой продукт.

Выход концентрата является технологическим показателем, характеризующим эффективность работы винтового сепаратора.

Выход концентрата является технологическим показателем, характеризующим эффективность работы винтового сепаратора. Выход концентрата до определенного предела повышает извлечение, затем извлечение стабилизируется, хотя выход концентрата растет.

Исследованиями и практикой работы сепараторов установлено, что при обогащении песков крупностью — 16 мм и содержания в них ценных минералов крупностью + 0,25 мм выход концентрата составляет 6—12%.

При обогащении песков крупностью — 2 мм и при наличии в них ценных минералов крупностью — 0,25 мм выход концентрата составляет 20—30%.

§ 21. Применение винтовых сепараторов

Исследования и практика работы винтовых сепараторов на отечественных и зарубежных предприятиях показывают, что сепараторы в ряде случаев позволяют заменить шлюзовые при-

боры и отсадочные машины на стационарных и передвижных установках, а также и на пловучих мойках и драгах.

Применение винтовых сепараторов интенсифицирует процесс обогащения без увеличения производственных площадей фабрик, понтонов моек и драг, а в ряде случаев с сокращением их на 30—40%.

Винтовые сепараторы не требуют энергии, просты в эксплуатации, регулировка их несложна, они не имеют простоев из-за механических неполадок. Извлечение ценных минералов на винтовых сепараторах выше, чем на отсадочных машинах, на 5—10%, а стоимость обработки 1 м³ песков ниже на 15—60%, расход воды ниже на 35—40%.

Винтовые сепараторы могут применяться для основной и очистной операций при обогащении песков россыпных месторождений. Целесообразно сепараторы устанавливать так, чтобы нижний продукт грохочения самотеком поступал на первый виток желоба. Уклон желоба, подводящего материал к винтовому сепаратору, подбирается экспериментально таким образом, чтобы скорость подхода потока пульпы на верхний виток сепаратора была минимальной.

За рубежом, особенно в США, значение винтовых сепараторов возросло. Они применяются при обогащении не только песков, но и другого минерального сырья (табл. 57).

Таблица 57
Распределение винтовых сепараторов Гемфриса в США на 31 декабря 1957 г. (по данным Д. В. Томпсона)

Обогащаемое сырье	Количество винтовых сепараторов	% к общему числу
Прибрежные и морские титано-циркониевые россыпи Флориды	3374	36,0
Железные руды на Североамериканских рудниках	1712	18,3
Железные руды на рудниках восточной части США	1638	17,5
Вольфрамсодержащее сырье на фабрике Клаймакс	752	8,0
Фосфоритовые породы	374	4,0
Хромитовые пески	255	2,7
Слюда, включающие вермикулит	239	2,5
Свинцово-цинковые и золото-серебряные породы	107	1,1
Угли	108	1,1
Опытные лабораторные и промышленные установки и небольшие предприятия	831	8,8
Итого . . .	9390	100,0

Приводной механизм сообщает деке стола возвратно-поступательное движение. Столы могут иметь приводной механизм кулачкового (рис. 60) или шатунно-рычажного типа (рис. 61).

Характеристика концентрационных столов СС-1 и СС-2 приведена в табл. 58.

Таблица 58

Характеристика концентрационных столов СС

Показатели	Модели	
	СС-1	СС-2
Основные размеры деки, мм:		
длина	2100	4500
ширина:		
у загрузочного конца	1000	1800
у разгрузочного конца	850	1500
Длина хода деки, мм	13—28	13—28
Число ходов деки в минуту	230—400	230—400
Угол поперечного наклона деки, град	0—10	0—10
Электродвигатель:		
мощность, кВт	1,0	1,7
скорость вращения вала, об/мин	930	930
Ремни клиновые, тип	A-1600	B-2240
Основные размеры, мм:		
длина	3270	6110
ширина	1113	1920
высота	620	770
Вес, кг	466	1200
Производительность для материала крупностью —4 (2) мм, т/ч	0,4—0,6	0,8—1,5

Институтом Механобр разработана конструкция модернизированного стола, в котором направление движения деки фиксируется при помощи двух круглых валов, опирающихся на два направляющих и четыре поддерживающих ролика. Таким образом, дека лежит на шести опорах.

Изменение поперечного угла наклона деки осуществляется подъемом или опусканием роликов, расположенных вдоль загрузочной стороны деки, при помощи маховика.

В институте Механобр разработана оригинальная конструкция трехъярусного стола ЯСМ-1 (рис. 62). Стол ЯСМ-1 состоит из шести сдвоенных дек: двух верхних, двух средних и двух нижних. Ширина дек 800 мм. Длина дек: верхних 2120 мм, средних 3160 мм, нижних 4200 мм. Число ходов в минуту 300, длина хода 12—30 мм. Основные размеры стола: длина 5400 мм, ширина 2100 мм, высота 1500 мм.

Вписываясь в габариты одноярусного концентрационного стола сдвоенный трехъярусный стол имеет площадь дек в 2,5 раза большую (20 м² вместо 8 м²).

Дека стола выполнена из алюминия и имеет механизм для регулировки поперечного угла наклона. Рифы сделаны из резины. Материал загружается в распределительную коробку стола, откуда он направляется на верхние деки. С верхних дек продукты разгружаются следующим образом: концентраты на середину, а хвосты в головную часть средних дек; с этих дек концентраты поступают в середину, а хвосты в начало нижних дек. С нижних дек продукты поступают в соответствующие отделения приемных желобов.

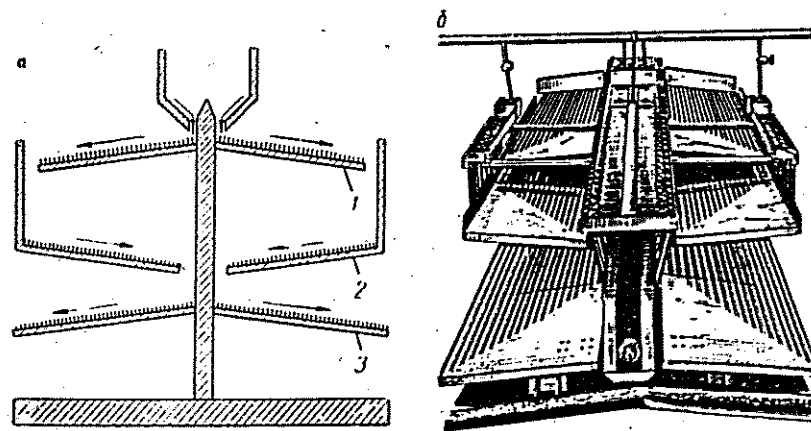


Рис. 62. Трехъярусный стол ЯСМ-1:

а — схема стола; 1 — верхние деки; 2 — средние деки; 3 — нижние деки; б — вид стола с разгрузочной части

При испытаниях стола ЯСМ-1 на промпродуктах винтового сепаратора СВМ-1200, обогащающего титано-циркониевые пески, получалось четыре продукта: цирконовый и ильменитовый концентраты, промпродукты и отвальные хвосты. Производительность стола ЯСМ-1 при пересчете промпродуктов сепаратора СВМ-1200 составляла 0,8—1,0 т/ч, что выше производительности стола СС-2 при пересчете таких же продуктов в 2 раза.

Поставленные опыты по переработке исходных титано-циркониевых песков крупностью —0,5 мм на столе ЯСМ-1 показали, что при производительности 1,3—1,5 т/ч стол дает так же четыре продукта, как и при пересчете промпродуктов СВМ-1200. Извлечение на столе ЯСМ-1 в концентраты и промпродукт составляло: циркона практически 100%, рутила 98,8—100%, ильменита 98,2—99,6%. Концентраты на столе получались высокого качества, что обеспечивало эффективность дальнейшей доводки на магнитных и электрических сепараторах.

Стол ЯСМ-1 представляет интерес для пересчетных и очист-

ных операций на фабриках, мойках и драгах, перерабатывающих пески с различным минеральным составом, в том числе золото-платиновых.

В США широкое распространение получили столы с диагональными деками Дейстера Оверстром длиной от 2,7 до 3,05 м, шириной от 1,5 до 1,8 м.

В последние годы в США внедряются столы с алюминиевыми деками с цельными алюминиевыми рифами. Такие столы, установленные на обогатительных фосфоритовых фабриках Флориды, обогащают крупнозернистый материал с высокой абразивностью. Столы дают более высокие технологические показатели при меньших эксплуатационных расходах, чем столы с деревянными деками и рифами и покрытиями из линолеума или резины. Срок службы столов с алюминиевыми деками толщиной 6,35 мм на фабриках Флориды составляет более 3 лет.

Стол ы II класса. В институте Гинзолото (Иргиредмет) Мартыновым-Сироткиным А. И. был разработан стол, получивший название стола Сироткина.

Дека стола установлена на 4 стойках, концы которых при помощи шаровых соединений — вертлюгов прикреплены к нижней стороне деки и к основанию стола.

Телескопическое устройство стоек позволяет изменять продольный и поперечный уклоны деки. При помощи приводного механизма деке стола придаются одновременно два рода качаний: продольные и поперечные возвратно-поступательные с различными скоростями.

Число продольных качаний 220—380, поперечных 110—190 в минуту. Ход качаний: продольных от 20 до 25 мм, поперечных от 10 до 15 мм. Уклон деки может изменяться: продольный от 0 до 2°, поперечный от 4 до 10°. Такая конструкция легко позволяет подбирать оптимальные условия.

Результаты лабораторных и производственных испытаний стола Сироткина приведены в табл. 59 и 60.

На столе Сироткина с успехом обогащаются грубоклассифицированные пески крупностью — 20 мм. Лучшие результаты получаются при обогащении песков крупностью до 10 мм, тогда как на промышленных столах Вильфлея № 6 и СС-2 максимальная крупность в питании не превышает 4 мм.

Стол Сироткина промышленных размеров № 2 имеет производительность на песках до 6—7 т/ч, или до 1,4 т/ч на 1 м² площади деки, тогда как на столах Вильфлея № 6 и СС-2, при обогащении песков, производительность не превышает 1,5—1,8 т/ч на стол, или 0,2—0,3 т/ч на 1 м² площади деки стола.

Однако конструкция приводного механизма и стоек стола Сироткина требует существенного усовершенствования.

Таблица 59

Результаты испытаний стола Сироткина

Круп- ность, мм	Ход качания стола, мм		Число кача- ний стола		Уклон деки, град.		Ж : Т	Пронзво- датель- ность, м³/ч	Выход, %		Извлечение, %			
	про- дол- ре- ный	попе- ре- ный	про- дол- ре- ный	попе- ре- ный	концент- рата	промпро- дукта			золота		касситерита			
									концент- рата	пром- продукта	концент- рата	пром- продукта		
—4	22	10	377	188	1,9	6	5 : 1	6,8	1,5—4,8	2,3—7,8	98,0	1,0	96,0	3,0
—10	23	10	240	120	1,7	7	3,9 : 1	5,4	2,1—3,0	1,6—4,0	93,0	4,1	93,0	2,0
—16	21	10	220	120	1,9	6	3 : 1	3,7	1,3—2,6	1,4—4,5	92,0	2,2	93,8	2,5
—20	22	10	220	130	1,9	8	4 : 1	3,1	1,2—1,8	1,7—3,3	92,9	2,5	94,1	2,1

Таблица 60

Сравнение результатов работы столов Сироткина и Вильфлея

Тип стола	Производительность, м ³ /ч			Извлечение, %		
	на стол	на 1 м ² деки		золота	касситерита	
Вильфлея № 6	1,5	0,28	91—95	92—94		
Сироткина № 2	7,6	1,35	94—99	94—97		
Вильфлея № 13	0,06	0,13	92—99	93—98		
Сироткина № 1	0,68	0,91	95—99	96—99		

Примечание. Размеры дек столов Вильфлея № 6 и Сироткина № 2 аналогичны размеру деки стола СС-2. Размер деки стола Сироткина № 1 аналогичен размеру деки стола СС-1.

§ 24. Параметры, влияющие на процесс концентрации на столах

Основными параметрами, влияющими на работу концентрационного стола, являются: размеры деки, число качаний и величина хода ее, углы наклона деки, высота рифов и расстояние между ними.

Размеры деки стола. Работами, проведенными в институте Механобр, установлены некоторые закономерности работы столов, позволяющие выбирать размеры деки. Так, установлено, что максимальная эффективность работы стола достигается, когда отношение длины деки к ее ширине равно 2,19.

Концентрационные столы, изготовляемые на отечественных заводах, имеют отношение длины деки к ее ширине, равное 2,65—2,73.

Такое отношение длины деки к ее ширине приемлемо для обогащения относительно крупного материала (3—1 мм), в котором нет тонких фракций, требующих большой ширины деки.

Для обогащения мелкого материала ($-0,5$ мм) наилучшим отношением длины деки к ее ширине является 1,8. При таком отношении размеров деки достигается наибольшая эффективность и производительность.

Нарифление деки. Весьма важное влияние на процесс расщепления минералов на тяжелую и легкую фракцию оказывает нарифление деки стола.

Рифы располагаются на поверхности стола параллельно направлению его продольного качания и в зависимости от назначения стола делаются разнообразной формы и высоты. На песковых деках рифы в большинстве случаев имеют прямоугольное сечение шириной 6—7 мм и высотой от 6 до 12 мм. Высота рифов увеличивается от верхнего загрузочного края к нижнему хвостовому краю стола. Обычно высота нижнего рифа в два раза больше верхнего. Повышение высоты от верхнего рифа к нижнему позволяет удерживать на столе от быстрого смывания более мелкие тяжелые минералы и сростки.

Рифы в продольном направлении к концентрационной части стола скашиваются по высоте таким образом, что они имеют в продольном разрезе вид треугольника. Концы рифов располагаются по диагонали, соединяющей загрузочную коробку стола с местом пересечения концентрационной и хвостовой частей деки. Скашивание рифов и их диагональное расположение способствуют распределению продуктов веером по поверхности стола.

Расстояние между рифами зависит от крупности обрабатываемого материала и средней скорости потока и обычно колеблется в широких пределах от 2 до 10—12 мм.

Небольшое расстояние между рифами не вмещает всех

зерен тяжелых минералов и приводит к их сносу в хвосты. Однако слишком большое расстояние между рифами ухудшает процесс разделения минералов.

Некоторые авторы считают наиболее рациональным расстоянием между рифами такое, которое равно или приближается к расстоянию естественного волнообразования в потоке, движущемся по наклонной плоскости.

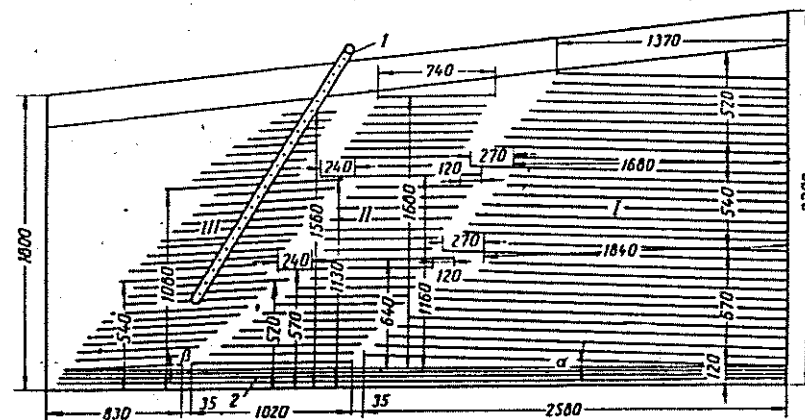


Рис. 63. Система нарифлений с «зонами свободного смыкания»:
I — участок основной концентрации; II — участок первичной перерешетки; III — участок окончательной перерешетки; 1 — поворотный ороситель; 2 — дека

По-видимому, расстояние между рифами можно принимать равным 3-кратному размеру максимального зерна обогащаемого материала.

При существующем нарифлении деки стола неэффективно используется его площадь, так как расслаивание материала начинается у загрузочной коробки. Таким образом, примерно $\frac{2}{3}$ длины стола и его площади используется для транспортировки уже разделенного материала. В результате столы имеют низкую удельную производительность. В этом отношении заслуживает внимания конструкция диффузора, представленная на рис. 63 [79].

Вся площадь деки разделена на три неравных участка с нарифлениями; между участками имеются «зоны свободного смывания», лишенные нарифлений, что создает условия для удаления из процесса легких минералов по мере их выделения из обогащаемых песков.

Для улавливания сростков и мелких зерен ценных минералов на нижней (хвостовой) стороне деки устанавливаются по всей длине 3—4 контрольных рифа.

При таком нарифлении площадь деки стола разбита на три участка: I — основной концентрации; II — первичной перечистки и III — окончательной перечистки.

При работе стола пульпа из загрузочной коробки поступает на первый участок, нарифления которого расположены под углом 4° — $6^{\circ}30'$ к загрузке, где сразу же и происходит расслаивание на тяжелую и легкую фракции.

Обратный уклон рифов на первом участке обеспечивает замедленное продвижение верхних слоев к концентрационной части стола и смывание их в хвосты.

Разгрузка основной массы материала происходит не в конце деки стола, а в середине ее, по выклинивающимся нарифлениям первого участка.

На первой половине деки стола практически происходит полное разделение и вывод из процесса основной массы материала и хвосты (до 80—85%). В результате этого скорость продвижения тяжелых минералов возрастает почти в два раза, во столько же раз возрастает скорость разгрузки концентрата и производительность стола.

Работа второго участка принципиально не отличается от работы первого, однако рифы на данном участке расположены параллельно продольной оси качания стола и имеют меньшую высоту. Скорость продвижения материала на этом участке больше, чем на первом.

Благодаря наличию двух незарифленных участков материал на третий зарифленный участок поступает обезвоженным. Для создания достаточной плотности пульпы на третьем участке устанавливается вращающийся ороситель, что обеспечивает подачу смывной воды к любой точке стола.

На третьем участке нарифления имеют продольный уклон в сторону разгрузки концентрата и минимальную высоту.

Такая система нарифлений уменьшает путь движения разделенных минералов и улучшает условия улавливания сростков, которые выходят из процесса в зонах свободного смывания между первым и вторым участками, образуя на нерифленной площади достаточно устойчивый к смыванию веер, составляющий промпродукт. Этот промпродукт на третьем участке очищается и окончательно разделяется на концентрат и промпродукт.

Испытания стола типа Вильфлея с размером деки $2200 \times 1800 \times 4500$ мм, переоборудованной по новой системе нарифлений, при числе качаний 200 в минуту, длине хода 18 мм, поперечном угле наклона деки 5° , $Ж:Т = 3(4):1$ и крупности питания — 2 мм показали повышенные результаты по сравнению со столами, имеющими продольные нарифления.

Производительность стола повысилась на 15—18%, извлечение возросло на 7—10%.

М. Л. Певзнер и А. А. Платунов считают, что новая конструкция нарифлений стола с еще большей эффективностью может быть применена при обогащении песков, содержащих тяжелые

минералы, с удельным весом более 7, как, например, золото, касситерит, вольфрамит и др. [79].

П. А. Луневым был предложен иной вид нарифлений (рис. 64). Нарифления устанавливаются в направлении продольной оси качания стола под углом 5° у загрузочной коробки до $7^{\circ}30'$, у линии АС. Ниже линии АС угол остается постоянным.

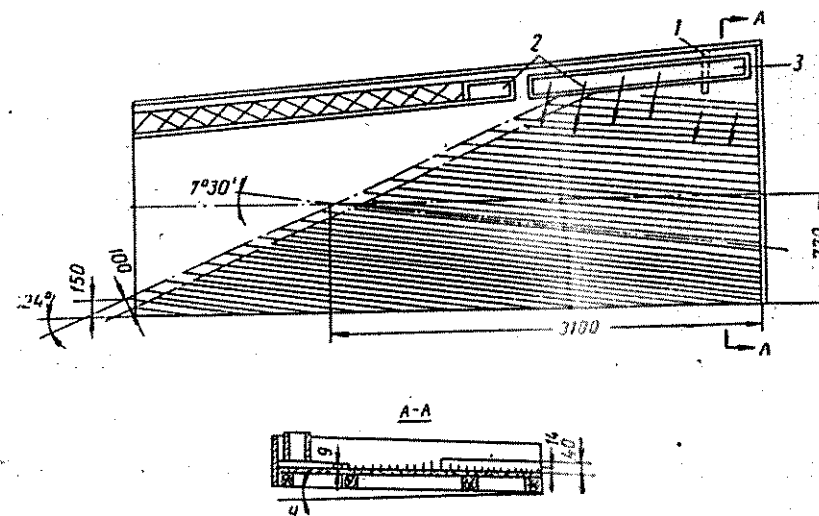


Рис. 64. Система нарифлений П. А. Лунева:

1 — перегородка; 2 — подача смывной воды; 3 — подача пульпы

Высота рифов в поперечном сечении изменяется от 9 мм в месте загрузки до 40 мм в средней части деки, а затем снижается до 14 мм. В продольном направлении высота рифов постепенно снижается, как и на обычных столах. Такое нарифление было применено на столе СС-2. Дека устанавливалась с уклоном в сторону загрузки так, что разгрузочный конец ее был приподнят на 70—80 мм.

В течение трехлетней эксплуатации стола СС-2 с указанной декой П. А. Лунева на песках крупностью — 2(1) мм была получена производительность в два раза выше, чем на столе с обычным нарифлением.

Ход деки и число качаний. Интенсивность движения минеральных зерен на столе зависит от хода деки и числа качаний.

Ход стола, обеспечивающий продвижение всех минеральных зерен в направлении движения стола, подбирается экспериментально для каждого конкретного материала. Для установления хода стола деку смачивают водой, нанося на нее небольшое количество обогащаемого материала и наблюдают характер перемещения всех частиц. Если некоторые частицы задерживаются или

перемещаются весьма медленно, то ход стола увеличивают и снова проверяют движение частиц. Если частицы двигаются энергично, ход стола убавляют.

Практикой установлено, что при обогащении песков россыпных месторождений наилучшие результаты получаются при ходе стола 10—16 мм и числе качаний 250—300 в минуту.

Поперечный угол наклона деки стола влияет на выход концентрата и его качество. Поперечный угол наклона деки регулируют, с одновременной регулировкой расхода смывной воды в средней концентрационной части стола, по вееру продуктов. Наклон стола регулируется так, чтобы граница крупнозернистой части пустой породы проходила через угол стола, а последняя попадала бы в первый хвостовой приемник. Основное внимание должно быть направлено на правильное отсечение крайней части веера, где сосредоточены тяжелые минералы.

Факторами, влияющими на процесс концентрации на столе, являются разжижение пульпы и производительность.

Разжижение пульпы влияет на расслаивание материала и скорость движения минеральных зерен. С увеличением разжижения пульпы на столе улучшаются условия расслаивания минеральной смеси на тяжелую и легкую фракции, но с увеличением разжижения повышаются скорости движения материала, что вызывает повышенный снос ценных минералов в хвосты.

Практикой установлено, что нормальное разжижение пульпы в питании стола не должно превышать 6(8) : 1.

Смывная вода должна подаваться таким образом, чтобы вся незарифленая поверхность стола была покрыта тонким слоем воды. Расход смывной воды подбирается экспериментально в зависимости от крупности и удельного веса материала.

На производительность стола влияют много факторов, изучение которых представляет значительные трудности, и поэтому ее легче устанавливать экспериментально для каждого конкретного материала в зависимости от крупности и содержания тяжелых минералов.

Удельная производительность на 1 м² площади деки на малых столах значительно больше, чем на больших, поэтому для каждого типа и размера стола производительность необходимо устанавливать при испытаниях минерального сырья на обогащаемость.

§ 25. Применение концентрационных столов

Концентрационные столы работают с непрерывным выделением продуктов и дают весьма устойчивые результаты разделения минеральной смеси.

Наиболее рациональной крупностью песков для обогащения

на концентрационных столах можно считать: для стола СС-2 4—0,05 мм, для стола СС-1 крупность 2—0,05 мм и для лабораторного стола № 13 она должна быть 1—0,05 мм.

Пески крупностью 4(1)—0,15 мм целесообразнее обогащать на столах с песковой декой, крупностью 0,15—0,05 мм на столах с шламовой декой (с более низкими рифами).

Столы могут устанавливаться на стационарных установках и на сухопутных и плавучих мойках, а также и на драгах.

Результаты работы столов СС-2 на драгах приведены в табл. 61.

Таблица 61

Результаты работы столов СС-2 на драгах

Концентрат	Число качаний в минуту	Ход стола, мм	Ж:Т в питании	Расход смывной воды, л/сек	Производительность, м ³ /ч	Извлечение, %	
						золота	ценных минералов
С содержанием тяжелых минералов менее 70 кг/м ³	180	14—15	8:1	0,8—1,2	1,1—1,2	98—99	96—97
С содержанием тяжелых минералов более 200 кг/м ³	220	12—13	11:1	0,7—1,1	0,5—0,7	—	93—94

Глава VIII

ОБОГАЩЕНИЕ ПЕСКОВ НА ШЛЮЗАХ

§ 26. Общие принципы работы шлюзов

При обогащении песков россыпных месторождений широкое распространение получили шлюзовые приборы.

В зависимости от глубины наполнения различают:

1. Шлюзы глубокого наполнения, представляющие собой длинные, узкие желоба (кулибины, гидравлические шлюзы, продольные шлюзы на драгах и т. д.).

2. Шлюзы мелкого наполнения, представляющие широкие, секционные желоба (поперечные шлюзы на драгах, подшлюзки и т. д.).

Первые шлюзы работают при глубине наполнения свыше 16(20) мм, вторые имеют глубину наполнения менее 16(20) мм.

Несложность конструкции шлюзов и малая энергоемкость определяют в ряде случаев преимущество применения шлюзов по сравнению с другими приборами.

Основным недостатком шлюзов является периодичность действия, связанная с производством трудоемкой операции — спуска концентрата.

При соблюдении нормальных режимов на шлюзах достаточно эффективно улавливаются золото и платина крупностью + 0,25 (0,5) мм, касситерит и вольфрамит крупностью + 1(2) мм.

Полезные ископаемые ниже указанной крупности или имеющие удельный вес в пределах 3,5—8 улавливаются на шлюзах неудовлетворительно.

Согласно теории, процесс разделения минеральной смеси на шлюзах происходит в разрыхленной («возмущенной») постели, представляющей совокупность частиц, в большей или меньшей степени взвешенных в воде.

Эта теория не дает расчетных зависимостей, но наиболее полно раскрывает совокупность явлений, обуславливающих разделение минералов.

Эффективность работы шлюзов определяется режимом водного потока и типом покрытий шлюзов.

Важными факторами, определяющими результаты обогащения на шлюзах, являются:

1. Различная скорость падения в воде минеральных зерен, отличающихся по удельному весу и по размерам.

2. Трение движущихся частиц друг о друга, стенки и дно шлюзов.

3. Давление струи воды, производимое на поверхность зерен и приводящее к смыванию легких частиц.

Проф. П. В. Лященко указывал, что наиболее важным вопросом по определению скорости движения зерен является изучение движения самой струи воды, текущей по наклонной плоскости. Сам комплекс всех факторов движения минеральных зерен настолько сложен и недостаточно изучен, что трудно поддается непосредственному наблюдению и измерению [37].

При движении струи различают два вида движения: параллельноструйное (ламинарное) и вихревое (турбулентное).

При параллельноструйном движении наблюдаются низкие скорости и малые значения гидравлического радиуса.

При вихревом движении, наоборот, наблюдаются высокие скорости и большие значения гидравлического радиуса.

На основании диаграммы, характеризующей зависимость между коэффициентом сопротивления и числом Рейнольдса, проф. П. В. Лященко отмечает постепенный переход параллельноструйного движения в вихревое. При вихревом движении в потоке, непосредственно прилегающем к стенкам желоба, имеется слой с параллельноструйным движением. Этот слой обуславливается трением жидкости о стенки, которое снижает скорость и придает движению параллельноструйный характер.

При движении по наклонной плоскости минеральные зерна находятся под воздействием следующих основных сил:

1. Силы собственного веса зерна в воде. Эта сила может быть разложена на силу, направленную по движению потока, и силу, направленную нормально к наклонной плоскости, преодолевающую силу трения.

2. Силы трения, направленные в сторону, противоположную относительному перемещению и пропорциональную нормальному давлению тела на плоскость.

3. Силы динамического давления воды на зерно минерала в направлении его движения.

На зерна оказывает также действие вертикальная составляющая скорости. Наличие вертикальной составляющей скорости подтверждается многими исследователями. Ее величина зависит от скорости потока, угла наклона желоба и шероховатости дна и стенок.

Проф. М. А. Великанов представляет вертикальную составляющую как некую линейную функцию средней скорости потока, с максимальным значением

$$v' = \frac{1}{5} v_{\text{ср}}. \quad (63)$$

Проф. П. В. Лященко и В. Г. Глушков принимают значения вертикальной составляющей

$$v' = \frac{1}{15} \div \frac{1}{17} v_{\text{ср}}. \quad (64)$$

По данным С. Ф. Савельева, величина вертикальной составляющей может быть определена по формуле

$$v' = \frac{0,078 v_{\text{ср}}}{H^{0,22}}, \quad (65)$$

где H — глубина потока.

При определении по формуле С. Ф. Савельева значение вертикальной составляющей очень близко согласуется с данными проф. П. В. Лященко и В. Г. Глушкова.

Проф. М. А. Великанов указывает, что параллельноструйный режим имеет место в желобе с очень гладким дном, при этом скорость потока не превышает 0,4 м/сек.

На шлюзовых приборах вследствие шероховатости поверхности дна и скоростей, достигающих 1,5—2,5 м/сек, имеет место вихревой режим движения.

При наличии вихревого движения влияние вертикальной составляющей скорости на движение зерен велико, так как она создает добавочную подъемную силу.

Для шлюзовых приборов с достаточной для практики точностью значение вертикальной составляющей скорости может быть принято по формуле (64).

На практике обычно замеряют поверхностную скорость потока на шлюзе, среднюю скорость определяют из соотношения

$$v_{\text{ср}} = 0,86 v_{\text{пов}}. \quad (66)$$

Зерна с разным удельным весом, которые смываются при одной и той же средней скорости потока, П. В. Лященко называет равноскоростными.

При движении по дну шлюзов минеральные зерна испытывают влияние сил трения, действие которых увеличивается искусственной шероховатостью поверхности шлюзов, создаваемой при помощи трафаретов. Трафареты не только повышают шероховатость шлюзов, но и обеспечивают необходимый характер турбулентных струй и способствуют задержанию полезных ископаемых в своих углублениях. Поэтому правильный выбор покрытия шлюзов имеет огромное значение. Для создания нормально-вихревого движения по длине шлюзов покрытие их должно

осуществляться различными трафаретами. В головной части шлюзов следует укладывать трафареты с высокими планками и круглыми ячейками, в средней части более мелкие, а в хвостовой части — с наиболее мелкими и частыми ячейками.

По мере работы шлюзов углубления трафаретов забиваются тяжелыми минералами, их задерживающая способность уменьшается. При полном заполнении углублений трафаретов сверху их образуется слой материала, в результате чего уменьшается шероховатость и резко снижается турбулентность потока. Нормальная работа шлюзов нарушается, они плохо улавливают даже крупные зерна золота и платины.

Для освежения трафаретов требуется периодическая съемка с них шлюзового концентрата.

Шлюзы выполняют две основные функции: транспортировку песков и их обогащение. Эти функции разнохарактерны: если для достижения наибольшей эффективности транспортировки материала требуются большие скорости и наполнения, то для улавливания полезных ископаемых необходимы малые скорости и наполнения.

Если условия транспортировки материала создаются водным потоком и его элементами, то условия для улавливания полезных ископаемых заключаются в поддержании постели в разрыхленном состоянии.

§ 27. Расчет шлюзов

Все расчеты шлюзов сводятся к применению эмпирических формул и отчасти базируются на практических соображениях.

В практике определяют, по методу Б. В. Невского [67], разжижение пульпы, глубину, ширину потока и уклон шлюзов.

На дражных шлюзах, кулибинах и скрубберных установках разжижение зависит от количества воды, необходимой для дезинтеграции и классификации песков.

На гидравлических шлюзах разжижение зависит от расхода воды на разрушение породы в забое монитором и ее транспортировку от забоя до шлюзов, а в случае применения гидравлических элеваторов еще и количества воды, расходуемой последними.

Разжижение является важным фактором, его минимальные значения приведены в табл. 62.

Если разжижение пульпы после процессов дезинтеграции и классификации получается меньше указанных в табл. 62, то в голову шлюзов подводят добавочную воду, так как повышенное разжижение более благоприятно, чем недостаточное. При недостаточном разжижении шлюзы заефеливаются и улавливание полезных ископаемых прекращается.

Таблица 62
Минимальное разжижение пульпы, глубина потока и средняя скорость
(по Б. В. Невскому)

Максимальная крупность песков, мм	Мень- ше 6	6—12	12—25	25—50	50—100	100—200	Больше 200
Минимальное разжижение (по объему)	6—8	8—10	10—12	12—14	14—16	16—20	—
Коэффициент глубины потока	2,5—3	2—2,2	1,7—2	1,5—1,7	1,3—1,5	1,2—1,3	1,0—1,2
Минимальная средняя скорость пульпы, м/сек	1—1,2	1,2—1,6	1,4—1,8	1,6—2,0	1,8—2,2	2—2,5	2,5—3

Количество песков Q_n , подлежащих обработке на шлюзах,
 $Q_n = \gamma Q$, $м^3/ч$, (67)

где γ — коэффициент эфельности, определяется по ситовому
составу песков с учетом к. п. д. грохота;

Q_n — количество песков, поступающих на дезинтеграцию
и классификацию, $м^3/ч$.

Объем пульпы V , протекающей по шлюзам,
 $V = Q_n (1 + K)$, $м^3/ч$. (68)

Минимальная глубина потока пульпы на шлюзах H устанавливается исходя из максимального диаметра d зерна породы,
поступающей на шлюз,

$$H = ad, \text{ мм}, \quad (69)$$

где a — отношение глубины потока к максимальному диаметру
зерна породы (коэффициент глубины определяется по
табл. 62).

Глубина потока должна быть в 1,75—2,25 раза меньше шири-
ны шлюзов. При нормальной работе глубина потока обычно
равна половине высоты бортов шлюзов. Чрезмерное увеличение
глубины потока приводит, при одинаковой его скорости, к умень-
шению разрыхления постели и к повышению времени, в течение
которого зерно полезного ископаемого, находящееся в верхнем
слое пульпы, может достигнуть постели, вследствие этого
понижается извлечение. Исходя из этого, значительные превыше-
ния глубины потока по сравнению с минимальными, вычислен-
ными по формуле (69), нежелательны.

Минимальная средняя скорость потока пульпы v_{cp} опреде-
ляется по табл. 62. Иногда она вычисляется по формуле Виль-
сона

$$v_{cp} = 0,1 \sqrt{d\gamma}, \text{ м/сек}, \quad (70)$$

где d — максимальный диаметр зерна породы, мм;
 γ — удельный вес породы.

При определенных значениях глубины и скорости потока
пульпы на шлюзах их общая ширина равна

$$\Sigma B = \frac{0,278 Q_n (K + 1)}{H v_{cp}}, \text{ м}. \quad (71)$$

По общей рабочей ширине шлюзов определяют число секций

$$n = \frac{\Sigma B}{B_0}, \text{ шт.}, \quad (72)$$

где B_0 — рабочая ширина одной секции. Ширина одной секции
шлюза принимается по конструктивным соображениям
в пределе 0,6—0,8 м.

Полная ширина одной секции шлюзов

$$B'_0 = B_0 + (B_1 + B_2), \text{ м}, \quad (73)$$

где B_1 — толщина бортов шлюза, м;

B_2 — ширина продольных прижимных брусков, м.

Уклон шлюзов I зависит от рода покрытий шлюзов, средней
скорости потока пульпы и гидравлического радиуса

$$I = \frac{v_{cp}^2}{C^2 R}, \quad (74)$$

где R — гидравлический радиус,

$$R = \frac{H B_0}{2H + B_0}, \text{ м};$$

C — коэффициент, зависящий от шероховатости дна шлюзов;

$$I = \sin \alpha,$$

где α — угол наклона дна шлюзов к горизонту.

Коэффициент шероховатости дна потока

$$C = \frac{100}{\Pi_r \left(1 + \frac{1}{\sqrt{R}} \right)}, \quad (75)$$

где Π_r — коэффициент, зависящий от характеристики покрытий
шлюзов (определяется по табл. 63).

Таблица 63
Значение коэффициента Π_r (по Гинзолото)

Характеристика трафаретов	Значение Π_r
Трафареты из брусков 50×50 мм с просветом 25 мм, углуб- ления не заилены	0,266
То же, трафареты, углубления заилены	0,316
Трафареты из уголков 35×35×5 мм с прозором 30 мм	0,335
Персидские ковры без покрытия	0,471
То же, ковры, покрытые панцирной сеткой с ячейками 16 мм	0,564

Для облегчения нахождения гидравлического радиуса шлюзов мелкого наполнения может быть использована номограмма (рис. 65).

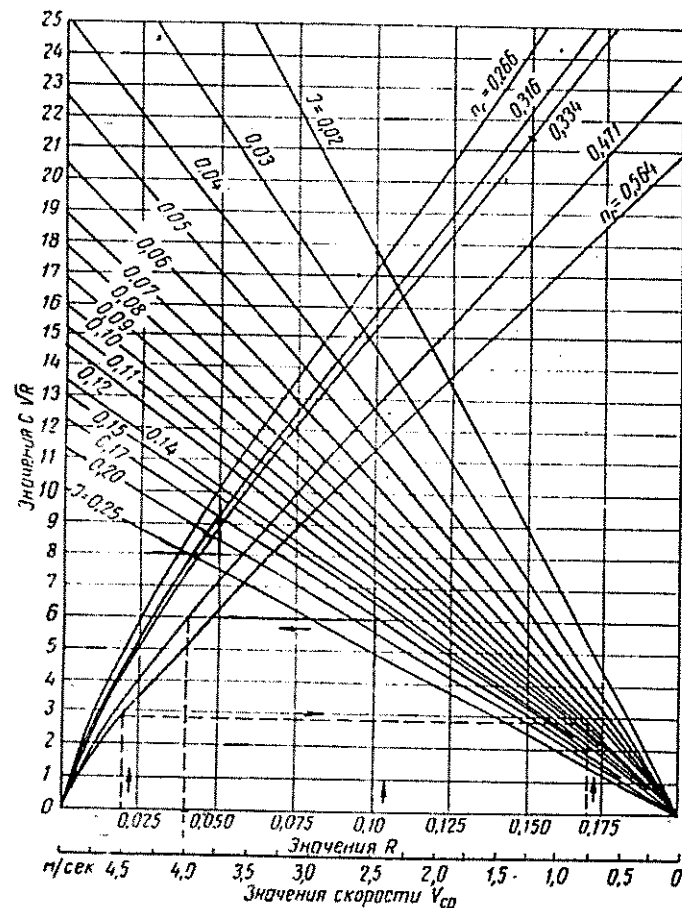


Рис. 65. Номограмма для расчета шлюзов с мелким наполнением (по Гинзолоту)

По номограмме для принятой средней скорости потока определяют гидравлический радиус.

Например: при средней скорости $v_{ср} = 2,5$ м/сек, уклоне $i = 0,17$ и коэффициенте шероховатости $\Pi_r = 0,471$ значение гидравлического радиуса равно $R = 0,04$.

Для определенных условий работы шлюзов средняя скорость потока проверяется по формуле Шези

$$v_{ср} = C' \sqrt{Ri}, \text{ м/сек}, \quad (76)$$

где C' — скоростной коэффициент, определяемый по графику (рис. 66).

Данные, полученные при расчете шлюзов, необходимо проверять при их эксплуатации, путем опробования процесса.

В практике уклоны шлюзов колеблются от 0,04 до 0,17, их принимают в зависимости от степени окатанности и формы материала, крупности полезных ископаемых и их удельных весов. Следует всегда иметь в виду, что целесообразнее поддерживать в шлюзах большую скорость потока и повышенное разжижение, чем критические.

При критических скоростях и разжижении на шлюзе начинают образовываться валики из минеральных зерен, что приводит к заглушению трафаретов и заэфеливанию шлюзов.

Площадь шлюзов F определяется в зависимости от оптимальной удельной нагрузки

$$F = \frac{Q_n}{q_0}, \text{ м}^2, \quad (77)$$

где q_0 — оптимальная удельная нагрузка, $\text{м}^3/\text{м}^2/\text{ч}$.

Исследованиями Гинзолото установлено, что оптимальная удельная нагрузка соответствует для поперечных шлюзов драг с шлюзовым устройством $0,3—0,4 \text{ м}^3/\text{м}^2/\text{ч}$, для поперечных шлюзов драг с отсадочными машинами и винтовыми сепараторами — $1,2—1,5 \text{ м}^3/\text{м}^2/\text{ч}$, для гидравлических шлюзов и кулибин — $0,6—0,8 \text{ м}^3/\text{м}^2/\text{ч}$.

При наличии в песках в основном мелкого золота и полезных ископаемых с удельным весом $3,5—8$ удельные нагрузки должны быть снижены в два-три раза.

Длина шлюзов определяется исходя из их площади и ширины, причем последняя имеет главное значение. Чем шире шлюз, тем более эффективно идет улавливание полезных ископаемых. Увеличение ширины шлюзов всегда целесообразнее, чем увеличение их длины:

$$L = \frac{F}{\Sigma B}. \quad (78)$$

При нормальных режимах на гидравлических и дражных шлюзах, а также на кулибинах до 70% золота осаждается на

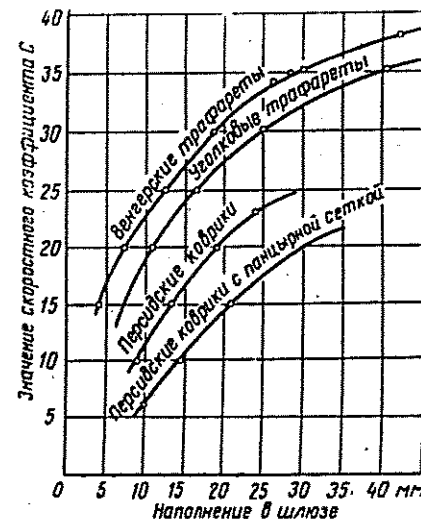


Рис. 66. График для определения скоростного коэффициента для различного типа трафаретов (по Гинзолоту)

первых 3—4 м. При этом осевшее золото имеет крупность $> 0,5$ мм; золото крупностью мельче 0,5 мм растягивается по остальной части шлюза, но оседает в таком количестве, что его оказывается меньше, чем в хвостах.

Исследования и практика работы шлюзов глубокого наполнения дают основание считать, что увеличение длины шлюзов не гарантирует повышения извлечения золота крупностью $< 0,25$ (0,5) мм. Неоднократные попытки повысить извлечение за счет увеличения длины шлюзов даже до 60—65 м не дали положительных результатов. Шлюзы дают хороший эффект на крупном и среднем золоте, но и в этом случае извлечение повышается не за счет длины шлюзов, а за счет их ширины, т. е. по существу вследствие уменьшения удельной нагрузки на 1 м ширины шлюзов.

По литературным данным, минимальная длина составляет: шлюзов — для золота 20 м, для касситерита 30 м; подшлюзков — для золота 6 м, для касситерита 10 м.

В случае применения шлюзов перед отсадочными машинами или винтовыми сепараторами их длина достаточна 3—4 м.

§ 28. Покрывтия шлюзов

Для создания соответствующей шероховатости и улавливания полезных ископаемых шлюзы покрываются деревянными и металлическими трафаретами.

Под трафареты застилаются резиновые и плетеные коврики, называемые матами. В шлюзах мелкого наполнения в виде покрытий применяют различного вида ворсистые ткани.

В шлюзах глубокого наполнения под маты, особенно под плетеные коврики, подстилаются ворсистые покрытия (подматники).

Трафареты должны способствовать дезинтеграции песков, улучшать турбулентность потока и хорошо задерживать в своих углублениях полезные ископаемые.

Трафареты изготавливают в виде решеток (рис. 67).

Наибольшее распространение в шлюзах глубокого наполнения при обогащении песков, содержащих золото и платину, получили трафареты металлические уголкового и цельнотянутого.

В шлюзах мелкого наполнения (подшлюзках) применяют металлические трафареты, цельнотянутые и планцирную сетку.

При обогащении песков, содержащих мелкое золото, применяют специальные трафареты, хорошо удерживающие ртуть и получающие название ртутных ловушек. Обычно в каждые четыре широкие ловушки заливается по 10—12 кг ртути.

На гидравлических шлюзах и кулибинах применяют трафареты из рельсов тяжелого типа, располагаемых поперек шлюзов,

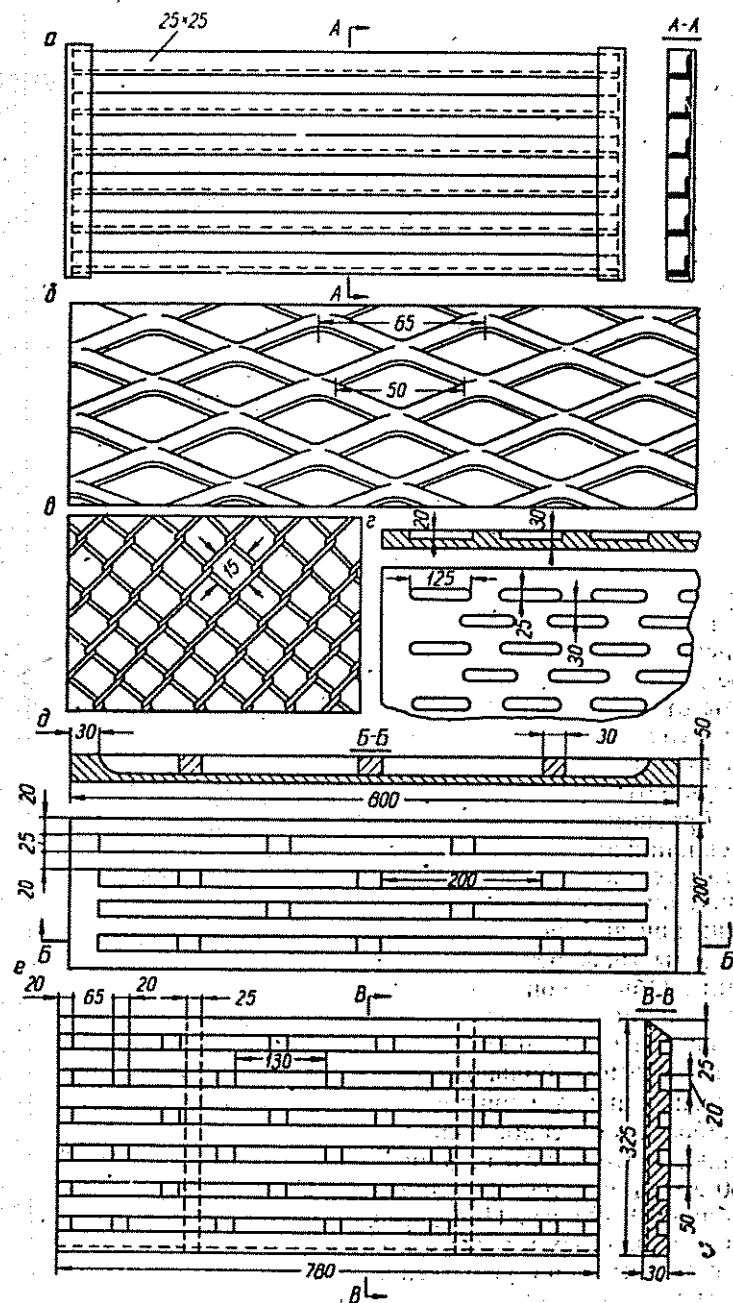


Рис. 67. Типы трафаретов:

а — металлические уголкового; б — цельнотянутые; в — планцирная сетка; г — ртутные ловушки; д — узкая ртутная ловушка; е — широкая ртутная ловушка

уголковые трафареты размером $65 \times 65 \times 10$ мм и чугунные решетчатые трафареты.

На гидравлических шлюзах, особенно на шлюзовых гидравликах, применяют торцовый трафарет из круглого леса диаметром 100—400 мм и высотой 200—300 мм. Торцы соединяются планками толщиной 25—30 мм и шириной 50—100 мм.

Торцовый трафарет прост, имеет низкую стоимость, эффективен по улавливанию золота, хорошо защищает дно шлюзов от износа и способствует созданию необходимой турбулентности потока, что обеспечивает получение достаточно богатого концентрата по содержанию тяжелой фракции.

Недостатками торцового трафарета являются: значительное сопротивление движению породы, требующее повышенного уклона шлюзов, и сравнительно быстрый износ (один сезон).

Пропускная способность деревянных торцов может быть определена по Лонгриджу

$$V = 0,4ah, \text{ м}^3, \quad (79)$$

где a — ширина или диаметр торца, мм;
 h — высота торца, мм.

При обогащении песков, содержащих полезные ископаемые с удельным весом 3,5—8, применяют поперечный брусковый или венгерский трафарет, состоящий из брусков размером 20×20 мм или 50×50 мм с расстояниями между брусками 25—50 мм. Для защиты от износа верхняя грань брусков обшивается 3 мм листовым железом. Наиболее целесообразна установка брусков под углом 45° к дну шлюзов, по течению потока.

Трафареты закрепляются на шлюзах поперечными и продольными брусками (плитусами), прижимаемыми в большинстве случаев клиньями. Выбор типа трафаретов должен производиться с учетом условий работы шлюза (наполнения, уклона, скорости, разжижения, крупности песков и полезных ископаемых). Общий принцип при выборе трафаретов заключается в том, что отношение высоты трафаретов к глубине потока не должно превышать единицы. Обычно оно составляет 0,4—0,6.

Углубления трафаретов должны создавать энергичные вихревые токи воды при минимальной скорости потока и, кроме того, не должны иметь больших мертвых пространств, повышающих бесполезный выход первичного концентрата.

Наиболее целесообразны размеры углублений трафаретов: для шлюзов глубокого наполнения ширина 80—100 мм, глубина 30—50 мм, для шлюзов мелкого наполнения ширина 20—40 мм и глубина 10—20 мм. При наличии в песках крупных зерен полезных ископаемых в головной части шлюзов следует применять трафареты, имеющие углубления размерами в три раза больше минимальных размеров полезного ископаемого.

В случае содержания в песках крупного и среднего золота

и платины, а также касситерита и вольфрамита под трафареты застилают плетеные коврики, так называемые кокосовые и каламовые маты. Каламовые маты изготавливаются из травы калам, растущей в Средней Азии.

Срок службы кокосовых мат 200—250 дней, каламовых 150—200 дней, а иногда и меньше.

В случае содержания в песках мелкого золота лучшими матами являются резиновые коврики с квадратными или прямоугольными ячейками.

Резиновые коврики очень удобны при применении ртути, так как дают большую площадь ртутного зеркала при небольшом количестве заливаемой ртути и хорошо ее удерживают. Данный тип мат прочнее каламовых в 5—6 раз, ячейки у них незаэфицируются, потери ртути небольшие (40—50 г/м³ песков), извлечение мелкого золота выше на 10—12%.

Под кокосовые и каламовые маты, вследствие наличия у них сквозных отверстий, подстилают подматники из ворсистой ткани (сукно, урс). В случае отсутствия подматников золото и платина, проникая сквозь отверстия мат, сносятся в хвосты по гладкой поверхности шлюзов.

§ 29. Сполоск со шлюзов

Извлечение золота на шлюзах определяется в основном длительностью их работы: чем больше промежуток времени между сполосками, тем меньше извлечение.

Соблюдение условий промывки, главным из которых является частое освежение трафаретов (в идеале — введение принципа непрерывной разгрузки концентрата путем применения непрерывно разгружающихся шлюзов), имеет решающее значение для извлечения золота, особенно мелкого. Сведя к минимуму промежутки времени между сполосками, можно добиться на шлюзах высокого извлечения, особенно золота и платины.

Вследствие турбулентного характера течения пульпы в углублениях трафаретов создаются восходящие токи, вследствие чего золото, особенно мелкое, передвигается по шлюзам скачкообразно. В процессе передвижения золото то задерживается на некоторое время неровностями трафаретов и проникает в углубления последних, то вновь выносится из углублений, подхватывается потоком и переносится далее по длине шлюзов, чтобы вновь задержаться и снова повторить тот же самый цикл движения.

Вследствие такого характера движения мелкого золота никакой тип трафаретов, никакая длина шлюзов не могут гарантировать улавливание золота, если не производить учащенных сполосков.

В этом отношении характерным являются наблюдения за работой кулибины и дражных шлюзов, обрабатывающих пески

из одной и той же россыпи, содержащей мелкое золото. На драге сполоск с поперечных шлюзов производился через час непрерывной их работы, а на кулибине через 30 мин, причем вода на кулибину подавалась в момент промывки песков. Опробованием было установлено, что снос золота составлял на драге 36,5%, на кулибине — только 14,1%.

Если бы сполоск на драге производился, как это обычно бывает, раз в смену, то разница была бы более разительной. При наблюдениях было установлено, что в момент прекращения подачи воды на кулибину золото не успевало сноситься и оставалось там, где задерживалось. Отсюда вытекает практический вывод, что для уменьшения сноса золота и особенно полезных ископаемых с удельным весом 3,5—8 со шлюзов, помимо учащенных сполосков, необходимо подавать воду на шлюзы только во время загрузки их песками, прекращать подачу воды немедленно после того, как загруженная порция песков будет промыта.

Частота сполосков со шлюзов зависит от содержания в песках полезных ископаемых и других тяжелых минералов, а также от объема углублений трафаретов (емкость шлюзов) и должна устанавливаться опытным путем для каждого конкретного случая.

Практика показывает, что вполне удовлетворительные показатели по извлечению полезных ископаемых получаются при более частых сполосках головки шлюзов (длина 3—6 м) и несколько реже остальной части шлюзов.

Концентратосос (рис. 68) позволяет механизировать все операции и производить сполоск без прекращения работы шлюзов.

Испытания концентратососа показали, что при его применении длительность сполоска сокращается в 3—4 раза по сравнению с ручным способом; драга, на которой проводилось испытание, во время сполоска не прекращала работу.

При сполоске концентратососом со шлюзов удалялось 84—97% уловленных ими полезных ископаемых. Оставшиеся на шлюзах концентраты снимались периодически, при производившихся изредка ручных сполосках обычно раз в месяц.

Концентратосос может быть рекомендован для сполоска шлюзов различных конструкций. Концентратосос засасывает концентрат из ячеек трафаретов и затем транспортирует его для дальнейшей обработки.

Конструкция концентратососа и принцип его работы аналогичны водоструйному насосу (гидроэлеватору).

Вода от насоса под напором H_0 по питательному шлангу 1 вытекает через насадку 2 в камеру смешения 3 и горловину 4. Вследствие разрежения в камере смешения концентрат со шлюза через специальный наконечник — пульпозерз 5 и всасывающий шланг 6 засасывается в камеру 3, где смешивается с водой и поступает в горловину 4. Концентрат подсасывается на высоту H_2 .

Дальнейший подъем и транспортирование разжиженной в камере смешения пульпы концентрата на высоту H_1 осуществляется по нагнетательному шлангу 8 в приемный бак 9.

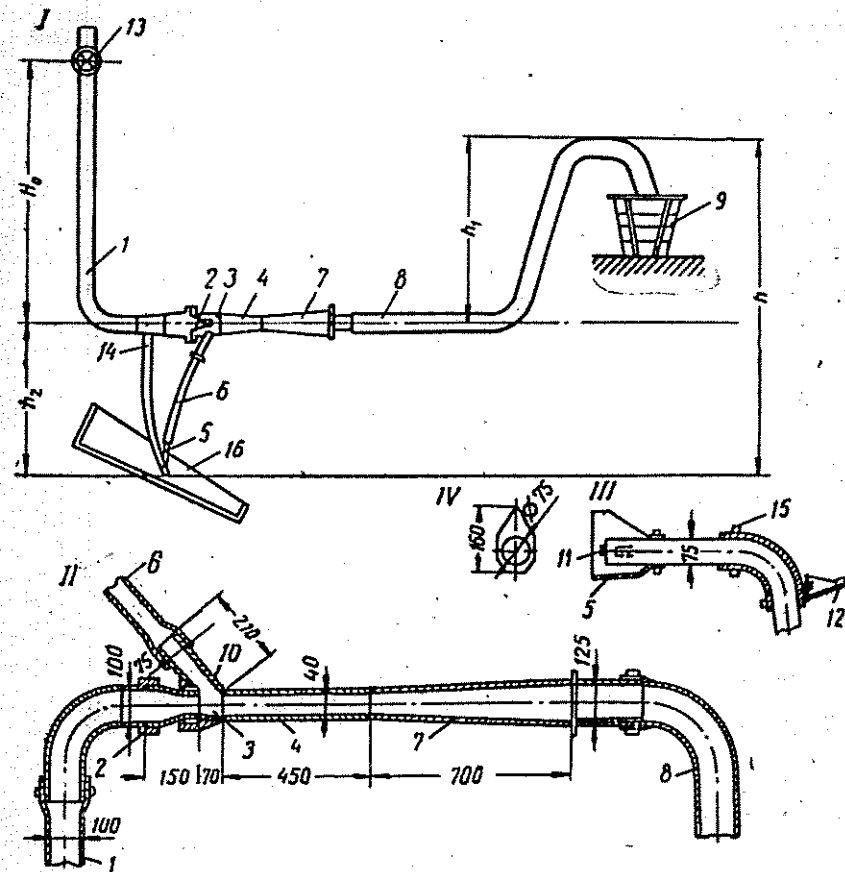


Рис. 68. Концентратосос И. В. Кочергина:

1 — схема работы концентратососа; II — схема устройства концентратососа (размеры, мм); III — схема пульпозерза; IV — вид на пульпозерз со стороны всасывания (снизу); 1 — питательный шланг; 2 — насадка; 3 — камера смешения; 4 — горловина; 5 — наконечник пульпозерза; 6 — всасывающий шланг; 7 — диффузор; 8 — нагнетательный шланг; 9 — приемный бак для концентрата; 10 — всасывающая труба (приемник); 11 — насадка пульпозерза; 12 — ручка для переноски концентратососа; 13 — центробежный насос; 14 — шланг для подвода воды к насадке пульпозерза; 15 — вентиль; 16 — шлюз

Камера смешения, горловина и диффузор 7 подвергаются значительному износу, поэтому они выполняются из качественной стали или футеруются сменной броней.

Насадка 2 соединяется с камерой смешения герметически (на резьбе).

Ось насадки 2 и горловины 4 должна составлять одну прямую линию.

Всасывающий шланг должен иметь длину 1—3 м, один конец его надевается на приемный патрубок концентратососа, другой служит для всасывания концентрата. На конец шланга надет пульпорец 5.

Для разрыхления уплотнившегося в ячейках трафаретов концентрата в пульпореце под углом 10° к оси всасывающего шланга 10 прикрепляется специальная насадка 11, к которой по отдельному шлангу (диаметром 25 мм) подводится напорная вода от питательного шланга 1 (с правой стороны всасывающего шланга). В месте соединения шланга с питательным шлангом установлен вентиль 15.

Для удобства передвижения всасывающего шланга 13 к нему в месте изгиба крепится металлическая ручка 12 и при помощи кольца 16 — плечевой ремень.

В зависимости от напора воды концентратосос должен изготовляться строго по расчету.

Исходными данными для расчета служат:

H_0 — напор рабочей воды, м;

Q_0 — расход рабочей воды, л/сек;

η — коэффициент полезного действия, принимаемый равным 0,25;

h — геометрическая высота подъема пульпы, м. Если отношение $\frac{h}{H_0}$ не более 0,2, то для упрощения расчета полную высоту

подъема можно принять равной геометрической высоте подъема концентрата, при условии если длина нагнетательного трубопровода не превышает 6 м. В противном случае необходимо принимать при расчете $h' = h = 1,8$ м.

Полная высота подъема пульпы будет

$$h_3 = h + h' = 1,8 + 1,8 = 3,6 \text{ м};$$

h_2 — высота всасывания не должна превышать 1,5 м;

$v_{вс}$ — скорость всасывания пульпы, $v_{вс} = 3$ м/сек. Ж:Т (по объему, в засасываемой пульпе принимается равным 6:1;

γ — удельный вес пульпы, обычно $\gamma = 1,4—1,6$;

Δ — удельный вес воды, равный 1.

Согласно расчету определяют:

1. Количество пульпы $Q_{вс}$, которое может засосать концентратосос при максимальном к. п. д. ($\eta = 0,25$)

$$Q_{вс} = \frac{\eta Q_0 H_0}{h_3}, \text{ л/сек.} \quad (80)$$

2. Коэффициент подсосывания q , т. е. отношение веса засосанной пульпы к весу дополнительной воды,

$$q = \frac{Q_{вс} \gamma}{Q_0}. \quad (81)$$

3. Скорость вылета струи рабочей воды из насадки

$$v_0 = \mu \sqrt{2gH_0}, \text{ м/сек.} \quad (82)$$

где μ — коэффициент расхода, $\mu = 0,96$;
 $g = 9,81$.

4. Диаметр насадки

$$d_0 = \sqrt{\frac{4Q_0}{\pi v_0}}, \text{ мм.} \quad (83)$$

5. Скорость пульпы в горловине

$$v_{гор} = K \frac{v_0 + qv_{вс}}{1 + q}, \text{ м/сек.} \quad (84)$$

где K — поправочный коэффициент на скорость в горловине, изменяется в пределах от 0,7 до 1,0.

6. Расход пульпы в горловине

$$Q_{гор} = Q_0 + Q_{вс}, \text{ л/сек.} \quad (85)$$

7. Диаметр горловины

$$d_{гор} = \sqrt{\frac{4Q_{гор}}{\pi v_{гор}}}, \text{ мм.} \quad (86)$$

Длина цилиндрической части горловины при H_0 не более 45 м по всем случаям принимается равной 450 мм.

8. Расстояние от насадки до горловины

$$Z = \frac{v_0}{v_{гор}} d_0, \text{ мм.} \quad (87)$$

Расстояние от насадки до горловины во всех случаях не должно превышать 3 d_0 .

9. Диаметр всасывающей трубы

$$d_{вс} = \sqrt{\frac{4Q_{вс}}{\pi v_{вс}}}, \text{ мм.} \quad (88)$$

10. Диаметр нагнетательного трубопровода

$$d_{наг} = \sqrt{\frac{4Q_{наг}}{\pi v_{наг}}}, \text{ мм,} \quad (89)$$

$$v_{наг} = 2,5—3 \text{ м/сек.}$$

11. Диаметр диффузора: начальный равен диаметру горловины, конечный — диаметру нагнетательного трубопровода.

12. Длина диффузора, при его угле конусности $\alpha = 5^\circ$

$$l = \frac{d_{диф. кон} - d_{диф. наг}}{2 \operatorname{tg} \frac{\alpha}{2}}. \quad (90)$$

Для нарушения уплотненности концентрата в ячейках трафаретов и разжижения пульпы требуется дополнительный расход воды Q_0' , который при $H_0 = 19—20$ м составляет 4—5 л/сек.

Форма насадки — коническая, расходящаяся, с округленным входным ребром. Угол конусности насадки 8° , ее длина 80 мм.

Диаметр насадки пульпореза определяется так же, как и диаметр основной насадки.

Несмотря на то, что приведенный метод расчета имеет много условностей, целый ряд практических коэффициентов и теоретических недостатков, он вполне оправдал себя на практике.

В табл. 64, 65 приведены размеры трех концентратососов и их характеристика для различных условий работы.

Таблица 64

Основные размеры концентратососов					
Показатели	Материал	Измеритель, мм	Концентратососы		
			1	2	3
Камера смещения	6 мм сталь	—	—	—	—
Горловина	7 мм »	Диаметр, мм	64	44	48
Диффузор	5 мм »	Длина, мм	700	500	500
Нагнетательный патрубок	3 мм »	Диаметр, мм	125	70	75
Приемник	3 мм »	»	75	55—60	55—60
Насадка концентратососа	Чугун	»	30	18	23
Питательный шланг	Резина	»	100	55	60
Всасывающий шланг	»	»	75	55—60	55—60
Насадка пульпореза	Чугун	»	18	18	18
Соединительная муфта	Сталь	»	100	55	60
Питательное колено	»	»	100	55	60
Нагнетательный шланг	Резина	»	125	70	75
Воздушный клапан	Резина, сталь	»	50	35	35
Расстояние от насадки до горловины	—	мм	70	60	60
Средняя проектная скорость сполоска	—	м ² /сек	0,013	0,0108	0,0108
Полный вес (включая шланги)	—	кг	60	30	35

Примечание. Скорость сполоска приводится для шлюзов дражного типа.

Таблица 65

Характеристика концентратососов			
Показатели	Концентратососы		
	1	2	3
Напор рабочей воды, м	19	30	19
Расход рабочей воды насадкой, л/сек	13	6	7,4
Высота подъема концентрата с потерями напора на трение, м	3,6	4,5	3,6
Количество засасываемой пульпы, л/сек	12,3	7,0	7,0
Удельный вес пульпы	1,4	1,4	1,4
Скорость всасывания, м/сек	3,0	3,0	3,0
Скорость нагнетания, м/сек	2,5	3,5	3,2
Коэффициент подсосывания	1,32	1,65	1,32
Коэффициент полезного действия	0,25	0,25	0,25

Концентратососы используются для сполоска шлюзов в различных условиях, в зависимости от их производительности, высоты нагнетания и соответствия размеров горловины крупности засасываемого материала. Размеры самого крупного материала не должны быть больше диаметра горловины.

Изменения рабочего напора и высоты нагнетания пульпы резко сказываются на работе концентратососа, поэтому рабочий напор воды должен быть не менее расчетного, а высота подъема — не более расчетной.

Концентратососы, приведенные в табл. 68, следует эксплуатировать в условиях, указанных в табл. 69, хотя при рабочем напоре воды больше расчетного концентратососы могут эксплуатироваться без изменения основных размеров. Особенно хорошо концентратосос работает на шлюзах, покрытых резиновыми матами.

§ 30. Конструкции шлюзов

Шлюзы имеют самые разнообразные конструкции и еще большее число различных названий; так, различают шлюзы дражные, гидравлические и т. д.

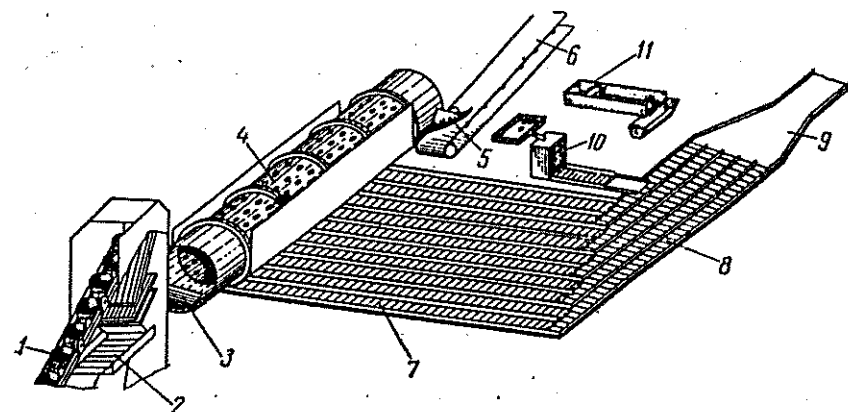


Рис. 69. Дражные шлюзы:

1 — черпаковая цепь; 2 — подчерпаковый уловитель; 3 — завалочный люк; 4 — дражная бочка; 5 — галечный лоток; 6 — конвейер для галей; 7 — поперечные шлюзы; 8 — продольные шлюзы; 9 — эфельные колоды; 10 — доводочная бутара; 11 — доводочный вашигерд

Дражные шлюзы. На драгах поперечные и продольные шлюзы (рис. 69) устанавливают в кормовой части понтона.

Поперечные шлюзы изготовляют: на малолитражных драгах — одноярусными и односторонними, на драгах малой мощности — одноярусными и двухсторонними; на драгах средней и большой мощности — двухъярусными, двухсторонними.

Общая площадь шлюзов на современных драгах составляет: на 210-литровых драгах до 400 м², на 380-литровых драгах до 1200 м².

Для увеличения улавливающей площади на драгах применяют выдвижные столы, устанавливаемые в головке поперечных шлюзов. Ширина столов равна ширине поперечных шлюзов, их длина 2—2,5 м, а высота 0,8—1,0 м. Внутри стола расположены две плоскости: одна над другой. Нижний продукт бочки поступает на верхнюю плоскость, с нее на нижнюю, имеющую уклон в обратную сторону, и затем уже в головку основного поперечного шлюза.

Выдвижные столы улавливают значительное количество золота. Так, на одной из драг на верхней плоскости улавливалось золота 64,3—69,3%, на нижней — 3,5—4,9% ко всему извлеченному на драге. На поперечных шлюзах улавливалось только 23—25%.

Следует отметить, что в период наблюдений часть нижнего продукта бочки переливалась через столы и поступала непосредственно в головку поперечных шлюзов.

Стол, кроме увеличения улавливающей площади до 30—35%, позволяют производить учащенные сполоски, не останавливая процесса и не перегружая соседних поперечных шлюзов.

Поперечные шлюзы и столы одинаковой ширины 700—800 мм. Уклон поперечных шлюзов 6—8°.

Двухъярусные шлюзы имеют расстояние между ярусами около 1,8 м, что требует подъема бочки на 2 м выше, чем для одноярусных шлюзов, а это ухудшает устойчивость драги.

На современных драгах вместо двухъярусных шлюзов применяют двухдечные шлюзы, с расстоянием между деками 200 мм. При сполоске верхняя дека поднимается с помощью блока. Недостатком таких шлюзов является невозможность наблюдения в процессе драгирования за работой нижней деки.

Длина поперечных шлюзов на шлюзовых драгах лимитируется шириной понтона. На драгах с отсадочными машинами и винтовыми сепараторами длина поперечных шлюзов составляет 3—4 м.

На шлюзовых драгах имеются продольные шлюзы, их количество обычно в два раза меньше поперечных.

Продольные шлюзы предназначены для дополнительного извлечения полезных ископаемых, снесенных с поперечных шлюзов. Уклон продольных шлюзов 5—6°.

Продольные шлюзы оканчиваются эфельными колодами, предназначенными для удаления эфелей за корму драги.

На драгах с отсадочными машинами и винтовыми сепараторами продольных шлюзов нет, есть только эфельные колоды.

Дражные шлюзы и столы покрываются подматниками из сукна или урса, кокосовыми и каламовыми матами, а чаще всего ре-

зиновыми ковриками. Поверх мат укладывают металлические уголки или цельнотянутые трафареты.

Разжижение на дражных шлюзах колеблется от 8 до 12, поверхностная скорость пульпы составляет 1,2—1,5 м/сек, наполнение от 16 мм и выше и зависит от максимальной крупности материала. На драгах сполоск выдвижных столов и поперечных шлюзов производится ежедневно, иногда с последних — раз в сутки. Продольные шлюзы споласкиваются через сутки или еще реже. Обычно один раз в 10 дней производится генеральный сполоск всех шлюзов и карманов.

На россыпях, содержащих мелкое золото и платину, сполоск поперечных шлюзов производится непрерывно, без остановки драгирования.

При сполоске выключают намеченный к обработке шлюз, освобождают крепление, удерживающее трафареты, последние снимаются и обмываются. Затем снимаются маты и подматники, свертываются и переносятся в ендовках (ящиках) к ларю (баку), где споласкиваются. Степень чистоты мат определяется просмотром их на свет. Сполоск данным способом трудоемок и требует продолжительного времени. Иногда маты и подматники обмывают непосредственно на шлюзе и концентрат смывается водой через окна, устроенные в конце шлюзов, в ларь.

Наиболее рационально сполоск производить концентратососом.

Многочисленными работами Гинзолото установлено, что золото в основном улавливается поперечными шлюзами (до 96,8%), продольные шлюзы доизвлекают от 2,2 до 32,6%.

Распределение золота по улавливающим устройствам на шлюзовых драгах приведено в табл. 66.

Таблица 66
Распределение извлеченного золота на шлюзовых 210 л драгах. %

Подчерпачковый уловитель	Поперечные шлюзы	Продольные шлюзы
—	91,7	8,3
1,2	89,6	9,2
1,0	96,8	2,2
0,5	93,2	6,3
—	95,2	4,8
1,0	93,6	5,4
3,8	63,6	32,6

На поперечных шлюзах улавливается основная масса такого золота, которое по своему ситовому составу относится к средней крупности, на продольных шлюзах наблюдается несколько больший процент мелкого золота (табл. 67).

Таблица 67
Сводная характеристика золота, извлеченного на шлюзовых 210 л драгах

Улавливающие устройства	Крупность, мм, соотношение, %		
	+ 1	1 — 0,2	— 0,2
Поперечные шлюзы	11,8	85,1	3,1
Продольные шлюзы	5,5	82,9	11,6
Итого по драге	11,6	85,0	3,4
Выдвижные столы	20,2	42,5	37,3
Поперечные шлюзы	19,8	35,5	44,7
Продольные шлюзы	14,4	32,1	53,5
Итого по драге	9,4	75,9	14,7
Карманы распределителя	12,2	87,4	0,4
Поперечные шлюзы	5,0	93,3	1,7
Продольные шлюзы	3,4	93,9	2,7
Итого по драге	6,4	91,8	1,8

В головной части шлюзов улавливается больше золота, чем в их хвостовой части. Причем, как правило, концентрация золота в головке поперечных шлюзов значительно выше, чем на продольных, что объясняется различной крупностью золота, поступающего на поперечные и продольные шлюзы.

Раздельная съемка золота с отдельных участков поперечных и продольных шлюзов позволяет судить о качестве работы последних (табл. 68).

Таблица 68
Распределение золота по длине шлюзов на 210 л драгах

Поперечные шлюзы				Продольные шлюзы				
секции				секции				
1	2	3	Итого	1	2	3	4	Итого
78,4	13,0	8,6	100	53,4	29,8	4,2	12,6	100
95,3	3,0	1,7	100	—	—	—	—	—
92,0	6,5	1,5	100	53,0	31,0	7,4	8,6	100
95,8	4,2	—	100	44,5	48,9	6,6	—	100

Примечание. Длина секции на поперечных шлюзах 3 м, на продольных — 4 м.

Выход золота с поперечных шлюзов менее 90% является недостаточным. Повышенный процент выхода золота с продольных шлюзов на некоторых драгах указывает на ненормальность работы поперечных шлюзов.

Извлечение мелкого золота на шлюзовых драгах очень низкое. Так, например, извлечение золота крупностью < 0,25 мм составляло: на 380 л драге 53%, на 210 л драге 14,7—18,8% и на 150 л драге 2,1—3,4%.

190

Золото крупностью — 0,1 мм на драгах совершенно не улавливалось, а извлечение ценных минералов с удельным весом 3,5—8 составляло от 5 до 48%.

Гидравлические шлюзы и подшлюзки. На гидравлических установках применяют шлюзы глубокого наполнения (собственно шлюзы) и мелкого наполнения (подшлюзки).

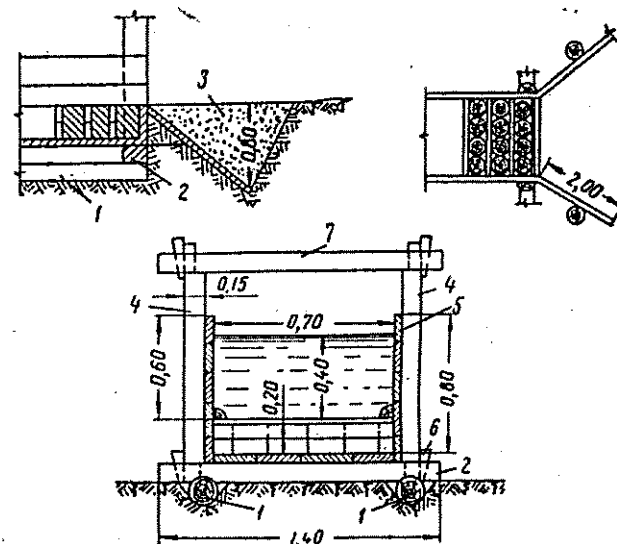


Рис. 70. Гидравлические шлюзы, уложенные на грунт (по Б. Э. Фридману):

1 — прогоны; 2 — пайла; 3 — трамбованная земля; 4 — столбики; 5 — борта; 6 — клинья; 7 — хомуты

Шлюзы глубокого наполнения имеют прямоугольное сечение, они изготавливаются из досок толщиной 40—50 мм звеньями, длиной 6 м. Общая длина шлюзов 30—48 м. Высота шлюзов зависит от крупности пропускаемого материала, т. е. наполнения шлюзов, и обычно не превышает 0,8 м.

Одно время на гидравлических установках практиковалось применение шлюзов длиной свыше 48 м. Так, на одной установке шлюзы имели длину 105 м, на другой 220 м. Впоследствии стали сокращать длину шлюзов за счет увеличения их ширины, путем устройства секционных шлюзов.

Шлюзы укладываются на грунт (рис. 70) или на эстакады.

На шлюзовых гидравлических установках шлюзы соединяют с плотиком посредством деревянного понура; для направления породы в шлюз устраивают специальные направляющие крылья из щитов.

При установке шлюзов на эстакаде рама последней выполняется из бревен диаметром 18—20 см.

Шлюзы, уложенные на грунт, имеют уклон от 0,03 до 0,08, в среднем 0,05. Уклон лимитируется рельефом местности и условиями размещения хвостов.

Шлюзы на эстакаде устанавливаются с переменным уклоном: в головной части с меньшим, в конце с большим. Обычно первое (головное) звено имеет уклон 0,01—0,025, второе 0,025—0,035, третье 0,035—0,040, четвертое 0,04—0,042, пятое и остальные 0,042—0,045.

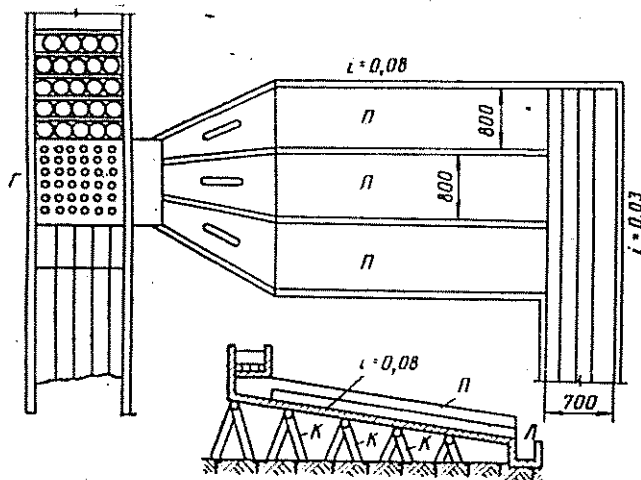


Рис. 71. Шлюзы с мелким наполнением (подшлюзки) (по Б. Э. Фридману):

К — эстакада; П — подшлюзники; Л — хвостовой шлюз; Г — грохот

Для дополнительного улавливания золота, особенно крупную — 0,5 мм, на элеваторно-землесосных гидравликах, а иногда на шлюзовых (если позволяют условия местности) применяют шлюзы мелкого наполнения (рис. 71).

Подшлюзки делают секционными, шириной секции 0,7—0,8 м. Обычно общая ширина подшлюзков в 4—10 раз больше ширины основного шлюза. Чем шире подшлюзок, тем выше дополнительное извлечение золота.

Подшлюзки устанавливают с уклоном 0,08—0,12, длиной одного-двух звеньев 6—12 м.

На подшлюзки поступает материал, прошедший через решето (неподвижный грохот) с отверстиями 12 (16) мм. Решето укладывается по всей ширине основного шлюза глубокого наполнения; длина его соответствует ширине головки подшлюзков в приемной их части (обычно 1—1,5 м) и определяется по формуле

$$L = \frac{0,5 q R}{B d f}, \text{ м,} \quad (91)$$

где q — количество нижнего продукта (эфелей) в исходных песках (по ситовому составу), $\text{м}^3/\text{ч}$;

R — эффективность грохочения, %;

B — ширина решета, м;

d — диаметр отверстий решета, мм;

f — живое сечение решета, %.

Шлюзы покрываются трафаретами: торцовыми, рельсовыми или изготовленными из уголков.

Подшлюзки застилаются матами, резиновыми ковриками, цельнотянутыми трафаретами или панцирной сеткой.

Тип трафарета, особенно для шлюзов, следует выбирать прежде всего исходя из их стоимости и прочности, так как на гидравлических шлюзах при огромных количествах пропускаемой воды и обогащении грубоклассифицированного или совершенно неклассифицированного материала, по-видимому, тип трафарета играет незначительную роль (табл. 69). Подстилка мягких покрытий под трафареты имеет существенное значение. Так, на одной из гидравлик, в результате застилки под трафареты из бутарного грохота каламовых мат, извлечение золота на первом звене повысилось с 87,4 до 95,15% от всего уловленного.

Таблица 69

Распределение золота по длине гидравлических шлюзов при различных трафаретах

Тип трафарета	№ участка	Выход концентрата, %	Крупность золота, мм			
			+1	1—0,25	—0,25	Всего
			% уловленного золота ко всему снятому со шлюза			
Торцы	1	—	0,34	0,82	4,73	2,06
	2	—	0,34	0,45	1,89	1,28
	Итого.	0,11	0,68	1,27	6,62	3,34
Бутарные грохоты	1	—	0,68	1,82	3,52	2,75
	2	—	0,34	0,47	1,83	1,25
	Итого.	0,18	1,02	2,29	5,35	4,0

Примечание. Длина участка 12 м.

Ввиду больших расходов воды режим работы гидравлических шлюзов в большинстве случаев неблагоприятный и трудно поддается регулировке.

Вследствие небольших скоростей и наполнений на подшлюзках создаются более благоприятные условия для улавливания

полезных ископаемых. Однако они не обеспечивают полного улавливания мелкого золота, сносимого с основного шлюза. Тем не менее никакие другие обогатительные приборы наряду со шлюзами на гидравликах пока распространения не нашли.

При тщательном наблюдении за работой шлюзов можно выдержать режим, обеспечивающий удовлетворительное извлечение золота и платины.

При благоприятном режиме работы шлюзов разжижение не должно иметь резких колебаний и обычно поддерживается в пределах 20—30; глубина потока не должна превышать двойного размера максимального куса породы, транспортируемой по шлюзам; поверхностные скорости являются одной из главных причин сноса золота со шлюзов и не должны превышать 1,5—2 м/сек. Удельная нагрузка на 1 м² площади шлюзов является фактором, влияющим на извлечение золота, и ее максимальное значение составляет 1,0—1,2 м³/ч, более желательно 0,6—0,8 м³/ч.

Сполоск шлюзов производят: односекционных через 5—10 дней, двух- и трехсекционных через 3—5 дней, подшлюзков один раз в смену или непрерывно (по секциям). Обычно в указанные сроки снимают головку шлюзов (6—12 м), полный генеральный сполоск производят через 15—20 дней, приурочивая его к перестановке или наращиванию шлюзов либо к другим работам, связанным с остановкой гидравлики.

Перед сполоском прекращают доступ породы на шлюз и пускают в него небольшое количество воды, производя перебуторку гребками осевшего материала. Затем снимают трафареты, тщательно обмывая их. Шлюзовой концентрат переносится в ендовках или смывается водой в ларь через окна в дне шлюзов. Иногда грубая доводка производится непосредственно на шлюзе и в ларь переносится доведенный концентрат.

Подшлюзки споласкиваются по секциям аналогично шлюзам. Сполоск с них целесообразно производить концентратососом.

Доводка концентрата шлюзов и подшлюзков производится на доводных приборах, установленных возле шлюзов.

Работа шлюзов характеризуется распределением золота по длине шлюзов (табл. 70).

Таблица 70

Распределение золота по длине гидравлических шлюзов

Гидравлическая установка	№ звена	Длина звена, мм	Уловлено золота, %
Шлюзовая	1	4	66,0
	2	4	22,0
	3	4	7,5
	4	4	2,1
	5	8	2,4

Продолжение табл. 70

Гидравлическая установка	№ звена	Длина звена, мм	Уловлено золота, %
Элеваторная	1	6	87,4
	2	6	8,0
	3	6	4,6
Элеваторная	1	6	14,9
	2	6	29,8
	3	6	26,3
	4	6	9,2
	5	6	14,5
	6	6	5,3

Распределение золота различной крупности по длине шлюзов характеризуется данными, приведенными в табл. 71.

Таблица 71

Распределение золота различной крупности по длине гидравлических шлюзов

Гидравлическая установка	№ звена	Крупность, мм, соотношение, %			
		+4	4—1	1—0,25	—0,25
Элеваторная	1	100	91,5	85,5	57,8
	2	—	5,4	9,4	24,3
	3	—	3,1	5,1	17,9
Элеваторная	1	—	17,8	9,1	1,9
	2	—	20,2	30,9	32,4
	3	—	42,6	32,6	14,6
	4	—	6,6	4,2	6,4
	5	—	10,5	14,9	23,4
	6	—	2,3	8,3	21,3

Примечание. Длина звена 6 м.

Несмотря на соблюдение относительно нормальных режимов, извлечение золота на гидравлических шлюзах не превышает 85% и только в редких случаях, при наличии в песках крупного золота, извлечение достигает 90—92%.

Применение двух- и трехсекционных шлюзов значительно улучшает режимные условия их работы, снижает потери золота в хвостах (табл. 72), но это мероприятие не разрешает вопроса полного извлечения мелкого и среднего золота, а также полезных ископаемых с удельным весом 3,5—8, извлечение которых не превышает 10—15%. Все это диктует необходимость изыскания более рациональных схем обогащения с применением вполне совершенных обогатительных приборов, обеспечивающих высокую эффективность обогащения песков на гидравлических установках.

Таблица 72

Потери золота с хвостами гидравлических шлюзов

Шлюзы	Крупность золота, мм			
	4—1	1—0,25	—0,25	Всего
	потери золота, %			
Односекционные	25,2	38,0	79,4	43,0
Односекционные	7,5	25,2	94,6	36,7
Двухсекционные	0,7	18,0	42,4	16,7
Трехсекционные	—	2,9	44,5	14,0

Крупные шлюзовые установки. При разработке россыпных месторождений открытым и подземным способом применяют крупные шлюзовые установки.

В зависимости от конструкций и условий применения шлюзовые установки можно подразделить на три группы:

I. Обогащительные установки с механической дезинтеграцией и классификацией песков в начале процесса.

II. Обогащительные установки с классификацией песков в середине процесса, включающие наряду с противочными колодами улавливающие шлюзы и подшлюзки.

III. Обогащительные установки с дезинтеграцией песков потоком воды, без последующей классификации материала.

Применение того или иного типа установок обуславливается в основном промывистостью песков и крупностью полезных ископаемых.

К установкам I группы относятся шлюзовые приборы с гидравлическим вашгердом и скруббер-бутарой.

На установках с гидравлическими вашгердами (рис. 72) дезинтеграция песков производится струей воды, вытекающей из монитора, а классификация их осуществляется на наклонном грохоте.

Верхний продукт направляется в отвал, нижний — обогащается на секционных основных шлюзах, в конце которых устанавливаются односекционные эфельные шлюзы.

Основные шлюзы имеют 5—6 секций шириной 0,7—0,8 м, длиной 6—12 м, с уклоном 0,08—0,1.

Эфельный шлюз имеет ширину 1—1,2 м, длину 6—12 м и уклон 0,08—0,12.

Шлюзы застилаются подматниками из сукна или урса, каламовыми матами, резиновыми ковриками и трафаретами.

Производительность гидровашгердных установок составляет 25—50 м³/ч. Расход воды на обработку 1 м³ песков колеблется от 7 до 10 м³. Удельная нагрузка на 1 м² площади в час: основных шлюзов 0,4—0,6 м³ и эфельного шлюза 0,6—0,8 м³. Эффективность грохочения 86—90 %.

Сполоск со шлюзов производится ежедневно или раз в сутки и осуществляется аналогично гидравлическим шлюзам.

Извлечение золота составляет 85—94 %, в том числе основными шлюзами 83—92 % и эфельным — 1,5—2 %.

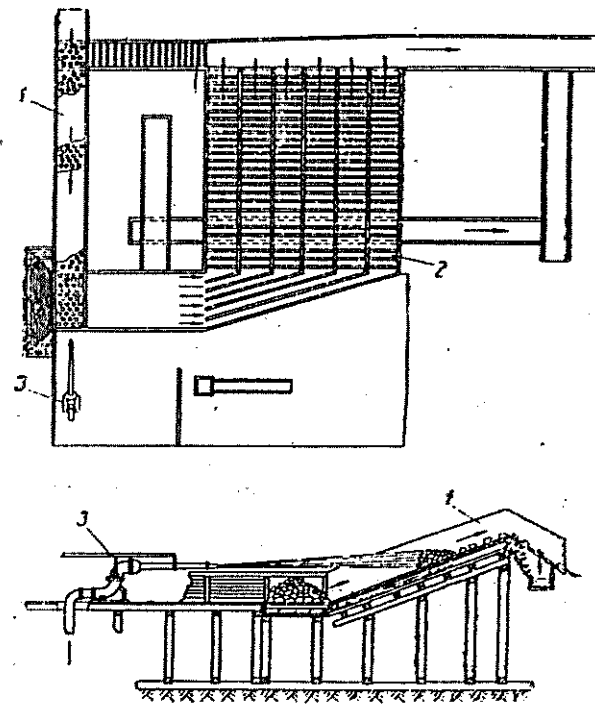


Рис. 72. Установка с гидравлическим вашгердом:
1 — гидравлический вашгерд; 2 — улавливающие шлюзы;
3 — гидромонитор

С верхним продуктом грохочения теряется золота до 8 %. В целях снижения потерь золота с галей в конце наклонного грохота на одной установке был смонтирован подвашгердный уловитель, в результате применения которого потери с галей снизились до 0,6 %.

В последние годы широкое распространение получили шлюзовые установки с дезинтеграцией и классификацией песков в скруббер-бутаре.

Верхний продукт грохочения направляется в отвал, а нижний — обогащается на двух-трех секционных шлюзах. Ширина секции 0,7—0,8 м. Длина шлюзов 12—40 м, их уклон 0,07—0,12.

Шлюзы застилаются обычными подматниками и матами, сверх которых укладываются деревянные или металлические трафареты.

Деревянные трафареты изготавливаются из брусков сечением 16×20 мм или 50×75 мм, которые устанавливаются на расстоянии 60—70 мм друг от друга под углом 45° по течению потока.

Металлические трафареты изготавливают из полосовой стали высотой 60 мм, с расстоянием между полосами 50—60 мм. Угол полос по течению потока составляет 60° . Иногда применяют цельнотянутые трафареты.

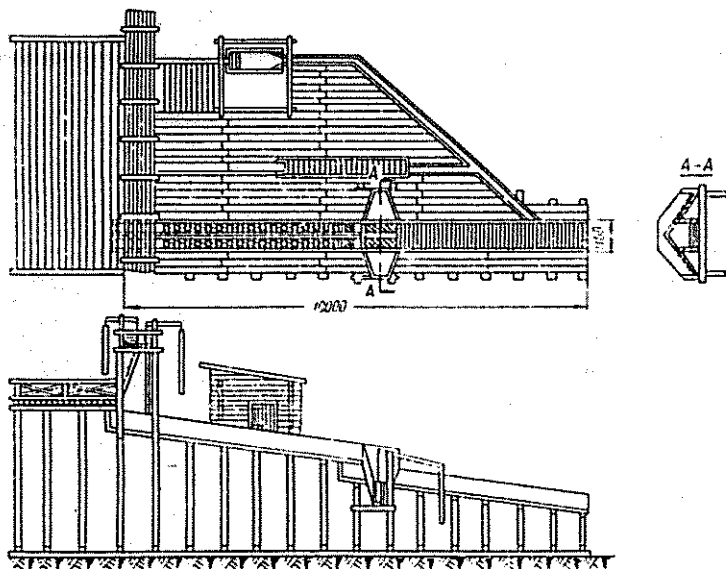


Рис. 73. Кулибина

Для улавливания самородков в конце скруббер-бутары устанавливается дополнительный шлюз длиной 10—12 м, шириной 0,6 м, с уклоном 0,12—0,15.

Извлечение золота и касситерита на таких установках не превышает 90%.

Основные потери происходят с хвостами шлюзов и достигают 7—10%. С верхним продуктом грохочения теряется 0,4—1%.

К установкам II группы относятся так называемые кулибины (рис. 73). Характерным для кулибин является то, что дезинтеграция песков на них осуществляется на головных протирочных шлюзах, выполняющих одновременно функцию улавливающего прибора.

В конце протирочных шлюзов установлен колосниковый или бутарный грохот, нижний продукт которого обогащается на хвостовых (эфельных) шлюзах или подшлюзках.

В отдельных случаях верхний продукт (галя) обогащается на самородкоулавливающем шлюзе.

Дезинтеграция песков на головных протирочных шлюзах производится вручную гребками.

Головные шлюзы состоят обычно из двух секций шириной 0,7—0,8 м, длиной 10—35 м. Уклон шлюзов 0,08—0,16.

Решето, установленное в конце головных шлюзов, имеет ширину от 0,8 до 1,0 м и длину от 0,7 до 1,4 м. Отверстия решета круглые диаметром 12—16 мм, реже 50—100 мм.

Хвостовые улавливающие шлюзы односекционные шириной 0,7—0,8 м, длиной 6—20 м установлены с уклоном 0,08—0,012.

Вместо хвостового шлюза иногда применяют трех-четырёх-секционные подшлюзки, шириной секции 0,7—1,2 м и длиной 6—12 м. Уклон подшлюзков 0,05—0,08.

Головные протирочные шлюзы застилаются подматниками из сукна, каламовыми матами и перфорированными решетками или чугунными ячееными трафаретами.

Хвостовые шлюзы и подшлюзки также застилаются подматниками и матами, покрываемыми сверху цельнотянутыми или уголковыми трафаретами.

Производительность кулибин зависит от степени промывистости песков и колеблется в пределах 10—65 м³/ч. Расход воды на обработку 1 м³ песков составляет 8—20 м³. Удельная нагрузка на 1 м² площади в час: головных протирочных шлюзов 0,4—0,8 м³; решета 2,0—11 м³; хвостовых улавливающих шлюзов 0,2—0,6 м³; подшлюзков 0,2—0,4 м³. Эффективность грохочения 75—90%.

Сполоск шлюзов производится ежедневно, аналогично гидравлическим шлюзам.

Извлечение золота на кулибине обычно составляет 85,0—90% и редко, при крупном золоте, достигает 98,0%.

Основная масса золота (80—93%) улавливается головными шлюзами, хвостовые шлюзы и подшлюзки доизвлекают небольшой процент золота (1—5%).

Распределение золота по длине головных шлюзов приведено в табл. 73.

Таблица 73

Распределение золота по длине головных шлюзов кулибины

№ участка	Длина участка, мм	Крупность золота, мм				
		10—4	4—1	1—0,25	—0,25	Итого
		Распределение золота, %				
1	10,0	100	96,9	90,5	8,4	96,7
2	10,0	—	1,4	7,1	50,0	1,7
3	11,2	—	1,7	2,4	41,6	1,6
Итого	31,2	100	100	100	100	100

Продолжение табл. 73

Продолжение табл. 73

№ участка	Длина участка, мм	Крупность золота, мм				
		10—4	4—1	1—0,25	—0,25	Итого
		Распределение золота, %				
1	11,2	78,2	76,7	57,3	78,0	
2	10,0	9,9	13,8	28,5	11,5	
3	9,1	6,1	5,7	3,7	5,7	
4	6,0	5,6	3,0	9,4	4,0	
5	7,4	0,2	0,8	1,1	0,8	
Итого	43,7	100	100	100	100	

Практика показывает, что кулибны вполне удовлетворительно работают при обогащении песков, содержащих золото крупнее 0,5 мм, но при условии соблюдения нормального режима.

Учитывая низкую эффективность неподвижных грохотов и значительные потери золота с галей, целесообразно на всех кулибнах применять самородкоулавливающие (галечные) шлюзы, даже при отсутствии в песках самородков. На одной из амурских кулибн самородкоулавливающий шлюз донизывал до 6% золота ко всему снятому по установке.

К установкам III группы относятся американский шлюз и ленская кулибна (колода). Они представляют собой шлюз длиной 45—60 м, шириной 0,5—1,0 м, установленный с переменным уклоном: от 0,07—0,08 в головке до 0,12—0,17 в его хвостовой части.

Дезинтеграция песков осуществляется потоком воды, которая подводится по сплоткам.

Классификация песков совершенно отсутствует. Часовая производительность установок колеблется от 6 до 20 м³. Расход воды на 1 м³ песков составляет 12—30 м³.

Извлечение золота не превышает 85%. Установки этой группы применяются все реже и реже.

Для обогащения песков, содержащих касситерит, применяют шлюзы, называемые малайскими шлюзами (пэлонги). Длина их 24—40 м, ширина 1—1,2 м, уклон 0,04—0,08.

Дно шлюзов гладкое без покрытия, роль трафаретов выполняют поперечные пороги (плинтусы) высотой 50—100 мм, устанавливаемые в пазы бортов на расстоянии 1,5—3,5 м друг от друга.

Шлюз работает на грубоклассифицированном материале крупностью —16(20) мм; разжижение в питании равно 8—10. Производительность пэлонга 3,5—4 м³/ч на 1 м его ширины.

Для концентрации на пэлонге материала производится его прогребка гребками вручную по всей длине.

Прогребка совершается следующим образом: задержанный перед порогами материал отгребается к вышенаходящемуся порогу, при этом создаются вихреобразные движения потока воды, которые и выносят легкие минералы, а тяжелые минералы концентрируются у порога. По мере накопления тяжелой фракции у порога последний наращивается. При дальнейшей прогребке нижний слой неперемучивается. Когда все пороги наращены до 300—400 мм, производится сплоск шлюза. Грубая доводка производится непосредственно на пэлонге по секциям, начиная с головной.

Грубый концентрат пэлонга содержит до 30% тяжелой фракции. Степень сокращения на пэлонге достигает 80—100. Выход концентрата колеблется от 1 до 2 %.

Извлечение на малайском шлюзе составляет: касситерита 85—95%, золота 84—96%, циркона 30—50%.

Окончательная доводка концентрата производится на доводочной фабрике, где получают концентрат, содержащий олова до 80%.

Основные потери касситерита и других полезных ископаемых происходят с комьями неразмытой глины.

Пэлонг требует для своего обслуживания двух человек на каждые 3 м длины.

В настоящее время пэлонги вытесняются более совершенными механизированными способами обработки песков.

В зарубежной практике при обогащении песков, содержащих полезные ископаемые, находит применение прибор Денвер-Бекмана. В отечественной практике данный прибор известен под названием автоматических шлюзов.

Автоматические шлюзы модели ША-1 (рис. 74) представляют прибор, состоящий из распределителя пульпы, желоба, отводящего пульпу, резиновых рукавов, отводного бачка для пульпы, пяти дек, распределительных лотков, двух редукторов и электродвигателя.

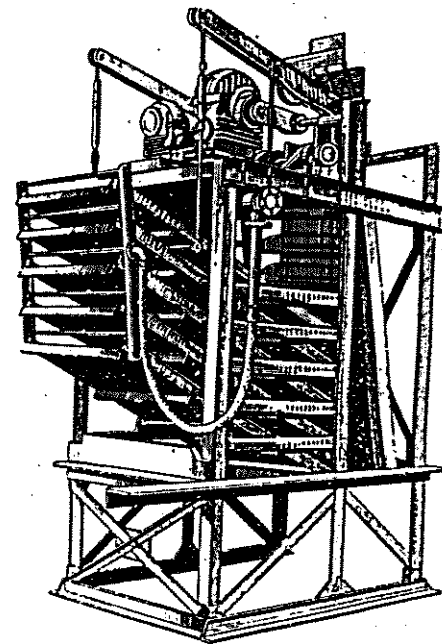


Рис. 74. Автоматические шлюзы (модель ША-1)

Деки размером $0,9 \times 1,8$ м покрыты ковриками из текстолита или резины с вафельной поверхностью. Вид покрытия подбирается опытным путем для каждого минерала отдельно.

В рабочем положении деки наклонены под углом 9° и могут вращаться вокруг горизонтальных осей.

Деки освобождаются от концентрата каждые 5 мин путем автоматического наклона их, с одновременным отключением питания дек от пульпораспределителя и смыванием концентрата. Во время сполоска одного прибора пульпа подается на другие, рядом установленные приборы, так что установка в целом работает непрерывно.

Благодаря периодическому сполоску шлюзы имеют всегда свежее незагрязненное улавливающее покрытие, чем и объясняется высокое извлечение полезных ископаемых, не уступающее концентратным столам.

Количество пульпы, поступающей на деки, регулируется путем установок сменных выпускных втулок распределителя соответствующего диаметра. Максимальное количество пульпы, подаваемой на одну деку, $1,5$ л/сек. Степень концентрации на шлюзах достигает 2000 : 1.

Установка из 10 таких приборов на фабрике Суливан (Канада) перерабатывает фабричные хвосты, содержащие касситерит крупностью $—0,1$ мм и притом в убогих количествах (0,05%). Производительность установки 1100 т/сутки. Все 10 приборов потребляют 3 кВт электроэнергии, обслуживаются 2 рабочими в смену.

Автоматические шлюзы применимы для обогащения песков и старых отвалов, содержащих золото, платину, вольфрамит, касситерит и другие минералы с удельным весом 3,5—8.

Из многочисленных саморазгружающихся шлюзов, находящихся в стадии испытаний, заслуживают внимания шлюз с подвижным резиновым покрытием и металлические саморазгружающиеся шлюзы.

§ 31. Применение шлюзовых приборов

На шлюзовых установках самые высокие показатели по извлечению достигнуты только при обработке золотосодержащих и частично оловосодержащих песков. Однако эти показатели получены на россыпях, содержащих в основном золото крупностью $+0,25$ (0,5) мм и касситерит крупностью $+1$ (2) мм, при хорошо промывистых песках.

При наличии в песках золота крупностью $—0,25$ (0,5) мм, а касситерита крупностью $—1$ (2) мм извлечение не превышает 80% и обычно составляет 40—50%. Полезные ископаемые с удельным весом 3,5—8 на шлюзах улавливаются удовлетво-

рительно, их извлечение не превышает 50% и, как правило, составляет 15—25%.

Из шлюзовых установок, применяемых в современной практике, более удовлетворительные результаты получаются на драгах, имеющих двухъярусные и двухсторонние поперечные шлюзы, на установках скрубберного типа (приборы МПД) и на кулибинах с гидравлическими вашгердами. Однако эти установки не пригодны для обогащения песков с мелким золотом и касситеритом.

Гидравлические шлюзы целесообразно применять на россыпях, содержащих среднее и крупное золото и платину. При этом пески, поступающие на шлюз, должны классифицироваться в голове процесса (на вашгерде, классификаторе) или в середине процесса (на барабанном или шестигранном грохотах). Шлюз следует устраивать двух- или трехсекционный, с обязательной установкой в хвостовой его части подшлюзков.

Кулибины с классификацией материала в середине цикла обогащения по своей конструкции и эффективности работы являются несовершенными обогатительными установками. На данных установках невозможно получить высокие результаты дезинтеграции и классификации среднепромывистых и в особенности труднопромывистых песков. Кулибины подобного типа могут иметь приемлемые результаты по извлечению только крупного и среднего золота в условиях хорошей промывистости песков, при наличии дополнительного галечного шлюза для улавливания сносимого с галей золота.

В отношении американского шлюза и ленской кулибины (колоды) следует отметить, что такие установки в настоящее время применять нецелесообразно, так как примитивность и несовершенство их вполне очевидны.

Даже при наличии хорошо промывистых песков и крупного золота отсутствие классификации на кулибинах вынуждает устанавливать шлюз с повышенным уклоном и применять большие расходы воды на них с целью обеспечения транспортирования крупного материала. Большие уклоны и расходы воды создают неблагоприятный режим на шлюзах и приводят к значительным потерям золота, даже крупностью $+1$ (2) мм.

Необходимо отметить, что в практике еще имеется традиция, в целях увеличения площади улавливания, увеличивать длину шлюзов. Практически доказано, что целесообразнее увеличивать не длину, а ширину шлюзов за счет создания нескольких секций. Использование двух-, трех- и выше секционных шлюзов позволяет, наряду с улучшением режима их работы, проводить учащенные сполоски без остановки процесса обогащения, что больше способствует повышению извлечения, чем увеличение длины шлюзов.

При эксплуатации шлюзовых установок необходимо тщательно следить за режимом работы, не допуская повышенных разжижения, наполнения и поверхностных скоростей.

На месторождениях, содержащих полезные ископаемые с удельным весом 3,5—8, применение шлюзовых установок нецелесообразно. Шлюзы на данных месторождениях следует применять в комбинации с другими, более совершенными приборами в целях улавливания на шлюзах полезных ископаемых крупностью +2 (4) мм.

Шлюзовые приборы, с которых концентрат разгружается автоматически и непрерывно, позволяют часто освежать трафареты, что имеет главное значение для повышения извлечения.

Глава IX ДОПОЛНИТЕЛЬНЫЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ ПЕСКОВ

§ 32. Центробежные концентраты

Центробежные концентраты по конструкции подразделяются на два класса: I — с вращающимися и II — с неподвижными чашами.

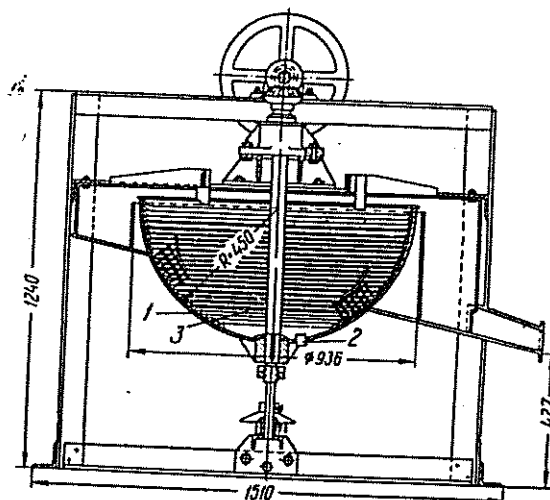


Рис. 75. Чаша Эйнля:
1 — чаша; 2 — резиновая пробка; 3 — резиновые маты

Из концентратов класса I за рубежом получила распространение чаша Эйнля, имеющая форму полушара, диаметром от 300 до 915 мм (рис. 75).

На внутренней поверхности чаша имеет нарифления, выточенные в корпусе, который укреплен на вертикальном валу и вращается со скоростью 90—300 об/мин.

Пески поступают в центр чаши и под действием центробежной силы отбрасываются к периферии. Легкие минералы подни-

маются вверх и сливаются по хвостовому желобу; тяжелые минералы и золото задерживаются между рифлями. Для разгрузки концентрата чаша останавливается.

В зарубежной промышленности чаши Эйслея устанавливают на передвижных мойках.

Мойка представляет собой установку, включающую завалочный люк с колосниковой решеткой для отсева гали крупностью больше 120 мм; бочку для дезинтеграции и классификации, состоящую из двух грохотов: внутреннего — диаметром 500 мм, длиной 1500 мм, с отверстиями 16 мм и наружного — диаметром 580 мм, длиной 1180 мм, с отверстиями 6 мм.

Угол наклона бочки $13^{\circ} 30'$. Чаша Эйслея на небольших мойках имеет диаметр 305—450 мм.

Результаты работы мойки приведены в табл. 74.

Таблица 74

Результаты работы золотомоек Эйслея

Материал	Скорость вращения, об/мин		Расход воды на 1 м ³ песков, м ³	Ж : Т в пита- нии чаши	На- грузка на ча- шу, м ³ /ч	Извле- чение золота, %	Потери золота, %		Произво- дитель- ность мойки, м ³ /ч
	чаши	бочки					с хвос- тами чаши	с галей	
Отвалы	220	26	1,5	6 : 1	0,72	96,4	1,0	2,6	3,2
Отвалы	230	24	1,8	4,9 : 1	1,1	96,3	1,9	1,8	2,4
Легкопром- ышленные пески	228	23	1,6	6 : 1	0,75	93,8	2,7	3,5	3,8
Среднепром- ышленные пески	160	20	2,4	6,8 : 1	0,8	89,4	2,7	7,9	3,3
То же	230	24	2,8	7,1 : 1	0,95	90,4	1,8	7,8	2,4

К классу II относится центробежный концентратор Иргиред-мета (рис. 76). Основными частями его являются неподвижная чаша и лопастной ротор. Чашу и ротор изготовляют с параболическими поверхностями. Ротор состоит из вертикального пусто-телого вала, к которому прикрепляют 12 лопастей.

Размеры концентраторов приведены в табл. 75.

Таблица 75

Размеры центробежных концентраторов II класса

Показатели	Модель	
	лабораторная	полупромыш- ленная
Высота чаши, мм	160	500
Диаметр чаши, мм	400	1000
Высота ротора, мм	140	460
Диаметр ротора, мм	305	880

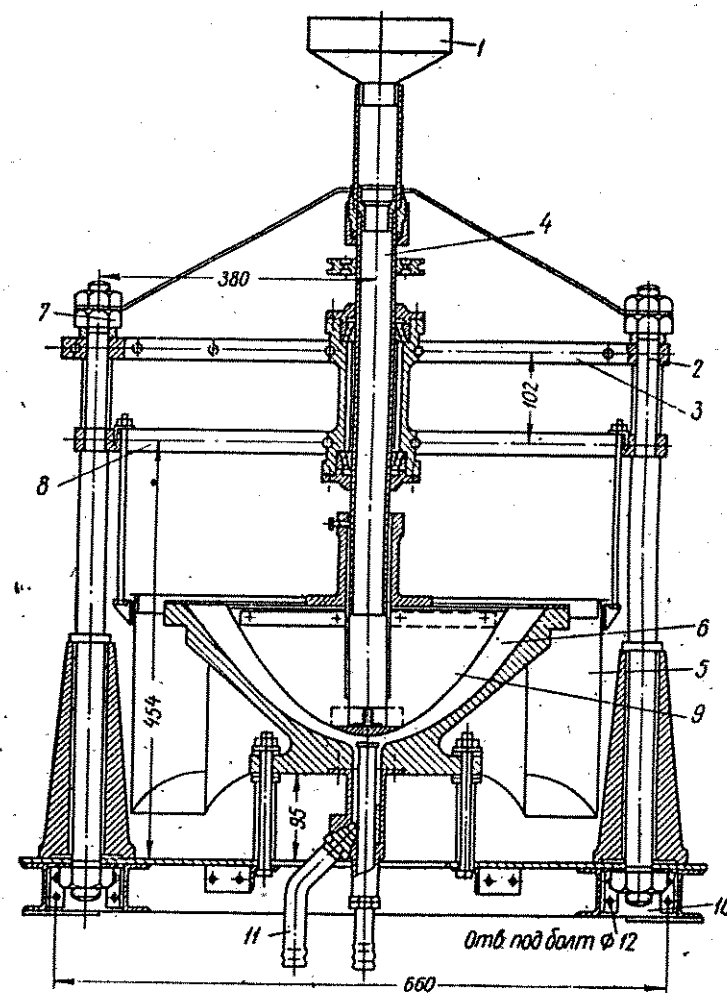


Рис. 76. Концентратор полупромышленного типа:

1 — загрузочная воронка; 2 — стойки; 3 — верхняя опора подшипников; 4 — пустотелый вал ротора; 5 — разгрузочный хвостовой желоб; 6 — чаша; 7 — гайка; 8 — нижняя опора подшипника и подвес для чаши; 9 — ротор; 10 — основание; 11 — трубка для разгрузки концентрата

в наружной стороне. Хвосты разгружаются через регулируемый порог в центре чаши и далее по трубе отводятся в отвал.

Порог имеет высоту 100—150 мм. Концентрат разгружается периодически, без остановки чаши, через отверстие диаметром 35—50 мм.

Наличие в песках глины позволяет иметь в чаше суспензию с удельным весом 1,8—2,0, благодаря чему обеспечиваются разделение тяжелой и легкой фракций и концентрация алмазов в тяжелой фракции. Выход концентрата составляет 3—8%. Извлечение алмазов 95—96%.

§ 35. Обогащение в тяжелых суспензиях

За последние годы в промышленности находит применение метод разделения сырья в тяжелых минеральных суспензиях.

Обогащение в тяжелых суспензиях основано на разности удельных весов минералов, причем разность составляет не менее 0,05—0,1.

Сущность процесса заключается в следующем: тонкоизмельченный порошок тяжелого твердого вещества, например ильменита, ферросилиция, магнетита, пирита, свинцового блеска и др., перемешивается с водой и находится в ней во взвешенном состоянии, образуя суспензию.

В суспензию загружается минеральная смесь; пустая порода, удельный вес которой меньше удельного веса суспензии, всплывает на поверхность, полезные ископаемые с большим удельным весом опускаются на дно.

Процесс обогащения осуществляется в простейших ваннах, конусных и цилиндрических аппаратах и в гидроциклонах.

Достоинствами процесса обогащения в тяжелых суспензиях является простота эксплуатации, точность разделения, незначительная чувствительность применяемых аппаратов к неравномерности в загрузке и к колебаниям в содержании полезных ископаемых, высокая производительность и экономичность.

Технологические показатели зависят от возможности поддерживать удельный вес суспензии постоянным, а ее вязкость — минимальной.

Регулирование устойчивости суспензии, так же как и ее вязкости, производится посредством изменения крупности частиц твердой фазы и температуры суспензии.

Устойчивость суспензии поддерживают путем перемешивания ее.

Обогащение песков в тяжелых суспензиях широко применяется за рубежом при добыче алмазов. В качестве аппаратов на алмазных россыпях применяют простейший конус диаметром 0,4—3,6 м и высотой до 3,0 м, с углом конусности 60°.

Перемешивание суспензии производится вращающимися

на вертикальном валу лопастями, со скоростью 4—9 об/мин. Назначение лопастей не только перемешивание суспензии, но и очистка оседающего суспензоида с бортов конуса и разгрузка концентрата.

Конус имеет обычно две системы питания: в наружной части — глубинное кольцо, в центре — цилиндрический питающий бак, оборудованный серией трубок, погруженных на различную глубину, для обеспечения равномерной плотности суспензии по всему объему конуса.

Материал вводится через кольцеобразный питатель, а суспензия через питающий бункер.

В качестве суспензоида наибольшее распространение получил ферросилиций. Однородность состава ферросилиция обеспечивает постоянство свойств суспензии, а высокая магнитная проницаемость — удобство регенерации (очистка от примесей и сгущение).

По сравнению со свинцовым блеском ферросилиций меньше ошламовывается при измельчении и при перекачке суспензии, а для сгущения его требуется меньшая площадь сгустителей.

Крупность ферросилиция зависит от допустимой разности удельных весов верхних и нижних слоев суспензии. Если целью обогащения является выделение отвальных хвостов, то разность должна быть минимальной, при получении чистых концентратов за счет снижения извлечения может быть принята большая разность удельных весов (около 0,1).

Для получения суспензии высокого качества применяют ферросилиций с удельным весом 6,8—7,0, твердостью 6—7,5 (по Моосу). Ферросилиций должен содержать: кремния 10—20%, железа 80—90%. Более высокое содержание кремния ухудшает магнитные свойства и затрудняет регенерацию ферросилиция; при более низком содержании кремния он плохо дробится и сравнительно легко окисляется. Ферросилиций плохо смачивается, поэтому перед применением его тщательно перемешивают с водой.

В практике расход ферросилиция, с учетом его регенерации, составляет 100—150 г/т руды.

В качестве суспензоида применяется ферросилиций удельного веса 6,8, измельченный до 45% — 0,043 мм. Для получения суспензии удельного веса 2,9 ферросилиций смешивается с водой в отношении 1:3,3. При такой плотности суспензии обеспечивается удаление основной массы песков с удельным весом 2,7.

Регенерация суспензии производится обычно следующим образом: слив конуса поступает на двухдековое сито, с отверстиями 8 и 2 мм.

Концентрат конуса отмывается от ферросилиция на однодековом сите.

Вода после отмывки слива и концентрата конуса вместе с отмытым ферросилицием и породой крупностью 2 мм направляются в сгуститель. Перед сгустителем смесь проходит через магнитный блок, где ферросилиций намагничивается, благодаря чему он легко флокулирует и осаждается в сгустителе. Слив сгустителя возвращается в процесс, сгущенный материал насосом подается к магнитным сепараторам.

На сепараторах получают две фракции: немагнитную (пустую породу), направляемую в отвал, и магнитную (ферросилиций), поступающую в спиральный классификатор.

На разгрузочном конце классификатора ферросилиций проходит через размгничивающую катушку, во избежание его флокуляции в дальнейшем процессе. Регенерированная суспензия возвращается в конус.

Плотность суспензии контролируется каждый час путем взвешивания сосуда емкостью 500 мл с пробам, взятыми в верхней и нижней частях конуса. Плотность суспензии регулируется в спиральном классификаторе. Для того чтобы получить плотную суспензию, вал классификатора опускается и спираль снимает более толстый слой осевшего на дно корыта ферросилиция. При слишком плотной суспензии вал поднимается и некоторое количество ферросилиция осаждается на дне.

Для обогащения алмазосодержащих россыпей представляет интерес практика работы рудных предприятий. Так, например, на руднике Премьер применяется ферросилиций марки 65 с удельным весом 7, измельченный до 40% — 0,043 мм. Суспензия поддерживается в верхних слоях конуса с удельным весом 2,87, в нижней части от 2,97 до 3,05. Такая суспензия позволяет отделять алмазы с удельным весом 3,5 от «голубой земли» с удельным весом 2,7. Слив конуса поступает на два дренажных сита: суспензия возвращается в конус, верхний продукт отмывается на других двух ситах.

На ситах одновременно с отмывкой мелочи 1,6 мм с остатками приставшего ферросилиция производится отсев класса 25—10 мм.

Концентрат конуса дренируется на сите с отверстиями 1,6 мм; верхний продукт промывается на сите и направляется на дальнейшую обработку. Нижний продукт крупностью 1,6 мм после отмывки концентрата и слива конуса сгущается; слив сгустителя возвращается в процесс, сгущенный продукт подвергается магнитной сепарации для регенерации ферросилиция.

На руднике Вильямсон (Танганьика) применяется суспензия, состоящая из 80—85% тонкоизмельченного ферросилиция и 20—15% воды. Удельный вес суспензии 2,9.

Концентрат и слив конуса дренируются на отдельных ситах. Нижний продукт поступает на сито с отверстиями 0,99 мм для дренирования излишней воды, материал крупностью 1,65—

0,99 мм смешивается с магнетитовой суспензией (75% тонкоизмельченного магнетита и 25% воды) и насосом подается в гидроциклон, где в концентрат выделяется до 0,5% материала, содержащего алмазы.

Слив гидроциклона (99,5%) дренируется на сите: верхний продукт удаляется в отвал, нижний (суспензия) возвращается в процесс.

§ 36. Самородкоуловители

В россыпях находятся самородки полезных ископаемых, достигающие иногда значительных размеров и веса. Классифицирующие приборы современных обогащательных установок имеют отверстия, не превышающие 20—25 мм, в результате чего самородки теряются с верхним продуктом грохочения.

Для эффективного улавливания самородков золота и платины было предложено и испытано много конструкций самородкоуловителей, которые можно разделить на три класса по принципу использования различных физических свойств: I класс основан на различии удельных весов золота и пустой породы; II класс — высокой электропроводности золота; III класс — электромагнитного резонансного контура.

Из всех самородкоуловителей I класса широкое промышленное использование нашли самородкоулавливающие шлюзы, которые, в отличие от обычных шлюзов, покрываются трафаретами с крупными ячейками, высотой до 70 мм. Длина шлюзов 10—12 м, ширина 60—70 см, уклон 12—15°. На шлюзы поступает материал крупностью +16 мм и более.

Самородкоулавливающие шлюзы дополнительно извлекают значительное количество крупного золота. Так, на одной 210-литровой драге в течение 6 месяцев работы было извлечено 8,3% крупного золота от всего намытого драгой.

Ко II классу относится самородкоуловитель М. В. Мясникова, представляющий собой щит, смонтированный в дно галечного лотка и состоящий из ряда стальных полос-контактов. При замыкании самородком контактов конец щита опускается вниз и материал вместе с самородком попадает в специальный бункер.

Самородкоуловители II класса распространения не получили.

К III классу относятся самородкоуловители типа ЭСУ и ЭСУ-2 с применением электромагнитного резонансного контура.

Самородкоуловитель типа ЭСУ работает по схеме, представленной на рис. 79.

Верхний продукт грохочения пропускается через деревянный лоток с резиновой футеровкой. На лотке укреплен катушка-

датчик. Как только в поле катушки попадает металл, срабатывают радиотехнические устройства и электромагнит прямого действия получает импульс.

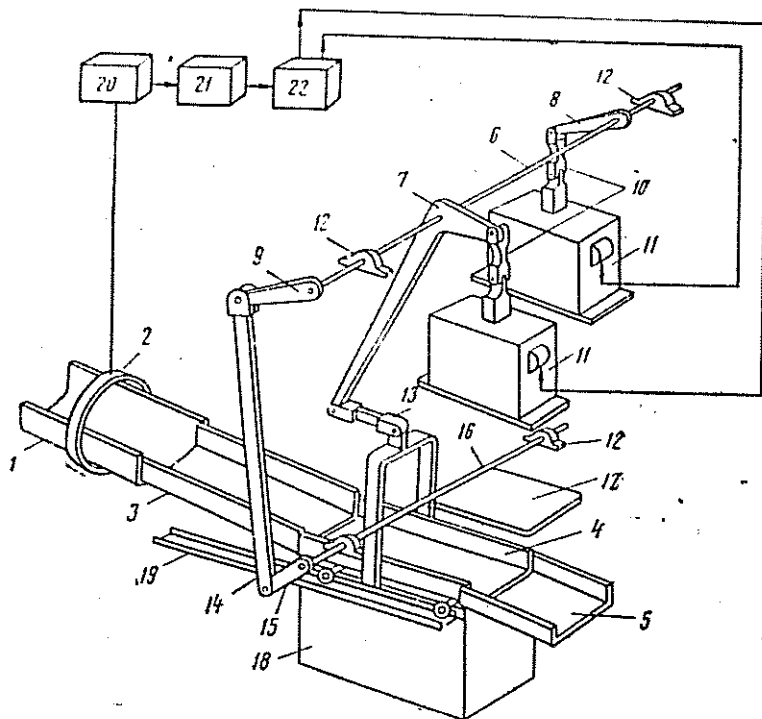


Рис. 79. Схема самородкоуловителя ЭСУ для золота:

1 — галечный лоток; 2 — катушка-датчик; 3 — промежуточный лоток; 4 — каретка; 5 — концевой лоток; 6 — вал; 7, 8 — тяги электромагнитов; 9 — тяга рычага заслонки; 10 — соединительные накладки электромагнитов; 11 — электромагниты прямого действия; 12 — подшипники; 13 — соединительная накладка каретки; 14 — штанга вала заслонки; 15 — рычаг вала заслонки; 16 — вал заслонки; 17 — заслонка; 18 — приемный бункер; 19 — рельсы; 20, 21, 22 — радиотехническое устройство

В результате работы механической системы часть породы с металлом попадает в бункер. Основным недостатком самородкоуловителя ЭСУ является улавливание всех металлов, в том числе и черных. Этот недостаток был устранен в приборе типа ЭСУ-2 путем установки дополнительного датчика — индикатора железа, который нечувствителен к самородкам золота.

Черные металлы регистрируются индикатором железа, который, сработав, выключает катушку-датчик для самородков золота на время прохождения через нее кусков черных металлов.

При испытаниях в производственных условиях в течение одного промывочного сезона ЭСУ-2 было уловлено 20 самородков весом от 50 до 1200 г.

Для улавливания самородков касситерита Г. П. Никоновым предложен самородкоуловитель, показанный на рис. 80.

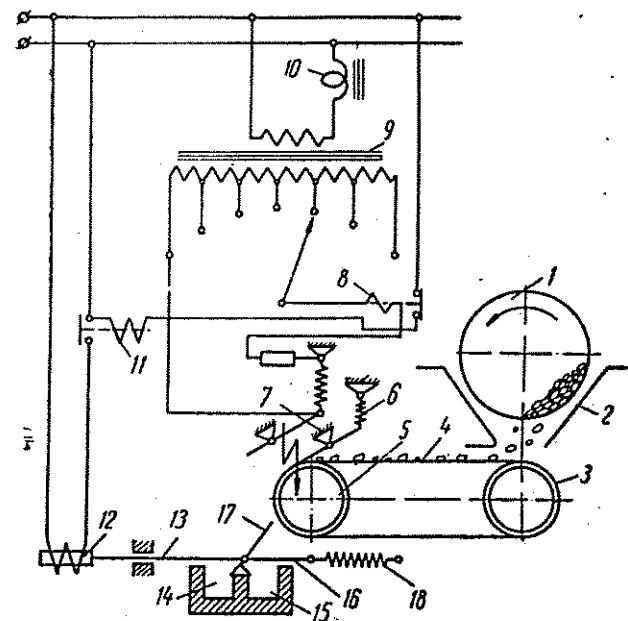


Рис. 80. Схема самородкоуловителя для касситерита Г. П. Никонова:

1 — барабанный грохот; 2 — бункер грохота; 3 — ведущий барабан конвейера; 4 — конвейер; 5 — ведомый барабан; 6 — пружинные контакты; 7 — подвижные контакты (подвесные); 8 — токовое реле; 9 — автотрансформатор; 10 — дроссель; 11 — магнитный пускатель; 12 — соленоид; 13 — направляющий стержень соленоида; 14 — желоб пустой породы; 15 — желоб для касситерита; 16 — тяга мостика; 17 — подвижная заслонка; 18 — пружина мостика

Работа самородкоуловителя заключается в следующем. Материал после классификации в барабанном грохоте на классы 160—90 мм, 90—50 мм и 50—30 мм направляется в дозаторы. Пройдя дозаторы и направляющую часть канала, галля поступает на ленточный конвейер и переносится на контактную часть мостика. На конце контактного мостика закреплены пружинящие токовые контакты высокого напряжения (8000 В).

На токовых контактах галля подвергается действию электрического тока. Пустая порода, имеющая большое омическое сопротивление, проходя через контактную часть мостика, не вызывает достаточного импульса для срабатывания исполнитель-

ного токового автомата и скатывается в желоб пустой породы. Касситерит, обладающий низким омическим сопротивлением, проходя контактную часть мостика, вызывает достаточный импульс, который заставляет срабатывать автомат исполнительного механизма, направляющего самородок касситерита в желоб. Дальнейшая транспортировка гали производится обычными ленточными конвейерами.

§ 37. Жировой процесс

Для извлечения алмазов из концентратов алмазных чаш, отсадочных машин и тяжелых суспензий за рубежом широкое применение получил жировой процесс.

Концентраты поступают на стационарные качающиеся или вибрирующие столы, поверхность которых смазана вязким жиром.

Процесс подготовки концентратов заключается в том, что материал предварительно промывается и классифицируется, затем направляется в цилиндрический сосуд (кондиционер). Вместе с концентратами в кондиционер поступает 3%-ный раствор китовой ворвани, содержащей от 4 до 70% жирной кислоты. Раствор подщелачивается каустической содой (едким натром) до $pH = 11-12$. Время пребывания материала в кондиционере 3—4 мин.

На 1 т концентратов расходуется: ворвани 450 г, каустической соды 38 г. Подготовленный материал отмывается на сите от избытка ворвани и каустика и поступает в приемник жировой ленты.

Жировая лента представляет собой бесконечную резиновую ленту шириной 600 мм, огибающую два барабана, расположенных друг от друга на расстоянии 2,1 мм. Скорость движения ленты 200—350 мм/мин.

Лента устанавливается под углом 12°. На переднем ее конце имеется электрически подогреваемый скребок для снятия верхнего слоя жира; на заднем конце — питательный приемник с элементами для подогрева жировой массы.

Снятый скребком жир направляется в кипящую воду, где жировая масса всплывает на поверхность, а алмазы оседают на дно сосуда. Жир возвращается в приемник, в подогретом состоянии наносится на поверхность ленты.

При обработке алмазных песков в Сиерра Леоне поверхность ленты покрывалась слоем жира толщиной до 3 мм, состоящего из 45% петроценового воска и 55% вазелина.

На руднике «Премьер» применяют три сорта жира, в зависимости от крупности питания и температуры воздуха. Основными составляющими жировой массы являются тяжелое желтое нефтяное желе (температура плавления 55°С) и красное

нефтяное желе (температура плавления 45°С). Эти продукты в зависимости от условий смешиваются в отношениях 50:50, 40:60 и 30:70.

§ 38. Амальгамация

Амальгамация — процесс извлечения частиц металлов ртутью из рудной пульпы, основанный на избирательном прилипании. Ртуть, соприкасаясь с частицами металла, избирательно смачивает их на границе раздела с водной фазой. Первый момент улавливания металла состоит в смачивании ртутью или в прилипании к ней, за ним следует образование амальгамы вследствие диффузии ртути в частицы извлекаемого металла [71].

Амальгама, получаемая в производственных условиях, представляет собой дисперсную систему. Жидкая фаза последней — это раствор различных металлов в ртути. В жидкой фазе диспергирована твердая фаза, состоящая из лигатурных металлических частиц, полностью или частично химически соединенных со ртутью. Состав твердой части амальгамы, получаемой из жидкой отжимом избытка ртути, колеблется в широких пределах, нередко отношение золота к ртути в твердой части амальгамы бывает близко 1:2 [71].

Амальгамы, образованные мелкими частицами золота, содержат больше ртути, чем образованные крупными частицами, так как мелкие частицы удерживают значительное количество ртути на большой поверхности дисперсной фазы. С увеличением содержания в золоте серебра повышается содержание ртути в отжатой амальгаме [71].

В практике обогащения россыпей, содержащих золото и платину, амальгамация применяется на шлюзовых установках и при обработке грубых концентратов и шлихов.

Ртуть заливается на шлюзы в процессе их работы при любых трафаретах, но с обязательным применением матов и подматников, чтобы ртуть удерживалась в карманах трафаретов.

Применение ртути на шлюзах значительно повышает извлечение золота, особенно мелкого и среднего, и позволяет увеличить время между сполосками (табл. 76).

Таблица 76
Извлечение золота на 210-литровой драге с поперечными шлюзами и отсадкой

Вид покрытий шлюзов	Извлечение, %		
	поперечные шлюзы	отсадочные машины ОМДСД	Всего
Резиновые коврики с ртутью	76,5—82,0	20,1—15,4	96,6—97,4
То же, без ртути	50,0—65,0	43,0—30,1	93,0—95,1

Существенное значение для применения амальгамации на шлюзах имеет крупность песков. Лучшие результаты получают при исходном материале крупностью —12 (16) мм и мельче.

Расположение ртутного покрытия по длине шлюзов определяется крупностью золота. Если наряду с мелким золотом имеется значительное количество крупного, которое оседает в головке шлюзов, то ртутное покрытие производится в средней или концевой части шлюзов. При наличии золота только мелкого и среднего ртутное покрытие делается в головке шлюзов.

Сполоск участков шлюзов, залитых ртутью, целесообразно производить отдельно от участков, не залитых ртутью. При снятии ртутного покрытия перебуторка шлюзов не производится: маты осторожно снимаются и смываются в ларь.

Золото довольно редко имеет чистую поверхность и покрыто пленками окислов и силикатов, поэтому в большинстве случаев концентраты, снятые со шлюзов, подвергаются механической или химической обработке.

Механическая обработка производится в мельнице с шарами, химическая — в щелочной или кислой среде. Щелочная среда создается добавлением в пульпу извести в виде известкового молока. Кислая среда создается добавлением серной кислоты 3—5%-ного раствора.

Для трудноамальгируемого золота используется натриевая амальгама (3%-ный раствор металлического натрия в ртути).

Амальгамация подготовленных концентратов осуществляется в амальгаматорах типа Гибсона, Титана, амальгамационных бочках и амальгамационных шлюзах.

Амальгаматоры типа Гибсона и Титана широко распространены за рубежом, особенно на драгах.

В отечественной практике амальгамация концентратов осуществляется в бочках и на шлюзах.

Амальгамационные бочки применяются тяжелого и легкого типов (табл. 77); устанавливаются они в сочетании с гидроловушкой и ворсистым шлюзом.

Таблица 77
Характеристика амальгамационных бочек

Показатели	Тип бочки	
	тяжелый	легкий
Внутренний диаметр, мм	800	600
Длина, мм	1200	800
Рабочий объем, м³	0,6	0,22
Скорость вращения, об/мин	25—35	22—30

При амальгамации в бочке соблюдаются следующие правила:

а) объем загружаемого материала не превышает более 1/3 объема бочки; б) отношение Ж:Т = 1,5 (1) : 1; в) количество ртути 2—3% от веса амальгируемого материала; г) время агитации 2—4 ч.

Результаты работы амальгамационных установок на драгах приведены в табл. 78.

Таблица 78
Результаты работы амальгамационных установок на драгах

Продукты	Распределение золота, %		
Концентрат гидроловушки (амальга-ма)	87—88	95—97	84—85
Концентрат ворсистого шлюза	8—9,5	2,8—4,0	8—9
Хвосты ворсистого шлюза	3,5—4,0	0,2—1,0	6—8

Учитывая несовершенство гидроловушек и ворсистых шлюзов, в Иргиредмете сконструирован коробчатый амальгамоуловитель, предназначенный для отбивки амальгамы из продуктов амальгамационных бочек (рис. 81).

Коробчатый амальгамоуловитель состоит: из каркаса, амальгамоулавливающей коробки, механизированного питателя, приводного механизма и системы шлангов для воды.

Амальгамоулавливающая коробка устроена с двойным дном. Верхнее дно с отверстиями 1,5 мм имеет уступ, образующий своего рода «ловушку». Коробка шарнирно подвешивается к каркасу прибора и посредством эксцентрикового привода получает возвратно-поступательное движение.

Система питания коробки водой состоит из распределительной трубки и четырех шлангов: один подводит воду от магистрали, два шланга для подачи подрешетной воды в бункер коробки и один — для подачи смывной воды. Работает прибор следующим образом: проамальгамированный концентрат питателем равномерно загружается через воронку в амальгамоуловитель, в котором происходит отделение амальгамы от основной массы концентрата. Хвосты разгружаются через сливной желоб коробки, установленной под углом 2—3° в сторону разгрузки. Разгрузке материала способствуют также продольные качания коробки и водный поток.

Амальгама, имеющая наибольший удельный вес, концентрируется в нижних слоях и почти вся оседает в «ловушке» прибора.

Режим работы прибора следующий:

1. Производительность 500—600 кг/ч.

2. Расход воды:

а) подрешетной в первый бункер — 0,1 л/сек;

- б) общей подрешетной — 0,2 л/сек;
 в) смывной — 0,02 л/сек.
 3. Количество качаний — 300 в 1 мин.
 4. Величина колебания — 1—2 мм.

При указанном режиме работы практически извлечение амальгамы и ртути составляет 99—99,5%.

Достоинствами амальгамоуловителя являются: малые размеры при сравнительно высокой производительности; небольшой расход воды; несложность конструкции и обслуживания; практически полное улавливание непроамальгированного золота и амальгамы; низкие потери ртути, не превышающие 0,5—1,0%.

На многих драгах и обогатительных фабриках применяют неподвижные и сотрясательные амальгамационные шлюзы (табл. 79).

Таблица 79
Характеристика амальгамационных шлюзов

Показатели	Неподвижные		Сотрясательные	
	большие	малые	большие	малые
Длина шлюза, м	4,0	4,0	4,5	2,16
Ширина шлюза, м	2,0	1,0	1,55	0,74
Уклон, град.	6—6,5	6—6,5	4,0	4,5
Число качаний в 1 мин.	—	—	180—200	180—200
Амплитуда качаний, мм	—	—	10—12	10—12
Рабочая площадь, м ²	8,0	4,0	7,0	1,6
Основные размеры, м:				
длина	5,1	5,1	6,1	3,3
ширина	2,2	1,2	1,92	1,1

Неподвижные амальгамационные шлюзы представляют собой желоба, покрытые амальгмированными медными листами. В головной части их имеется распределительное устройство для равномерной подачи тонкого слоя поступающей пульпы. В дне шлюза делают несколько промежуточных карманов (ловушек); в конце шлюза имеется дополнительная ловушка.

Практика показывает, что промежуточные и концевые карманы не обеспечивают полноты улавливания сносимой со шлюзов ртути и амальгамы. Поэтому производится дополнительная застилка матами желобов, транспортирующих хвосты шлюзов.

При работе на крупном материале шлюзы применяются без промежуточных карманов, так как последние забиваются.

При крупнозернистом материале шлюз разбивают на ряд уступов с небольшими порогами (30—50 мм) между ними.

Неподвижные шлюзы просты, не требуют энергии, но недостаточно эффективны, плохо улавливают тонкое золото и непригодны для материала с большим содержанием тяжелых минералов, которые, оседая на поверхности шлюзов, препятствуют контакту золота с ртутью. Удельная нагрузка на 1 м² амаль-

гамируемой площади шлюзов зависит от характера золота, количества тяжелых минералов и колеблется от 0,1 до 0,2 м³/ч.

Как показала практика, увеличение длины шлюзов более 5—6 м решающего значения не имеет, а эффективность их работы зависит в большей степени от ширины шлюза, так как широкий шлюз способствует созданию более тонкого слоя поступающей пульпы, а следовательно, и лучшему контакту золота с ртутью.

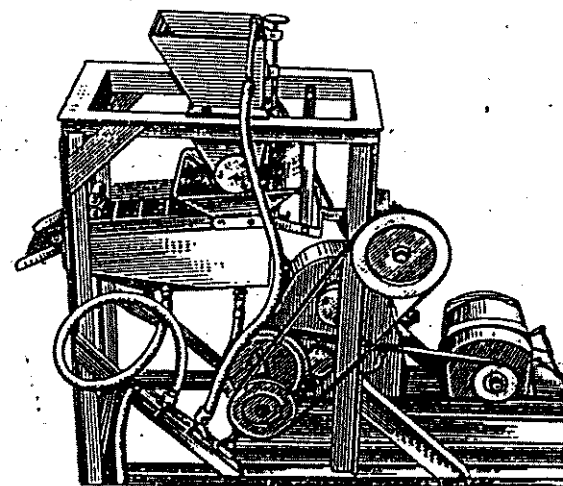


Рис. 81. Общий вид коромыслового амальгамоуловителя

Уклон шлюза выбирается в зависимости от характера материала, его крупности и Ж:Т.

Сотрясательный амальгамационный шлюз представляет собой желоб, покрытый медными листами, установленный на станине концентрационного стола.

Для загрузки материала служит бункер, позволяющий регулировать равномерное поступление материала по ширине шлюза тонким слоем; внутри бункера имеется труба с отверстиями для подачи воды. Регулировка процесса производится изменением угла наклона шлюза и Ж:Т в питании.

При работе целесообразно иметь больший уклон шлюза при меньшем количестве воды.

При работе амальгамационных шлюзов решающее значение имеет тщательная подготовка медных листов.

Листы применяют из электролитной меди толщиной 3—5 мм, их покрывают ртутью из расчета 60—65 г на 1 м². Для улучшения условий покрытия ртутью медные листы предварительно обжигают при температуре 300—350° с медленным охлажде-

нием. Затем лист очищается от окислов до появления светлой металлической поверхности. Очистку листов производят мокрым мелким речным песком, к которому добавляется хлористый аммоний. Иногда очистку листов производят слабой азотной кислотой.

Листы после протирки обмывают водой и затем 2,5-процентным раствором цианистого натрия, давая этому раствору некоторое время задержаться на поверхности. Приготавливают смесь мелкоизмельченного кирпича с равной частью нашатыря и небольшого количества ртути и втирают ее щеткой до тех пор, пока весь лист не покроется амальгамой. Через некоторое время поверхность листа промывают теплой водой и производят натирку ртутью до образования амальгамы. Важно, чтобы на поверхности листа не получилось хрупкой амальгамы или избытка ртути.

Амальгамированные листы через 6—12 ч работы снова натирают ртутью, кроме того производят обрызгивание поверхности листа ртутью.

Амальгаму с листов снимают периодически при помощи резиновых или кожаных скребков.

Перед снятием амальгамы листы предварительно обрабатывают добавочным количеством ртути. При снятии амальгамы с листов необходимо, во избежание окисления, оставлять ее тонкий слой. Полностью амальгама снимается при генеральной съемке. Для этого листы погружают в ванну с горячей водой, подогреваемую паром или огнем. Размягченная амальгама легко снимается резиновым скребком. После генеральной съемки лист снова покрывается амальгамой и вводится в эксплуатацию.

В случае появления на листе налетов «больные места» промывают 2,5-процентным раствором цианистого натрия, после чего натирают натриевой амальгамой.

Снятую с листов амальгаму очищают от содержащихся в ней шлаков и металлических примесей, добавляют к ней некоторое количество ртути и растирают в фарфоровой или чугунной ступке с горячей водой. Шлихи, песок и другие примеси при этом смываются, железо отделяется магнитом.

Очищенную амальгаму отжимают от избытка ртути через замшу или плотное полотно при помощи гидравлического пресса. Фильтрат представляет жидкую ртуть, остаток — твердую амальгаму, содержащую золото.

Отжатая амальгама, содержащая 40—60% золота и 60—40% ртути, загружается в изложницы, которые затем помещаются в ретортные печи для отпарки ртути (рис. 82).

Перед началом отпарки реторта плотно закрывается. Вся система должна быть герметична во избежание выделения паров ртути.

Процесс отпарки заключается в медленном подогреве ре-

тарты до температуры 500° С; затем температура интенсивно повышается до 800—850° С и сохраняется в течение 1—2 ч. При температуре 310° начинается разложение химического соединения золота с ртутью; при температуре 357° — кипение ртути; при температуре 800—850° происходит относительно полное выделение ртути из амальгамы.

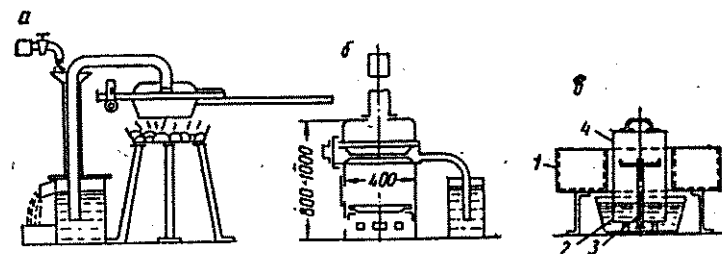


Рис. 82. Выпариватели ртути:

а — металлическая тарелка с крышкой; б — ретортная печь; в — жаровня; 1 — жаровня; 2 — таз с водой; 3 — стойка; 4 — колпак (крышка)

Соблюдение описанных условий отпарки обеспечивает конечное содержание ртути в отпаренной амальгаме до 0,1%.

Полученное черновое золото является в ряде случаев конечным продуктом предприятий и исходным сырьем для аффинажного завода.

При отпарке в ретортах пары ртути отводятся по трубке в холодильник, где и конденсируются. Отогнанная ртуть возвращается в процесс.

Как известно, амальгамация и особенно отпарка ртути связаны с выделением ядовитых паров ртути, поэтому создание безопасных условий труда при отпарке ртути имеет первостепенное значение.

§ 39. Приборы для выделения золота из первичных концентратов:

Первичные концентраты, получаемые со шлюзов, отсадочных машин и винтовых сепараторов, в целях выделения из них золота или подготовки для амальгамации в бочках или других амальгамационных приборах обрабатываются на концентрационных столах, бутах или вашгердах.

Бутара (рис. 83) представляет собой шлюзовый прибор, в дно головной части которого вмонтирован неподвижный грохот с отверстиями диаметром 12—16 мм.

Концентрат загружается на грохот и протирается вручную гребком. Верхний продукт грохота (галья) просматривается и сбрасывается в отвал. Нижний продукт грохота (эфель) поступает на плоскони (обороты), имеющие уклон 0,03—0,04, затем на основной шлюз, установленный с уклоном 0,1—0,2.

Плоскости и шлюз покрываются ворсистыми матами с цельнотянутой решеткой или панцирной сеткой.

В результате работы бутары получают два продукта: хвосты и концентрат (серый шлик). Хвосты обычно направляются в отвал, концентраты собираются и обрабатываются на вашгерде.

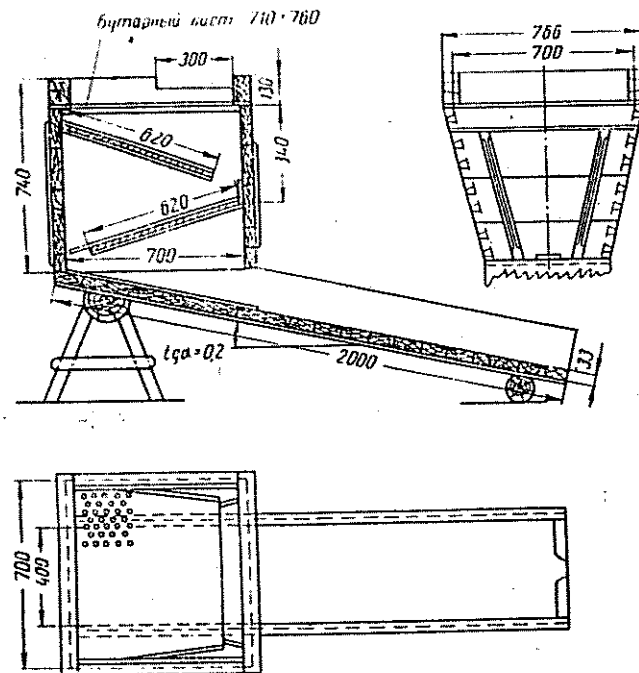


Рис. 83. Бутара

Объем первичного концентрата, поступающего на бутару, колеблется от 0,3 до 2,0 м³ за смену, но может быть и больше при генеральных сполосках, когда смена первичного концентрата производится со всех обогатительных устройств. На бутаре объем концентрата (серого шлика) составляет $\frac{1}{20}$ — $\frac{1}{250}$ часть от первичного шлюзового концентрата.

Извлечение золота на бутаре достигает 98,8—99,9%.

Незначительный процент потерь золота с хвостами бутары не всегда свидетельствует о хорошей ее работе, так как абсолютное количество золота в хвостах составляет несколько десятков граммов. В таких случаях следует или улучшить режим работы бутары или собирать хвосты ее для последующей обработки с целью доизвлечения остающегося золота. Производительность бутары не превышает 0,3—0,4 м³/ч, что обеспечивает нагрузку на 1 м² рабочей площади 0,1—0,2 м³/ч.

при увеличении производительности резко повышаются потери золота в хвосты.

Исследовательскими работами установлено, что основными причинами, вызывающими потери золота на бутаре, являются:

а) отсутствие интенсивного перемешивания концентрата в ларе, что обуславливает неполную амальгамацию золота с ртутью;

б) чрезвычайно большая нагрузка на 1 м² площади бутары и неравномерность подачи материала, особенно при загрузке лопатой или ендовкой;

в) неравномерная подача воды и ненормальное разжижение;

г) небрежность процесса доводки, особенно прогребания материала на грохоте и шлюзе при большой удельной нагрузке.

Вашгерд или доводной станок (рис. 84) представляет собой короткий, но широкий шлюз, установленный с уклоном 0,01—0,02. Предназначен он для окончательной доводки концентрата бутары (серого шлика).

В головной части вашгерда имеется две перегородки: одна не доходит до дна, другая не доходит до верха. В промежуток между первой перегородкой и стенкой вашгерда поступает вода, которая переливается тонким слоем через вторую перегородку и растекается по плоскости вашгерда.

Концентрат бутары загружается в головную часть вашгерда порциями по 15—20 л, перемывается водой с прогребкой ручными гребками и металлическими щетками.

На вашгерде получают черновое золото или амальгама, если до этого применялась ртуть, и хвосты (доводные или черные шлик).

Извлечение золота на вашгерде достигает 99,9%. Абсолютные потери золота за доводку составляют несколько десятков граммов. Ввиду того, что хвосты вашгерда собираются и направляются в присловую лабораторию для дальнейшей обработки, потери золота с ними не считаются безвозвратными.

Основные показатели работы бутары и вашгерда приведены в табл. 80.

Доводка концентратов на бутаре и вашгерде является трудоемкой операцией. Качество доводки зависит в значительной

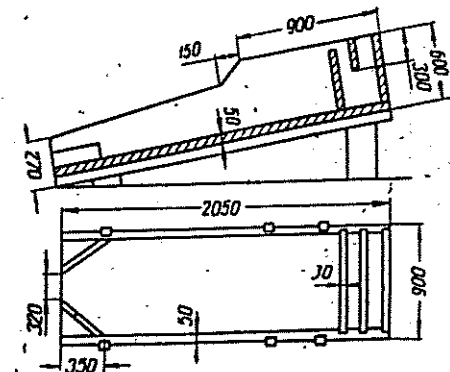


Рис. 84. Вашгерд

Таблица 80

Характеристика работы доводных аппаратов

Объем первичного концентрата, т	Бугарь				Вашгерд
	Производительность, м ³ /ч	Объем получаемого концентрата, т	Степень сокращения	Извлечение золота, %	Извлечение золота, %
646	0,9	28,3	23,0	99,7	99,8
351	0,5	16,2	21,6	99,8	98,5
680	0,7	13,0	52,3	99,9	95,9
1000	0,5	16,7	15,0	99,6	99,7
351	1,2	18,0	20,0	98,8	99,6

степени от индивидуальных способностей и квалификации доводчиков.

В последние годы для доводки первичных концентратов стали применять концентрационные столы СС-1 и СС-2.

На столы поступает концентрат крупностью — 2(4) мм. Материал крупностью +2(4) мм доводится на вашгерде.

На столе выделяются концентрат (золотая головка), промпродукт и отвальные хвосты. Концентрат стола после выделения из него части золота в чашках, на лотке или вашгерде объединяется с промпродуктом стола и подвергается амальгамации в бочках. Хвосты стола направляются в отвал.

Извлечение золота на столах при производительности стола СС-1 0,2—0,3 м³/ч и СС-2 0,6—0,7 м³/ч достигает 99,9%.

§ 40. Приборы для получения селективных концентратов

При разработке золотосодержащих россыпей наряду с золотом во многих случаях получают коллективные концентраты, содержащие спутники золота: касситерит, вольфрамит, шеелит, ильменит, рутил, циркон и многие другие тяжелые ценные минералы. При разработке шлиховых и комплексных россыпей концентраты получают коллективные, содержащие несколько ценных шлиховых минералов: циркон — рутил — ильменит; ильменит — касситерит — вольфрамит и т. п.

Коллективные концентраты не могут быть подвергнуты металлургическому переделу, предварительно они должны быть разделены на мономинеральные (селективные) концентраты с требуемой для металлургии кондицией.

Поступающие на доводку коллективные концентраты представляют собой сложные минералогические комплексы, в состав которых входят отдельные группы минералов, имеющих близкие свойства: удельный вес, магнитную восприимчивость, электропроводность, диэлектрическую постоянную и т. п.

Разделение таких коллективных концентратов на селектив-

ные достигается путем различных операций доводки. К ним относятся концентрация на столах, магнитная и электрическая сепарация и др.

Магнитные сепараторы

Магнитная сепарация получила широкое распространение при разделении коллективных концентратов на селективные.

Принцип магнитного обогащения основан на использовании различия в магнитной восприимчивости разделяемых минералов.

Магнитная восприимчивость минералов является основным физическим свойством, определяющим их поведение в магнитном поле сепаратора. При этом различают объемную и удельную магнитные восприимчивости тела.

Объемную магнитную восприимчивость какого-либо тела рассматривают как магнитный момент 1 см³ этого тела, возникающий при его помещении в магнитное поле напряженностью 1 э.

В магнитном поле минеральные зерна, обладающие различными магнитными свойствами, под влиянием действующих на них магнитных и механических сил, двигаясь по различным траекториям, разделяются на два или несколько продуктов.

В зависимости от характера взаимодействия с магнитным полем минеральные зерна разделяются на парамагнитные и диамагнитные.

Парамагнитными называются минералы, которые в магнитном поле притягиваются в участки, где напряженность поля наибольшая. Диамагнитными называются минералы, которые в магнитном поле вытесняются в участки с наименьшей напряженностью магнитного поля. Для некоторых парамагнитных минералов, содержащих главным образом железо, силы притяжения в магнитном поле особенно велики. Такие минералы называются ферромагнитными.

Для создания магнитного поля в магнитных сепараторах применяют в основном электромагниты.

По характеру изменения напряженности магнитные поля разделяются на однородные и неоднородные. Если напряженность во всех точках поля одинакова по величине, поле называется однородным, если же напряженность изменяется по величине и направлению, — неоднородным.

Магнитное обогащение осуществляется в неоднородном магнитном поле, так как магнитная сила, действующая на зерно минерала в магнитном поле, тем больше, чем больше неоднородность поля. Неоднородность магнитного поля достигается соответствующим расположением и формой полюсов.

Магнитная сепарация находит широкое распространение во многих областях промышленности, в том числе и при обработке песков.

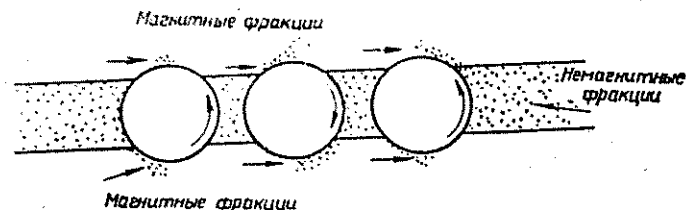
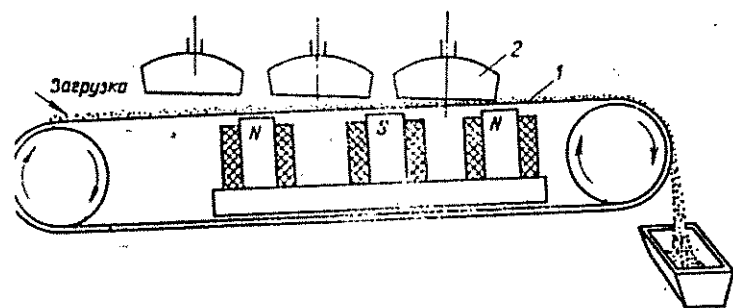


Рис. 85. Схема дискового магнитного сепаратора

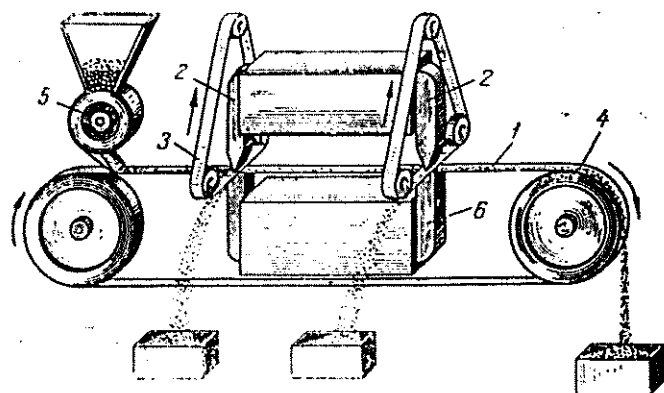


Рис. 86. Схема ленточного магнитного сепаратора:

1 — конвейерная лента; 2 — верхние электромагниты; 3 — поперечные съемные ленты; 4 — разгрузка немагнитного материала; 5 — питатель; 6 — нижний электромагнит

В северной части Нигерии магнитная сепарация применяется для доводки концентратов, состоящих из касситерита, ильменита, магнетита, колумбита, монашита, циркона, топаза и тантала.

В Южной Африке магнитная сепарация используется при разработке россыпей, содержащих алмазы, касситерит, вольфрамит, шеедит и другие минералы.

В связи с разнообразием применения магнитной сепарации разработаны многочисленные конструкции магнитных сепараторов. Все они подразделяются на две группы: слабомагнитные с напряженностью магнитного поля не свыше 4000 э, применяемые для сепарации сильномагнитных материалов, и сильномагнитные с напряженностью магнитного поля до 18000 э, применяемые для сепарации слабомагнитных материалов.

В практике обогащения россыпей наибольшее распространение получили сильномагнитные сепараторы многодискового и ленточного типа.

Принцип работы многодискового сепаратора (рис. 85) заключается в том, что каждая сторона диска 2 снимает минералы различной магнитной восприимчивости с конвейера 1. Первый диск снимает минералы с большей магнитной восприимчивостью, чем последующие диски. Напряженность магнитных полей дисков регулируется высотой сторон диска над лентой, а общая напряженность магнитного поля — величиной тока в электромагнитных катушках.

Трехдисковый сепаратор позволяет получать семь продуктов, различных по своему минералогическому составу. Из коллективных концентратов обычно выделяются: первым диском — магнетит и ильменит, вторым — ильменит, гранат и амфибол-пироксеновая группа, третьим — минералы с меньшей магнитной восприимчивостью, в немагнитную фракцию уходят циркон, кварц, полевые шпаты, рутил, касситерит и другие немагнитные минералы.

Принцип работы ленточного сепаратора заключается в том, что в результате неоднородности магнитных полей магнитной системы, состоящей из нескольких пар электромагнитов, образующих отдельные секции, снимающей лентой выводятся из процесса магнитные фракции.

Напряженность магнитного поля электромагнитов возрастает по ходу конвейерной ленты, поэтому снимающими лентами выделяются магнитные минералы с постепенно понижающейся магнитной восприимчивостью (рис. 86).

В зарубежной практике наибольшее распространение получили сепараторы высокой интенсивности фирмы Кип-Келли, ленточные сепараторы Хентингтон, Мемко, дисковый сепаратор Рапид и некоторые другие.

В отечественной практике применяется в основном дисковый магнитный сепаратор «Ленинград» (рис. 87).

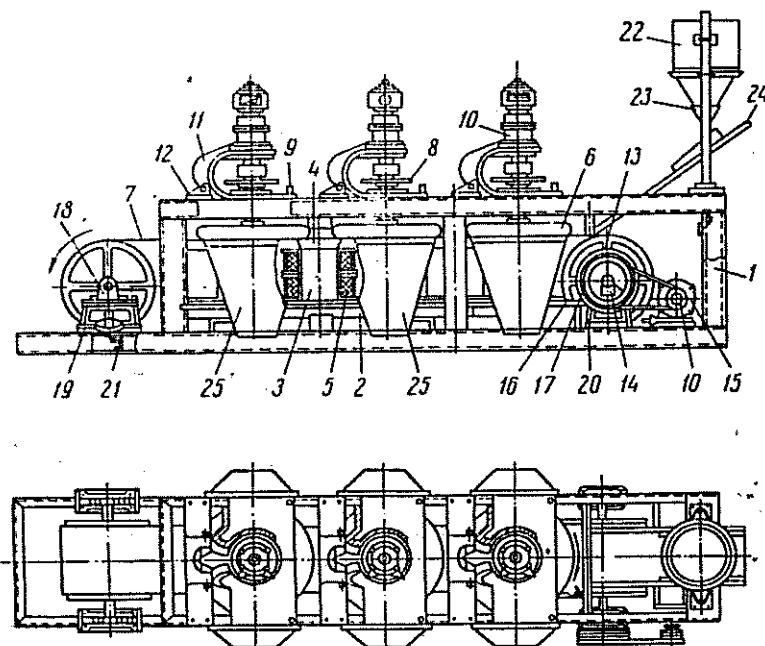


Рис. 87. Электромагнитный сепаратор «Ленинград»:

1 — рама; 2 — плита; 3 — сердечник; 4 — полюсные наконечники; 5 — катушки; 6 — диски; 7 — бесконечная лента; 8 — штурвал диска; 9 — регулировочные винты; 10 — планетарный редуктор; 11 — крошштейн; 12 — упорная плита; 13 — ведущий барабан; 14 — подшипники; 15 — электродвигатель; 16 — шкив; 17 — ременная передача; 18 — подшипники; 19, 20 — подставки; 21 — щетка; 22 — бункер; 23 — насадка; 24 — лоток; 25 — карман

Характеристика сепаратора «Ленинград»

Количество дисков	3
Диаметр дисков (по зубу), мм	576
Скорость вращения диска, об/мин	36
Ширина бесконечной ленты, мм	400
Толщина бесконечной ленты, мм	5
Скорости ленты, м/сек:	
v_1	0,2
v_2	0,3
v_3	0,4
Предельная удельная магнитная восприимчивость сепарируемого материала	10-10-6
Номинальная крупность сепарируемого материала, мм	2
Производительность, т/ч	0,1-0,5
Расчетная (максимальная) напряженность магнитного поля на ленте при номинальном токе и зазоре $a = 2$ э	10000
Число катушек, шт.	3

Номинальный ток на пару катушек, а	1,13
Номинальный ток на все катушки, а	3,4
Максимальная температура перегрева (перепада) катушек при беспереывной работе свыше 12 час.	55
постоянный ток, в	220
тип генератора	ПН-10
Питание катушек:	
напряжение, в	230
мощность, кат	0,85
скорость вращения, об/мин	1450
тип электродвигателя	АД 22/24
мощность, кат	1,5
скорость вращения вала электродвигателя, об/мин	1425
Привод диска (на каждый диск):	
мощность электродвигателя, кат	0,62
скорость вращения вала электродвигателя, об/мин	1400
передаточное число встроенного редуктора	39
Привод ленты:	
мощность электродвигателя, кат	0,25
скорость вращения вала электродвигателя, об/мин	1440
передаточное число встроенного редуктора	39
Основные размеры (без электрощита и генератора), мм	
длина	3800
ширина	950
высота	1850
Вес (без электрощита и генератора), кг	2800

В настоящее время сконструирован магнитный сепаратор МС-2, предназначенный для разделения слабомагнитных минералов. В сравнении с другими сепараторами МС-2 имеет ряд преимуществ: компактность, высокую производительность и повышенную напряженность магнитного поля. Данная конструкция сепаратора наиболее эффективна для материала крупностью — 0,5 мм.

Следует отметить, что совмещение мокрых процессов обогащения и сухой магнитной сепарации является нерациональным, так как при этом требуется введение дополнительной операции — сушки материала.

Из мокрых магнитных сепараторов заслуживают внимания конструкции 127-СЭ, НМ-3М и НИГРИ-2ВК-5, которые должны найти широкое применение в практике обогащения россыпей.

Однороликовый сепаратор 127-СЭ имеет верхнее питание и напряженность магнитного поля до 17 000 э. Четырехроликовый сепаратор НМ-3М имеет напряженность до 1200 э. Крупность материала в питании — 8 мм.

Характеристика сепараторов 127-СЭ и НМ-3М

Показатели	Тип сепаратора	
	127-СЭ	НМ-3М
Крупность обрабатываемой руды, мм при плоском полюсе	0—3	1—0
с кумулятивным блоком поясов	0—5	—
Производительность, т/ч	1,5—2	1—2,5
Напряженность магнитного поля, э: при плоском полюсе	14 000	12 000
с кумулятивным блоком полюсов	17 000	—
Ампервитки сепараторов на одну магнитную цепь, аз	27 000	27 000
Потребляемая мощность постоянного тока, кВт	1,5	6—7
Напряжение питающей сети постоянного тока, в	220/100	50/60
Номинальная сила постоянного тока, а	7,15/14,3	80—110
Мощность электропривода, кВт	7	5—6
Расход электроэнергии на 1 т руды, кВт	5,6—4,2	5—4
Длина ролика (ротора), мм	800	1000
Число роликов	1	4
Диаметр ролика, мм	150	150
Окружная скорость ролика, м/сек	0,4—0,6	0,4—0,6
Число оборотов ролика, об/мин	60—70	60—70
Ширина питания, мм	800	2000
Число катушек возбуждения	13—12	9
Число витков одной катушки	286	400
Размеры сепаратора, мм	1250×1320×1207	1650×1350×1400
Вес сепаратора, кг	4100	7500
Расход воды на тонну питания, м³	4,3	2,2

На процесс магнитного обогащения в воздушной среде значительное влияние оказывает влажность материала.

Исследованиями установлено, что допустимое содержание внешней влаги при крупности материала 2—0 не должно превышать 1%.

При повышении влажности магнитные и немагнитные минералы слипаются, что препятствует их разделению, особенно мелких классов.

Магнитная сепарация более успешно протекает на узкоклассифицированном материале, а также при применении магнетизирующего обжига для слабомангнитных минералов, содержащих железо (пирит, гематит, рутил и др.).

Производительность магнитных сепараторов зависит от крупности материала и требований, предъявляемых к продуктам обработки. Допустимые нагрузки на сепараторы должны определяться экспериментальным путем в процессе проведения

технологических исследований конкретного минерального сырья.

Приблизительное определение производительности может быть сделано на основании данных каталогов и практики действующих доводочных фабрик, перерабатывающих аналогичное сырье.

Электрические сепараторы

Магнитная сепарация не всегда обеспечивает получение селективных концентратов с достаточно высоким процентом извлечения полезных ископаемых. Некоторые минеральные комплексы магнитной сепарацией вообще не разделяются.

В последние годы в практике стала применяться электрическая сепарация, основанная на использовании различия в электропроводности разделяемых минералов. Электропроводность минералов зависит от содержания в них примесей и состояния поверхности.

Наличие на поверхности минералов окислов, тончайших пленок солей шламов и влаги, резко изменяет поверхностную электропроводность.

Технологические процессы электросепарации зависят в значительной степени от однородности материала по крупности; лучшие результаты получаются на узкоклассифицированном материале.

Все минералы по электрическим свойствам разделяются на проводники, полупроводники и изоляторы (диэлектрики).

В электрическом поле различные минералы ведут себя по-разному.

При действии электрического поля все частицы приобретают заряд. Благодаря заряду частиц и действию электрического поля возникают электрические силы. Кроме электрических сил на частицы действуют механические силы. В зависимости от величины и направления равнодействующей всех сил частицы имеют различную траекторию движения.

Частицы-проводники не сохраняют полученных ими зарядов, поэтому не удерживаются электрическими силами на осадительном электроде.

Диэлектрики сохраняют некоторое время полученный заряд и удерживаются на осадительном электроде. Полупроводники занимают промежуточное положение между проводниками и диэлектриками.

Электропроводность минералов может быть изменена искусственно, путем обработки их поверхности специальными реагентами. Применяя реагенты, повышающие или понижающие электропроводность минералов, можно создать разницу в электропроводности минералов и таким образом повысить селективность процесса. В качестве таких реагентов применяют серную

соляную, уксусную кислоты, хлористый натрий и другие вещества.

Процесс разделения осуществляется в электрических сепараторах.

По принципу действия электрические сепараторы можно разделить на три типа:

1. Электростатические сепараторы, в которых разделение минералов производится с помощью сил электростатического поля, создаваемого между цилиндрами, плоскостями, сетками, конусами и т. д.

2. Коронные электросепараторы, в которых разделение достигается за счет электрических сил, возникающих в поле коронного разряда: чаще всего это поле создается между вращающимися цилиндрическим (осадительным) электродом и тонким проводником (0,3—0,5 мм);

3. Комбинированные электросепараторы, в которых используется для разделения одновременно электрическое поле и поле коронного разряда.

Сепараторы выбирают в зависимости от крупности, минерального состава и формы частиц сепарируемого материала. Наиболее универсальными следует считать электросепараторы третьего типа.

Сепаратор с цилиндрическим электродом (рис. 88) состоит из осадительного электрода *A*, коронирующего электрода *B* и отклоняющего электрода *C*.

Материал с помощью вибрационного питателя поступает на заземленный электрод *A*.

Попадая в электрическое поле высокого напряжения, все минеральные частицы заряжаются одноименно с коронирующим электродом. При этом проводники сразу же отдают свой и приобретают одноименный заряд с осадительным электродом, отталкиваются от него за счет силы взаимодействия одноименно заряженных тел. Попадая в зону действия электростатического поля, создаваемого отклоняющим электродом *C*, проводники резко изменяют траекторию движения под воздействием сил, вызываемых неоднородностью электрического поля и притяжением тел, разноименно заряженных.

Минералы-непроводники, сохраняя свой заряд в течение некоторого времени, притягиваются к барабану, имеющему заряд противоположного знака, и попадают в другое отделение сепаратора.

В электрических сепараторах применяется постоянный ток высокого напряжения (20—40 кВ).

Сепаратор с несколькими цилиндрическими электродами (рис. 89) состоит из основного заземленного ролика *A*, двух проволочных электродов *C*, пересчетных роликов *A* и цилиндрических электродов *B*.

Минеральная смесь поступает в первичную зону разделения. Продукты первичной сепарации направляются на пересчетку в два ряда роликов *A*. На сепараторе данного типа получают три продукта: концентрат, промпродукт и хвосты.

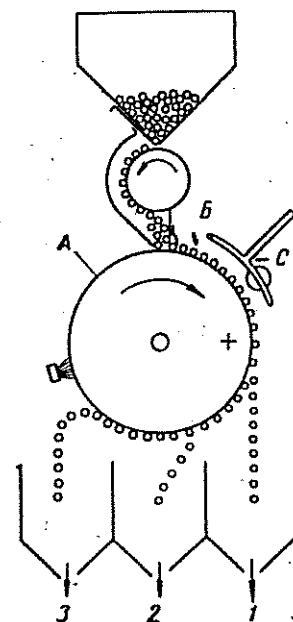


Рис. 88. Схема электро-сепаратора с цилиндрическим электродом:

A — заземленный электрод;
B — коронирующий электрод;
C — отклоняющий электрод;
1 — проводники; *2* — пром-продукт; *3* — непроводники

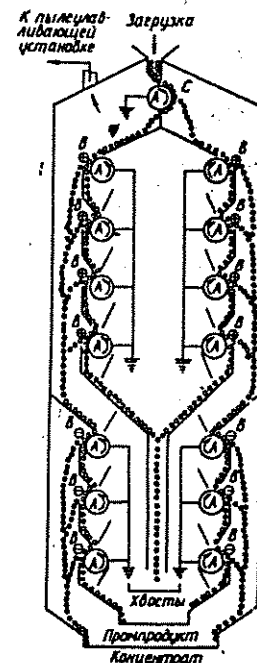


Рис. 89. Схема электрического сепаратора с несколькими цилиндрическими электродами:

A — заземленный и пересчетный ролик; *B* — цилиндрические электроды; *C* — проволочные электроды

Электроды *A* могут заряжаться положительно или отрицательно. В первой зоне разделения при сочетании электрода *A* с проволочными электродами *C* разность потенциалов составляет 3—6 кВ; в пересчетной зоне при сочетании электродов *A* с цилиндрическими электродами *B* разность потенциалов составляет 5—18 кВ.

В зарубежной практике применяют несколько типов электросепараторов: Карпко, Лурги, Джонсона и др.

Сепаратор Карпко состоит из заземленного электрода диаметром барабана 150 мм и длиной 450—1500 мм, вращающегося

со скоростью 100—500 об/мин. Отклоняющий электрод представлен цилиндром диаметром 25 мм. В качестве ионизатора используется проволока. Допускаемое напряжение 40 кВ. Производительность при длине барабана 1500 мм достигает 2,5 т/ч. Минеральные зерна снимаются с барабана не щеткой, как обычно, а специальным разряжающим электродом.

Барабанный сепаратор Лурги основан на том же принципе, что и сепаратор Карпко. Отличием его является использование вибрационного питателя, который обеспечивает равномерность подачи материала и способ крепления электродов. При ширине подачи материала до 2 м сепаратор обеспечивает производительность до 5 т/ч.

Барабанный сепаратор Джонсона используется для извлечения алмазов, имеет несколько секций со статическим полем. Длина барабанов сепаратора достигает 2,45 м, напряжение 5—8 кВ.

Недостатком данного сепаратора является невозможность изменять число оборотов, положение отсекающих перегородок и электродов. Регулировка процесса производится только напряжением и полярностью электродов.

В некоторых конструкциях зарубежных сепараторов применяют в каждой секции самостоятельные подогреватели, приборы для замера влажности воздуха и температуры материала.

В отечественной практике наибольшее распространение получили коронные электрические сепараторы НИЛ и ЭКС.

Электросепаратор НИЛ-1 — трехбарабанный, имеет по два коронирующих электрода и по одному вращающемуся диэлектрику над каждым барабаном. Потребное рабочее напряжение 15—25 кВ.

В первых образцах был предусмотрен подогрев для подсушки материала, но, как показала практика, при влажности концентратов около 1% подогрев оказался малоэффективным и в последующих образцах сепараторов не предусматривался.

Электросепаратор НИЛ-3 — однобарабанный, по конструкции аналогичен НИЛ-1, но меньших размеров, предназначен для лабораторных и полупромышленных исследований. Рабочее напряжение 12—25 кВ.

Проведенные в Ирригредмете исследования показали, что сепарация на коронных и комбинированных электросепараторах может успешно применяться для разделения многих концентратов, содержащих различный минеральный комплекс. Сконструированные в Ирригредмете для этой цели сепараторы ЭКС (рис. 90) показали хорошие технологические результаты и значительную универсальность. Однако все изготавливаемые до сих пор сепараторы ЭКС обладают сравнительно небольшой производительностью. Учитывая это, была разработана новая модель электросепаратора ЭКС-1250. В основу новой модели были взя-

ты принцип и схема устройства электросепараторов ЭКС, обеспечивающих высокую эффективность разделения различных материалов. Сепаратор ЭКС-1250 (электрический комбинированный сепаратор с рабочей длиной осадительного электрода 1250 мм) имеет схему устройства, аналогичную представленной на рис. 90.

Он состоит из двух одинаковых разделительных секций (каскадов), расположенных одна над другой. Каждый каскад состоит из осадительного, коронирующего и отклоняющего электродов, щетки и двух отсекателей. Над верхним каскадом размещается питающий бункер с валиковым питателем, между верхним и нижним каскадами находятся перекидные стенки. Испытаниями установлено, что на сепараторе ЭКС-1250 при обработке мелкозернистых концентратов производительность достигает 2000 кг/ч и более. Однако данный сепаратор может быть использован для сепарации и более крупных материалов.

При уменьшении скорости вращения осадительных электродов до 50—100 об/мин на нем можно сепарировать материалы крупностью от 3,5 мм и мельче. На крупнозернистых концентратах производительность ориентировочно должна быть повышена в 1,5—2 раза.

Сепаратор ЭКС-1250 отличается от ранее разработанных моделей не только размерами и повышенной производительностью, но и более совершенным устройством многих узлов и деталей, большей их прочностью и надежностью в работе.

На процесс электросепарации влияет влажность материала, которая не должна превышать 1%. При повышенной влажности на поверхности минералов образуется гидропленка, которая сглаживает разницу в их поверхности и приводит к нарушению принципа электросепарации. Перед сепарацией материал должен быть подсушен, но температура подогрева имеет весьма важное значение для получения наиболее высоких показателей разделения, она должна устанавливаться для конкретной минеральной смеси путем экспериментальных исследований.

На процесс сепарации оказывает влияние центробежная сила, которая при постоянном радиусе вращающегося электрода

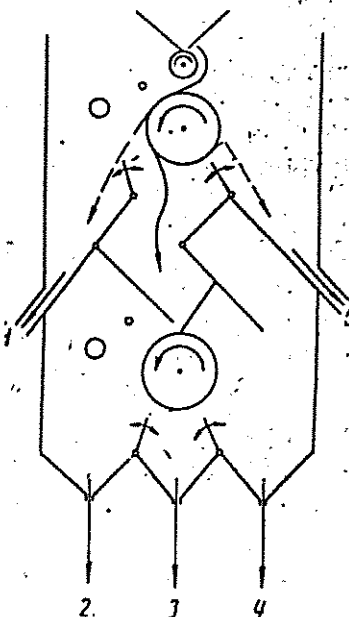


Рис. 90. Схема электрического сепаратора ЭКС:

1, 2, 3, 4 и 5 — продукты сепарации

зависит от массы минеральных зерен и скорости вращения этого электрода. Регулировка величины центробежной силы осуществляется за счет изменения диаметра электрода и скорости вращения.

Скорость вращения должна быть тем меньше, чем крупнее материал. Лучшие результаты сепарации получаются при скорости вращения осадительного электрода для материала крупностью 2—1 мм до 80 об/мин, крупностью 1—0,5 мм до 100 об/мин, крупностью 0,5—0,25 мм до 150—180 об/мин, крупностью 0,25—0,074 мм до 360 об/мин и крупностью 0,074 мм до 400 об/мин.

На процесс электросепарации оказывают существенное влияние и другие факторы, например: положение коронирующего электрода и его диаметр; форма, диаметр и положение отклоняющего электрода; обработка минерального сырья химическими реагентами.

§ 41. Флотация

Применяемые методы обогащения песков россыпных месторождений позволяют довольно хорошо извлекать полезные ископаемые крупностью +0,25 (0,15) мм, значительно хуже извлекаются зерна крупностью —0,25 (0,15) мм и очень плохо — зерна крупностью —0,074 (0,050) мм.

Попытки повысить извлечение полезных ископаемых тонких классов при существующих способах обогащения не дали положительных результатов. Особенно большой унос полезных ископаемых в хвосты наблюдается при обогащении песков косовых россыпей, содержащих мелкое золото, и песков морских россыпей, содержащих полезные ископаемые тонких классов с удельным весом 3,5—8.

В настоящее время при обогащении россыпей начинают применяться способы извлечения полезных ископаемых, основанные не только на разности удельных весов последних, но и учитывающие их физико-химические свойства. Одним из таких способов, нашедших широкое распространение при обогащении руд цветных и редких металлов и золота, является флотация, которая с успехом может применяться и при обогащении песков некоторых россыпей.

Еще в 1933 г. Фаренволд экспериментально установил, что свободное золото, будучи не слишком крупным, очень хорошо флотируется.

То же доказано работами Ливера и Вульфа.

В Калифорнии флотация золота была применена на драге (табл. 81). В качестве реагентов использовались ксантат, аэрофлот № 15 и сосновое масло.

Таблица 81
Результаты флотации золота на калифорнийской драге

Продукты	Содержание золота, г/т		Степень концентрации	Извлечение золота, %
	исходный материал	концентрат флотации		
Концентрат отсадки	0,222	34,59	227 : 1	68,0
Эфеля, измельченные до — 0,83 мм	0,368	13,77	80 : 1	47,0
То же, до — 0,25 мм	0,368	7,29	31 : 1	59,0
Хвосты шлюзов	0,17	3,43	34 : 1	59,0
Ила	0,558	2,47	35,7 : 1	12,0

Исследованиями, проведенными в Иргиредмете, установлено, что лучше всего флотируется золото крупностью —0,15 мм (90—96%), хуже крупностью 0,4—0,2 мм (35—40%), а крупностью 0,4 мм почти совершенно не флотируется (выход концентрата не превышает 1%).

Для флотации россыпного золота не требуется особых реагентов: применение этилового ксантата с расходом 0,1 кг/т и соснового масла с расходом 0,05 кг/т уже дает высокий процент извлечения золота. Применение соды в количестве 0,5 кг/т повышает процент извлечения.

Изменение Ж:Т от 2:5 до 10:1 не оказывает заметного влияния на извлечение золота, но при Ж:Т выше 10:1 извлечение резко падает. Время флотации 5—10 мин.

Исследовательские работы, проведенные в СССР и за рубежом, свидетельствуют о том, что флотация не может быть применена как единственный процесс при обогащении россыпей, так как в них всегда наряду с мелким золотом содержится и крупное.

Применение флотации на хвостах гравитации позволяет повысить общее извлечение золота до 90%.

Последними работами, проведенными в Иргиредмете, установлена возможность применения флотации для извлечения из песков титано-циркониевых минералов.

Наиболее эффективно, флотация протекает в нейтральной или слабощелочной среде. В качестве коллекторов используются жирные кислоты и их соли: олеиновая кислота, окисленный рибайкл, окисленный петролатум, сульфатное мыло и мылонафт.

Необходимым условием при флотации титано-циркониевых минералов является тщательное обесшламливание исходных песков и осуществление процесса в плотной пульпе (30—33% твердого).

Применение флотации при обогащении тонкозернистых песков позволяет извлекать в коллективные концентраты до 80—88% ценных минералов тонких классов, ранее не извлекаемых другими способами.

Глава X

МЕТОДИКА ИССЛЕДОВАНИЯ ПЕСКОВ РОССЫПНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

§ 42. Изучение вещественного состава песков

Комплексное использование всех полезных ископаемых, находящихся в россыпных месторождениях, является одной из наиболее актуальных задач. При комплексном использовании полезных ископаемых должны извлекаться из песков все ценные минералы и металлы, а хвосты использоваться в качестве кондиционных строительных материалов и продуктов, пригодных для сталелитейной, стекольной, керамической, абразивной и других отраслей промышленности. Правильный выбор технологической схемы обогащения обеспечивает высокий процент извлечения всех полезных ископаемых.

Данная проблема должна успешно разрешаться прежде всего при проектировании новых и реконструкции существующих обогатительных установок.

Проектированию предшествуют исследовательские работы, которые проводятся последовательно в направлении:

- а) изучения вещественного состава песков и характера полезных ископаемых;
- б) изучения обогатимости песков;
- в) установления рациональной технологической схемы обогащения песков;
- г) разработки оптимальных условий режима работы обогатительной аппаратуры.

Исследования проводят в лабораторных и производственных условиях.

Обычно в лабораторных условиях изучают вещественный состав песков и характер полезных ископаемых; устанавливают обогатимость песков и рациональную технологическую схему; разрабатывают оптимальные условия режима работы обогатительной аппаратуры, при этом изучается влияние различных режимных факторов на качественные показатели процесса.

Следует иметь в виду, что в лабораторных условиях нельзя точно установить оптимальные условия работы некоторых обогатительных приборов, особенно дезинтегрирующих и классифицирующих. Не может быть также разработан точно режим работы шлюзов, отсадочных машин и винтовых сепараторов. В лабораторных условиях для перечисленной аппаратуры устанавливают исходные параметры только в первом приближении, которые в дальнейшем уточняются в производственных условиях на обогатительной установке, в период ее регулировки. Одновременно в этот период определяют максимальную производительность каждого аппарата и составляют карту технологического процесса.

Технологические исследования песков россыпных месторождений начинаются в период предварительной разведки. Они обычно сводятся к изучению вещественного состава песков и характера полезных ископаемых, а также к установлению их обогатимости. Проведенные исследования позволяют наметить дальнейшее направление геологоразведочных работ и установить промышленную ценность месторождения. Ценность месторождения определяется извлекаемым в процессе технологической обработки песков полезным ископаемым.

Месторождение не может считаться промышленным (на нем нельзя строить предприятие), если не будет установлена возможность извлечения из песков полезных ископаемых.

В период детальной разведки проводятся исследования по разработке рациональной технологической схемы обогащения песков и установлению оптимальных условий режима работы обогатительной аппаратуры.

Детальность исследования зависит от перспективности месторождения и сложности вещественного состава песков. Для месторождений с большими запасами, незначительной крупностью полезных ископаемых (мельче 0,25 мм) и песками крупностью — 2(1) мм, содержащими свыше 20% глинистого материала, после лабораторных исследований следует организовать опытные обогатительные установки, позволяющие получать наиболее надежные данные по технологии обогащения песков.

Детальное технологическое исследование песков позволяет при проектировании обогатительной установки выбрать такую схему обогащения, которая при минимальных затратах обеспечивает высокую производительность предприятия и наиболее полное извлечение полезных ископаемых. При технологических исследованиях песков имеют значение: промывистость песков, их крупность и степень окатанности; форма и величина зерен полезных ископаемых, их удельные веса и коэффициент трения; способность золота и платины амальгамироваться; магнитная восприимчивость минералов и их электропроводность; состав минералов тяжелой фракции и ее количество в песках.

Все указанные факторы определяют процесс обогащения, тип и конструкцию обогатительных приборов, последовательность их в схеме цепи аппаратов, вид застилок и трафарет на шлюзах, тип амальгамационного прибора и т. д.

§ 43. Технологические пробы песков

Материалом для исследований песков россыпных месторождений служат технологические пробы, отобранные непосредственно из россыпи.

Чрезвычайно важное значение для исследования имеет вопрос о представительности и объеме проб песков.

Россыпные месторождения полезных ископаемых (особенно золота и платины) отличаются крайним непостоянством своего состава, чрезвычайно затрудняющим отбор так называемой «средней» пробы песков.

При выдержанной россыпи, на основании внимательного изучения геологических материалов, разведочных и эксплуатационных выработок, всегда можно выделить участки или отдельные пласты, в пределах которых вещественный состав песков и минералогический комплекс примерно являются средними. Из каждого такого участка или пласта и следует отбирать среднюю пробу.

При наличии невыдержанной россыпи отбор средней пробы производится из отдельных характерных участков. Вопрос о возможности совместной обработки этих участков решается при исследованиях, в процессе которых устанавливают технологические показатели для песков отдельных участков и для совместной обработки песков со всей россыпи.

Средняя проба обычно составляется из нескольких частных проб, взятых в различных точках россыпи или опробуемого участка.

Частные пробы могут быть взяты:

- а) из сохранившихся разведочных шурфов, дудок и канав или специально пройденных вновь;
- б) из буровых скважин;
- в) при открытых работах — из отдельных разрезов;
- г) при подземных работах — из отдельных штреков, штолен и т. п.

Отбор проб песков из шурфов, дудок и канав производится методом борозды.

Количество борозд устанавливается в зависимости от намеченного объема средней пробы, числа точек опробования и размеров борозды. Борозда проходится шириной 20—40 см, глубиной 15—30 см. Ширина борозды принимается с учетом наиболее часто встречающихся в россыпи валунов.

Если в шурфе или дудке пройти борозду не представляется

возможным, то средняя проба по выработке составляется из частных проб, отобранных из выкидов с отдельных горизонтов. В этом случае необходимо, чтобы отквартованные объемы частных проб из отдельных выкидов для получения средней пробы по выработке были пропорциональны объемам этих выкидов с отдельных горизонтов.

Не следует допускать отбор частных проб из старых выкидов, так как под воздействием атмосферных агентов материал претерпевает значительные изменения в своем составе.

Из скважин, проходимых бурами, в пробу берут весь извлекаемый материал, при этом следует учитывать наличие явлений миграции полезных ископаемых при разрыхлении породы внутри труб долотом и в процессе работы желонки.

При открытых работах пробы в разрезах отбирают также методом борозды. Если из-за наличия рыхлых, сыпучих пород и осыпания стенок забоя пройти правильную вертикальную борозду невозможно, то забой заделывается в виде откоса и проба берется из наклонной борозды уступом.

При подземных работах в горизонтальных выработках отбор проб производится методом борозды или сплошной зарезкой.

Из каждого участка отбирают две параллельные навески средней пробы. Одна навеска направляется на технологическое исследование, вторая обрабатывается на месте с целью определения содержания полезных ископаемых, степени промывистости песков, их влажности и объемного веса, количества и размеров валунов.

Изучение вещественного состава песков и их обогатимости целесообразно проводить в обогатительных лабораториях геологоразведочных экспедиций. Такая организация исследований значительно ускорит оценку месторождений и подготовку запасов к их утверждению.

Более подробные технологические исследования в целях разработки рациональной схемы обогащения песков и установления оптимальных условий режима работы обогатительной аппаратуры необходимо проводить в научно-исследовательских институтах или специальных лабораториях.

При проведении технологических исследований в лабораториях, расположенных на значительном расстоянии от месторождения, в целях сокращения транспортных расходов следует отобранную среднюю пробу песков подвергнуть на месте отбора грохочению на ситах с отверстиями 16 (12) мм, так как обычно материал крупностью +16 (12) мм не содержит полезных ископаемых (после замера объема его выбрасывают в отвал).

С пробами, направляемыми на исследования, должны быть высланы:

- а) краткая геологическая характеристика месторождения и опробуемого участка;

- б) план месторождения с указанием мест взятия частных проб;
- в) краткое описание мест взятия проб с профилями забоев, где были взяты пробы;
- г) описание способа отбора и обработки частных проб;
- д) показатели степени валунистости россыпи;
- е) показатели степени связанности песков, их коэффициент разрыхления и объемный вес;
- ж) описание минералогического состава тяжелой фракции, с указанием содержания ее в исходных песках;
- з) описание основных ценных полезных ископаемых с указанием их содержания в исходных песках.

В документации следует указать общий объем взятой пробы; способ и степень сокращения пробы; выход материала крупностью +16 (12) мм и -16 (12) мм, а также геометрические размеры месторождения (длина, ширина, мощность торфов, песков и горной массы), предварительные запасы и предполагаемую их категорию.

В сопроводительном документе к пробе должно быть сообщено, для каких целей отобрана проба (изучение вещественного состава или обогатимости песков для разработки технологической схемы; если для проектирования предприятия, то указать примерную его суточную производительность, а также предполагаемый способ разработки россыпи, наличие источника водоснабжения).

§ 44. Объемы технологических проб песков

Объем пробы (обычно материал крупностью -16 (12) мм), направляемой на технологическое исследование, зависит от содержания и крупности в песках полезных ископаемых, степени однородности песков и их крупности, а также от целей исследования.

В связи с этим важным моментом при отборе технологической пробы является правильное определение ее объема.

Материал россыпных месторождений имеет следующие особенности, влияющие на методику опробования:

а) в песках полезные ископаемые находятся в свободном состоянии;

б) имеющийся большой разрыв между максимальным размером зерен пустой породы (200—400 мм) и зерен полезного ископаемого (-4 мм и мельче) позволяет отсеивать пустую породу от полезного ископаемого;

в) относительно высокая ценность полезных ископаемых, содержащихся в россыпных месторождениях, и низкая стоимость их извлечения из песков позволяют производить рентабельную эксплуатацию россыпей с таким малым содержанием полезных

ископаемых (сотые доли процента и меньше), какие являются нерентабельными для рудного сырья.

Исходя из особенностей россыпей, объем технологической пробы песков, отражающей не только среднее содержание полезных ископаемых, но также характер и крупность их, должен быть тем больше, чем крупнее полезные ископаемые и пески, чем ниже содержание в песках полезных ископаемых.

Практикой установлено следующее:

1) при исследованиях золото-платиновых россыпей в целях изучения вещественного состава песков и их обогатимости объем технологической пробы должен быть не менее 3—4 м³; для разработки технологической схемы обогащения и режимов процесса — 6—8 м³;

2) при исследовании шлихсодержащих и комплексных россыпей объем проб должен быть: при изучении вещественного состава песков и их обогатимости не менее 1,5—2 м³; для разработки технологической схемы обогащения и режимов процесса не менее 3—4 м³;

3) при разработке схемы разделения коллективных концентратов на селективные вес пробы шлихового концентрата следует принять не менее 200—300 кг.

Как уже указывалось, на величину объема пробы влияют крупность полезных ископаемых и их содержание в песках, поэтому объем пробы должен уточняться для каждого случая с учетом крупности полезных ископаемых и их содержания

§ 45. Подготовка технологических проб перед исследованием

Точность конечных результатов исследования зависит не только от правильного отбора пробы, но и от способа ее обработки. Для получения однородности материала пробу перед сокращением предварительно перемешивают.

В зависимости от количества материала и его крупности перемешивание производят методом кольца и конуса, просеиванием и перекачиванием на клеенке.

При перемешивании пробы методом кольца и конуса пески обсыпаются на конус так, чтобы материал все время падал на его вершину (рис. 91).

Метод кольца и конуса применяют при относительно большом объеме пробы и при крупности кусков до 100 мм.

Для небольших объемов проб достаточно совершенным методом является метод просеивания, заключающийся в том, что пробу пропускают сквозь сито, диаметр отверстий которого в два-три раза больше диаметра максимального куса материала пробы. Комья растирают тут же на сите. Операцию просеивания повторяют два-три раза.

Метод квартования применяется при объеме пробы меньше $2-2,5 \text{ м}^3$ и крупности материала мельче 100 мм . Он не требует сложного оборудования, прост и удобен, но недостаточно точен, особенно при сокращении глинистых песков.

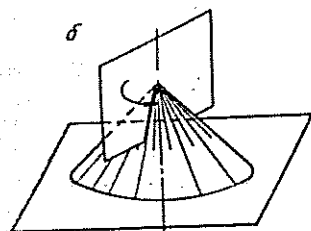
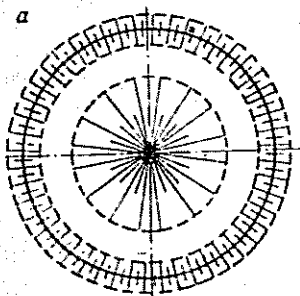


Рис. 91. Расположение кольца и конуса с последующим разравниванием конуса:
а — план; б — общий вид

Сокращение рифлеными делителями (рис. 92) является более совершенным.

Данный метод применяют при материале крупностью — $16 (12) \text{ мм}$, объемом меньше $0,2-0,3 \text{ м}^3$.

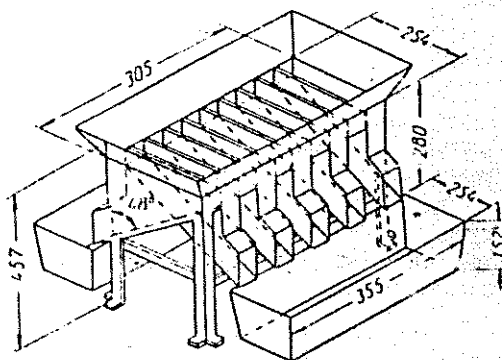


Рис. 92. Рифленый делитель

§ 46. Определение степени промывистости песков

Степень промывистости песков определяет выбор дезинтегрирующей аппаратуры. Единой классификации песков по степени промывистости не существует.

Для определения степени промывистости песков можно рекомендовать метод, предложенный институтом Гинзолта.

По этому методу устанавливают желоб шириной $200-300 \text{ мм}$, длиной $1,5-2,0 \text{ м}$ с уклоном $0,15$. К желобу подводят воду в таком количестве, чтобы получить наполнение $20-25 \text{ мм}$. В конце желоба устанавливают сито с отверстиями $4(6) \text{ мм}$ так, чтобы падение воды на него было с высоты не более 10 см .

Из средней технологической пробы песков отквартсовывают навеску объемом $3-6 \text{ л}$.

Проба осторожно взвешивается на весах (вес p_0), затем загружается в головную часть желоба и промывается (без протирки) в течение $5-10 \text{ мин}$, после чего доступ воды прекращается, оставшийся на полотне желоба материал сметается или смы-

вается на сито. На сите материал слегка разравнивается и обмывается водой из ковша, затем он слегка подсушивается и снова взвешивается (вес p_1).

После взвешивания этот материал тщательно протирается в сосуде с водой, после чего просеивается на сите с отверстиями, одинаковыми по размеру с ситом, установленным в конце желоба.

Материал крупностью $+4(6) \text{ мм}$ подсушивается и взвешивается (вес p_2). Материал крупностью $-4(6) \text{ мм}$ отстаивается, вода отсифонивается, а твердый остаток подсушивается и взвешивается (вес p_3). Вес всего материала крупностью $-4(6) \text{ мм}$ равен:

$$p_4 = p_0 - p_3.$$

Эффективность грохочения

$$E = \frac{100(e - V)}{e(100 - V)}, \%, \quad (92)$$

где e — содержание продукта крупностью $-4(6) \text{ мм}$ в исходном материале;

V — содержание продукта крупностью $-4(6) \text{ мм}$, оставшегося на сите, в продукте крупностью $+4(6) \text{ мм}$,

$$V = 100 \frac{p_0}{p_1}, \%$$

В соответствии с эффективностью грохочения пески относят к соответствующей категории по степени промывистости.

Более просто от пробы исходных песков отквартсовать навеску объемом $20-25 \text{ л}$ и отмучиванием выделить материал крупностью $-0,074 \text{ мм}$.

Содержание материала $-0,074 \text{ мм}$ (глина) определяется по трем параллельным навескам.

В зависимости от содержания глины пески относят к соответствующей категории по степени промывистости (см. табл. 5).

Этот метод не связан с обязательным проведением работ непосредственно на месторождении, он может применяться в лабораториях, находящихся далеко от россыпи.

Для определения промывистости песков по методу, предложенному Б. В. Невским, применяют глухой барабан диаметром 100 мм и длиной 500 мм с толщиной стенки 5 мм . Одна торцевая стенка барабана глухая, другая — открытая с кольцевым порогом высотой 300 мм .

Открытая часть барабана закрывается съемным диском. На внутренней стороне цилиндрической части барабана укрепляют цепи тяжелого типа или наборы из углового железа, высотой $50, 75$ или 100 мм в количестве 12 шт. на равном расстоянии. Привод барабана редукторный, позволяющий изменять скорость вращения от 10 до 27 об/мин .

Для изучения условий грохочения песков на этой же установ-

ке имеется перфорированный барабан тех же размеров, что и глухой. Цилиндрическая часть барабана составляется из сменных перфорированных листов (с диаметром отверстий 4,8 или 12 мм). Вода внутрь барабана подается по оросительной трубе.

Опыты по дезинтеграции и грохочению проводят в следующем порядке: пески загружают в глухой барабан, куда подается определенное количество воды. Дезинтегрированный материал выпускается через отверстие, перекрываемое во время опыта пробкой. Время дезинтеграции зависит от степени связанности песков и не превышает 50 сек (обычно составляет 20—30 сек).

Размытый материал загружают в перфорированный барабан и включают его в работу.

Просеянный материал собирают отдельно через каждые 10 сек. Нижний продукт отстаивают, отсифонив воду, сушат и взвешивают.

Верхний продукт выгружают из барабана, ссыпают на сито (с отверстиями, одинаковыми с отверстиями барабана) и определяют эффективность грохочения.

В результате испытаний песков на такой установке определяют: время, необходимое для дезинтеграции и грохочения, высоту слоя материала в барабанах, расход и напор орошаемой воды, выход нижнего продукта, содержание полезных ископаемых в верхнем и нижнем продуктах. Но такие барабаны громоздки, требуют усиленных фундаментов и значительного расхода энергии.

Результаты исследований показали, что испытания дезинтегрируемости песков можно проводить в глухих барабанах, диаметром 500 мм и длиной 500 мм.

Порядок проведения опытов тот же, что и на большом глухом барабане. Рассев размытого материала осуществляется на ситах с отверстиями 4,8 и 12 мм.

Такие барабаны просты в изготовлении, транспортировке и установка их более удобна, чем больших барабанов.

Более детальное исследование с целью не только определения промывистости песков, но и установления дезинтегрирующей аппаратуры и режимов ее работы необходимо проводить на опытных или действующих обогатительных установках, непосредственно на месторождениях.

§ 47. Определение коэффициента разрыхления песков

Производительность обогатительной установки, выхода продуктов обогащения и содержание в них полезных ископаемых всегда исчисляются по пескам в плотном состоянии (в целике); исследование же технологической пробы песков и изучение их обогатимости производится на материале, подвергнувшемся разрыхлению.

Исходя из этого, при изучении песков необходимо знать коэффициент разрыхления, который определяется непосредственно на месторождении.

Для определения коэффициента разрыхления проходятся специальный шурф или борозды.

Замеряя геометрические размеры выработки, определяют объем породы в естественном состоянии, затем замеряют объем вынудой породы в мерных сосудах в разрыхленном состоянии. Деля объем породы в разрыхленном состоянии на объем породы в целике, определяют коэффициент разрыхления.

Необходимо учитывать, что коэффициент разрыхления мерзлых пород увеличивается в 1,5—2,5 раза, а с течением времени разрыхленный грунт уплотняется и коэффициент разрыхления уменьшается (так называемый остаточный коэффициент). Поэтому следует определять коэффициент разрыхления талых пород т. е. в теплые время года. Причем объем породы, вынудой из шурфа или борозды, должен быть сразу же замерен в разрыхленном состоянии.

§ 48. Определение объемного веса песков

Все расчеты по определению производительности обогатительной установки, содержанию полезных ископаемых в песках и продуктах их обработки производятся в объемном измерении. За единицу измерения принят 1 м^3 .

Для определения объемного веса пробы от всей ее массы отбирается навеска, объем которой замеряют и взвешивают; деля вес на объем, находят объемный вес в т/м^3 или кг/л .

На основании экспериментальных работ и практики исследований объем пробы песков для определения объемного веса должен устанавливаться в зависимости от крупности зерен (табл. 82):

Определение объемного веса ведется по трем параллельным навескам в разрыхленном и плотном состоянии.

Таблица 82
Объемы проб для определения
объемного веса

Крупность материала, мм	Объем пробы, л
—200	150—200
—100	75—100
—64	20—30
—16	10—15
—4	3—5

§ 49. Ситовый анализ

Характеристика крупности песков устанавливается путем просеивания их на ситах. В каждом наборе имеются сита с отверстиями различных размеров. Закономерность изменения величины отверстий в наборе сит определяется шкалой набора. Таких шкал имеется несколько, причем основным различием между ними является модуль каждой из них.

В табл. 83 приведены наиболее распространенные в практике обогащения руд системы сит. Эти системы сит при обогащении россыпей не всегда применимы, так как разрыв между диаметрами максимального куска и минимального зерна песков слишком большой (200—0,074 мм).

Таблица 83

Шкалы различных систем сит

Шкала с модулем $\sqrt{2}$, основное шкалы 0,074 мм (200 меш)		Шкала с модулем $\sqrt{2}$, основное шкалы 1 мм (18 меш)		№ сеток или размер отверстия по ГОСТ 2851—45, мм*	
Число отверстий на длине 25,40 мм (меш)	Диаметр отверстий, мм	Число отверстий на длине 25,67 мм (меш)	Диаметр отверстий, мм		
1	25,4	—	—	50,0	4,0
—	18,35	—	—	45,0	3,5
—	13,33	—	—	40,0	3,2
—	9,42	—	—	35,0	2,8
3	6,68	—	—	32,0	2,5
4	4,69	—	—	28,0	2,2
6	3,33	7	2,83	25,0	2,0
8	2,36	8	2,30	22,0	1,8
10	1,65	10	2,00	20,0	1,6
—	—	12	1,68	18,0	1,4
14	1,17	14	1,41	16,0	1,2
—	—	16	1,19	14,0	1,1
—	—	18	1,00	12,0	1,0
20	0,83	20	0,84	11,0	0,9
28	0,59	25	0,71	10,0	0,8
—	—	30	0,59	9,0	0,7
35	0,42	35	0,50	8,0	0,63
—	—	40	0,42	7,0	0,56
—	—	45	0,35	6,0	0,50
48	0,30	50	0,30	5,5	0,45
65	0,21	60	0,25	5,0	0,4
—	—	70	0,217	4,5	0,355
—	—	80	0,177	0,315	0,112
100	0,15	100	0,15	0,28	0,1
—	—	120	0,125	0,25	0,09
150	0,10	140	0,105	0,225	0,08
—	—	170	0,088	0,20	0,071
200	0,074	200	0,074	0,18	0,063
—	—	230	0,062	0,16	0,056
250	0,061	270	0,053	0,14	0,05
325	0,043	325	0,044	0,125	0,045

* Номер сетки по ГОСТ начинается со 140 мм. Кроме указанных размеров в этой системе сит имеются промежуточные номера сеток.

В практике обогащения россыпей анализ песков обычно производят по шкале В. И. Тихомирова (см. табл. 7).

Объем проб для ситового анализа

Крупности, мм	—200	—100	—64	—16	—4	—1	—0,5	—0,25	—0,15	—0,1	—0,074
Объем пробы, л	500	300	100	50	25	5	3	1,5	1,0	0,5	0,25

Единичные пробы большого объема рассеиваются на механических грохотах. Пробы небольших объемов просеивают на ручных ситах. Размеры отверстий таких сит 25×25 или 50×50 см.

Материал крупностью — 1 мм просеивают на механическом встряхивателе типа Ротап.

Если в пробе песков содержится очень много тонких классов, то ситовый анализ проводят мокрым путем. Мокрый просев осуществляют через сито с минимальными отверстиями, например 0,074 мм или 0,044 мм. Сито помещают в сосуд с водой и вместе с песками многократно погружают в воду. Через 1—2 мин промывку повторяют в свежей воде до тех пор, пока вода в сосуде не станет прозрачной.

Материал, оставшийся на сите, высушивают (сито также просушивается) и подвергают обычному ситовому анализу сухим способом.

Результаты, полученные при ситовом анализе, представляют по определенной форме и в виде кривых, характеризующих состав материала.

Для получения более тонких классов пользуются методом гидравлической классификации, а при отсутствии оборудования — методом отмучивания.

Гидравлическая классификация производится в лабораторном классификаторе (рис. 93). Классификатор 6 состоит из конической (с наклонном стенок около 60°) и цилиндрической частей. Вверху цилиндрической части имеется кольцевой желоб 10 для слива; внутри цилиндра немного выше конуса установлена решетка 7 из нержавеющей материала для предотвращения вихревых движений пульпы и создания более спокойной среды при оседании крупных частиц. Конус имеет внизу отверстие, закрываемое резиновой пробкой 9. В центре конуса проходит пустотелый

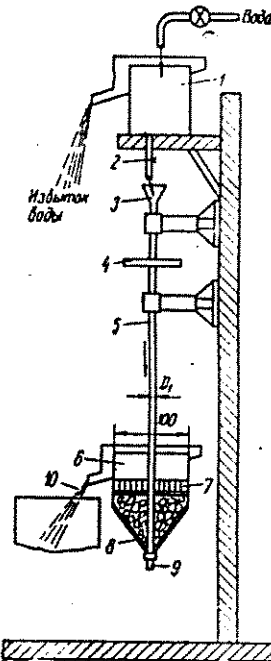


Рис. 93 Схема установки классификатора для дисперсного анализа

вал 5, на котором имеются лопасти 8 с отверстиями. Вал с лопастями приводится во вращение при помощи приводного шкива со скоростью 8—12 об/мин.

Для производства анализа берут навеску 50—100 г, высыпая в стакан с водой, тщательно перемешивают стеклянной палочкой с резиновым наконечником до тех пор, пока все частицы хорошо смочатся водой, на поверхности воды не будет пленки минеральных частиц и прекратится выделение пузырьков воздуха. Затем выпускное отверстие конуса закрывают пробкой 9, включают электродвигатель, приводящий в движение вал 5 с лопастями через приводной шкив 4. Пульпу из стакана выливают в классификатор, стакан обмывают водой. В пустотельный вал из напорного бака 1 краном 2 через поронку 3 направляют предварительно отрегулированную струю воды. Поступающая через пустотельный вал вода должна иметь скорость восходящей струи, равную скорости падения минеральных зерен. Количество воды, подаваемое в желоб 10, определяется по формуле:

$$B = F \cdot v, \text{ см}^3/\text{сек}, \quad (93)$$

$$F = \frac{\pi (D_2^2 - D_1^2)}{4}, \text{ см}^2, \quad (94)$$

где F — площадь сечения восходящей струи на уровне слива;
 D_2 — диаметр сечения цилиндра классификатора, см;
 D_1 — диаметр вала классификатора, см;
 v — скорость осаждения [$v = kd^2(\gamma - 1)$], см/сек;
 k — коэффициент, для разных минералов различных; он прямо пропорционален удельному весу минералов; для свинцового блеска он равен 63,0, для кварца 42,4, а в среднем, как и для пирита, 54,5;
 d — наибольший диаметр выделяемых в слив зерен, см;
 γ — удельный вес минерала.

Рассчитав величину B , краном 2 регулируют количество воды, поступающей в единицу времени (следовательно, и скорость восходящей струи), пользуясь для этого мерным цилиндром и секундомером. Из нижнего конца пустотелого вала вода поступает в коническую, затем в цилиндрическую часть классификатора и сливается вместе с отделяемыми мелкими частицами по кольцевому желобу в особый сосуд.

Когда слив становится совершенно прозрачным, приступают к отмывке следующего класса с частицами диаметром d_1 , для чего соответственно рассчитывается новое количество воды B_1 .

Если при размешивании навески материала в стакане наблюдается быстрое осаждение мути вследствие коагуляции, то в раствор добавляют пептизаторы для предотвращения образо-

вания крупных хлопьев. В качестве пептизатора можно использовать 0,01—0,02-процентный раствор жидкого стекла.

По данным проф. С. И. Митрофанова, в классификаторе для получения десяти фракций материала размером от 0,0023 до 0,052 мм требуется около 60 ч, для разделения на четыре фракции материала размером 0,010—0,052 мм — около 18 ч.

Отмучивание производят в батарейном стакане или в другом сосуде диаметром 100—150 мм и высотой 100—300 мм (рис. 94). С наружной стороны стакана наклеивают полоску миллиметровой бумаги для замера в нем уровня пульпы. В стакан, установленный на подставке, загружают навеску материала 50—100 г, наливают воды и перемешивают стеклянной палочкой с резиновой насадкой.

Когда пульпа отстоится, на миллиметровой бумаге отмечают черту выше уровня осевшего материала и вторую черту, выше первой на расстоянии h .

Величина h определяется по формуле

$$h = vt, \quad (95)$$

где v — скорость падения минеральных зерен [$v = kd^2(\gamma - 1)$], мм/сек;

t — время отстаивания, сек;

d — диаметр зерна, мм;

γ — удельный вес минеральных частиц.

Величину h следует брать такой, чтобы время t не было слишком большим: для тонких фракций с малой скоростью падения h берется меньше, для крупных — больше. Высота h должна быть не меньше той, которая получится в данном сосуде, при отношении жидкого к твердому 6:1, для глинистых материалов 10:1. Выбрав h и вычислив v , определяют $t = \frac{h}{v}$, сек.

Когда все необходимые показатели (h , v и t) установлены, в стакан доливают воды до верхней черты на высоту h и опускают сифон 2 (предварительно наполненный водой). Свободный конец сифона опускают в стакан на уровень нижней черты, отмеченной на миллиметровой бумаге, второй конец сифона, на

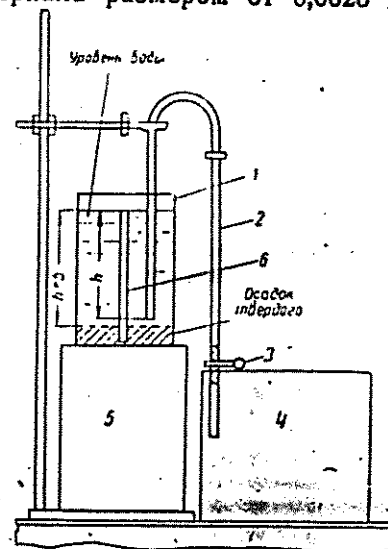


Рис. 94. Схема установки для анализа метродом, отмучивания:
 1 — цилиндр; 2 — сифон; 3 — зажим;
 4 — приемник; 5 — подставка; 6 —
 полоска миллиметровой бумаги

котором надета резиновая трубка с зажимом, опускают дно стакана в сосуд, для сбора слива. После этого содержимое стакана энергично взмучивают мешалкой и в момент прекращения взмучивания делают засечку по секундомеру или часам, оставляя пульпу в покое на время t . Через t секунд зажим постепенно ослабляют и неосевший материал крупностью d мм сливают, после этого опять добавляют воду до уровня h и операцию повторяют до тех пор, пока слив не станет прозрачным. Отмывка начинается с самой тонкой фракции, например — 0,010 мм. При удалении в слив очень тонких классов процесс отмучивания повторяют иногда несколько десятков раз, что занимает весьма продолжительное время. Этот процесс применяют, когда нет гидравлического классификатора.

§ 50. Определение формы и крупности зерен полезных ископаемых

Для определения формы и крупности зерен полезных ископаемых из технологической пробы песков выделяют некоторое их количество и подвергают изучению.

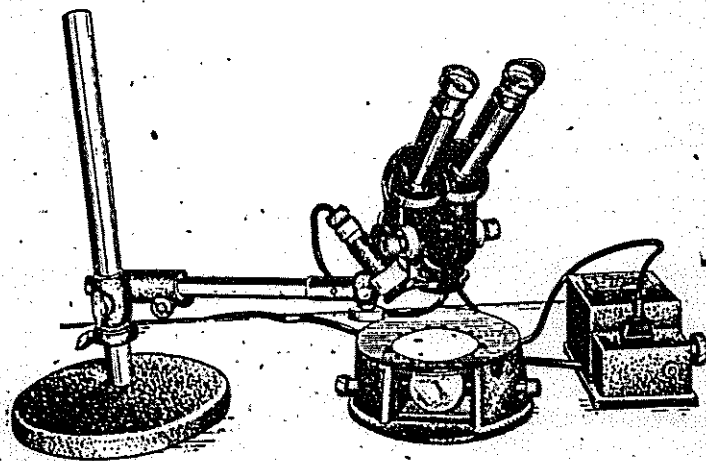


Рис. 95. Бинокулярный микроскоп

Выделение полезных ископаемых из отквартованной навески от технологической пробы песков производят при помощи концентрационного стола лабораторного типа.

Форма и поверхность зерен полезного ископаемого изучают под бинокулярным микроскопом (рис. 95).

Крупность зерен устанавливается просеиванием материала на ручных ситах или на механическом встряхивателе типа Ротап.

Определение удельного веса. Удельный вес полезных ископаемых определяется в пикнометре объемом 5—10 см³.

В качестве среды для взвешивания навески употребляют: вода комнатной температуры, бензол, толуол или спирт. Навеску берут 1—5 г.

Для определения удельного веса взвешивают пустой пикнометр, затем наполненный водой, бензолом, толуолом или спиртом. После этого в опорожненный и высушенный пикнометр

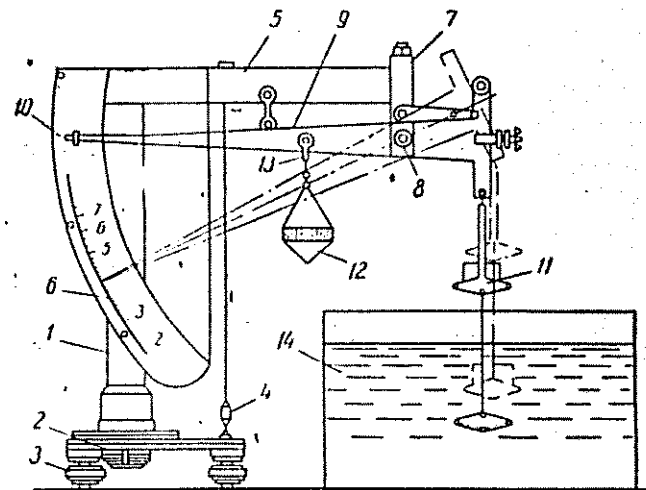


Рис. 96. Схема квадрантных весов (по И. З. Марголину):

помещают исследуемый материал, взвешивают его сначала без среды, потом наполняют средой до метки и взвешивают. Перед взвешиванием тщательным взбалтыванием удаляют пузырьки воздуха. Взвешивание производят на аналитических весах.

Удельный вес полезного ископаемого определяется по формуле:

$$\gamma = \frac{P}{Q_1 + Q_2 + P + Q_3}, \quad (96)$$

где P — вес минерала;

Q_1 — вес пикнометра;

Q_2 — вес воды;

Q_3 — суммарный вес пикнометра с водой и погруженным в него минералом.

Для быстрого определения удельных весов полезных ископаемых применяют квадрант И. З. Марголина (рис. 96). Квадрант имеет полую стойку 1, закрепленную на подставке 2; винтовые ножи 3 позволяют устанавливать квадрант

по отвесу 4. Вверху стойки закреплен кронштейн с со шкалой 6 и траверсой 7 с осью 8. На оси вращается Т-образный рычаг 9, заканчивающийся у шкалы стрелкой 10. На рычаге подвешены две чашки 11, из которых одна постоянно находится в кювете 14 с водой, вверху рычага закреплен груз, равный весу чашек.

Проба, положенная в верхнюю чашку 11, вначале уравновешивается приблизительно грузом, подвешиваемым к крючку 13, затем уравновешивается точно (для чего в чашку 12 доливают воды), так чтобы стрелка 10 стояла на нуле. Затем перекладывают пробу в нижнюю чашку 11, в результате стрелка 10 отклоняется вниз и показывает на шкале значение удельного веса пробы.

Чувствительность квадранта тем меньше, чем больше удельный вес пробы. Поэтому данный прибор применим в основном для измерения небольших удельных весов (меньше 4—5).

Количественное распределение минералов по удельным весам устанавливается гравитационным (фракционным) анализом, заключающимся в разделении минералов в тяжелых жидкостях или в расплавленных солях.

Гравитационный анализ производится путем подбора жидкости с удельным весом, средним между удельными весами минералов, находящихся в смеси. Минералы, удельный вес которых выше удельного веса жидкости, опускаются на дно сосуда; минералы с меньшим удельным весом всплывают на поверхность жидкости.

Наиболее часто применяются жидкости: водный раствор двойной ртути и йодистого бария (уд. вес 3,58), йодистый метилен (уд. вес 3,348), водный раствор двойной соли двойной ртути и йодистого калия (уд. вес 3,17—3,19), бромформ (уд. вес 2,9), клеричи (уд. вес 4,2) и др.

В случае необходимости удельный вес тяжелой жидкости понижают, разбавляя ее соответствующим разбавителем, количество которого определяется по формуле:

$$V = \frac{V_1(\gamma_1 - \gamma)}{\gamma - \gamma_2} \quad (97)$$

где V — объем разбавителя, который нужно добавить для получения необходимого удельного веса;

V_1 — объем жидкости, подлежащей разбавлению;

γ_1 — удельный вес жидкости, подлежащей разбавлению;

γ_2 — удельный вес разбавителя;

γ — необходимый удельный вес жидкости.

Обычно разделению в тяжелой жидкости подвергаются немагнитная и слабая электромагнитная фракции, получаемые при обработке проб магнитной скобой или электромагнитом.

Разделение минералов в тяжелых жидкостях производится в стеклянных делительных воронках, пробирках, стаканчиках и центрифугах.

Центрифуги применяют открытого и закрытого типа с ручным и механическим приводами, периодического и непрерывного действия (рис. 97).

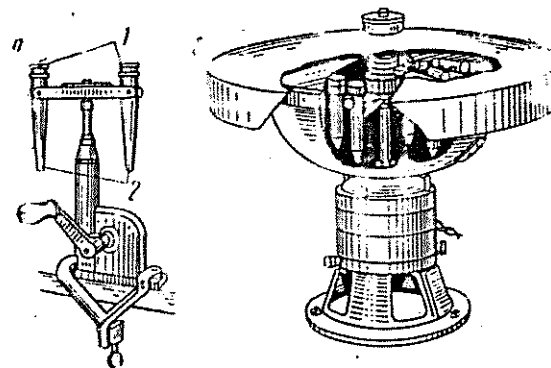


Рис. 97. Центрифуги:

а — ручная; б — механическая; 1 — пробирки; 2 — металлические гнезда

Порядок разделения минералов в стаканчиках и пробирках следующий: сначала высыпают в сосуд пробу и наливают тяжелую жидкость объемом в 2—5 раз больше, чем объем пробы. Затем перемешивают стеклянной палочкой и дают некоторое время отстояться. Легкую фракцию с жидкостью осторожно сливают на фильтр. На дне сосуда остается тяжелая фракция, которую вымывают горячей водой. Вместо бумажного фильтра удобнее пользоваться фильтрами из плотного шелка или материала — обязательно белого цвета.

Тяжелая и легкая фракции промываются два-три раза теплой водой до полного растворения тяжелой жидкости, и высушиваются. Вода после промывки собирается для регенерации тяжелой жидкости, особенно при применении жидкостей Рорбаха и Клеричи.

Жидкости Рорбаха и Клеричи легко восстанавливаются из воды путем выпаривания последней. Температура при выпаривании поддерживается 70—80°С (без кипячения). После регенерации жидкость фильтруется в целях освобождения от осадков, удельный вес восстановленной жидкости проверяется эталонами (минералами) или ареометром.

В качестве расплавленных солей применяют смесь различных количеств хлористых свинца и цинка (уд. вес от 2,4 до 5,0); азотнокислую закисную ртуть, которая, плавясь при

температуре 70° С, образует бесцветную подвижную жидкость (уд. вес 4,3); азотнокислое серебро, которое, плавясь при температуре 180° С, образует также подвижную бесцветную тяжелую жидкость (уд. вес 4,1).

В табл. 84 приведен примерный минералогический состав легких и тяжелых фракций после разделения в жидкостях Рорбаха и Клеричи.

Таблица 84

Примерный минералогический состав фракции после разделения в жидкостях

Жидкость	Исходный материал	Легкая фракция		Тяжелая фракция	
		основные компоненты	примеси	основные компоненты	примеси
Рорбаха	Немагнитная фракция от магнитной скобы	Пироксены, амфиболы, кварц, полевые шпаты, эпидот, сфен и др. с уд. весом меньше 3,5	Оксиды железа	Ильменит, гематит, гранат, циркон, ксенотим и др. с уд. весом больше 3,5	Сфен, пироксены, амфиболы
Рорбаха	Слабая электромагнитная фракция от электромагнита	Пироксены, амфиболы, эпидот и др.	Сфен	Гранат, сфен, пироксены, амфиболы, рутил и др. с уд. весом больше 3,5	—
Клеричи	Немагнитная фракция от магнитной скобы	Пироксены, амфиболы, эпидот, кварц, гранат, полевые шпаты, сфен и др. с уд. весом меньше 4,2	Гидрооксиды железа и др.	Ильменит, циркон, гранат, гематит, ксенотим и др. с уд. весом больше 4,2	—
Клеричи	Слабая электромагнитная фракция	Пироксены, амфиболы, эпидот	Циркон, гранат	Ксенотим	Рутил, гранат и др.

Примечание. Иногда часть мелких зерен тяжелых минералов, особенно циркона, попадает в легкую фракцию.

Определение коэффициента трения. Углом трения называется угол, тангенс которого равен коэффициенту трения между двумя телами.

Коэффициент трения вычисляется по формуле:

$$f = \operatorname{tg} \alpha, \quad (98)$$

где α — угол трения.

Если угол наклона плоскости к горизонту не больше угла трения, то данное тело удерживается на этой плоскости в равновесии только силами трения.

Определение угла трения полезного ископаемого производят на приборе проф. П. В. Ляписко [37]. Минералы предварительно классифицируют по шкале В. И. Тихомирова, затем помещают на пластинку из чугуна, дерева или прорезиненной ткани (автомобильные покрышки). Один конец пластинки закреплен на приборе шарнирно, второй может подниматься или опускаться за шнур. Конец шнура опускают до тех пор, пока материал не начнет двигаться по пластинке. Угол наклона пластинки соответствует началу движения испытуемого полезного ископаемого и будет равен углу трения.

Коэффициент трения определяется как в воздухе, так и в воде.

Определение амальгамационной способности золота. Проба золота определяется пробирным анализом, выполнение которого подробно изложено проф. В. Я. Мостовичем в курсе «Пробирное искусство».

Способность золота к амальгамации устанавливается следующим образом: неамальгамированное золото в количестве не менее 200 мг помещается в фарфоровую чашку, куда добавляется чистая ртуть в количестве не менее 100 г. Если золото после энергичного перемешивания стеклянной палочкой в течение не менее 5 мин смачивается ртутью и не всплывает на ее поверхность, то способность золота к амальгамации считается хорошей.

Определение магнитной восприимчивости. Магнитная восприимчивость минералов является основным физическим свойством, определяющим поведение зерен смеси минералов в постоянном магнитном поле сепаратора.

Магнитную восприимчивость минералов определяют различными способами. Наиболее удобный способ определения — с помощью магнитных весов, основанный на сравнении магнитных сил, действующих на помещенный в магнитном поле испытуемый образец и эталон, магнитная восприимчивость которого известна.

Магнитные весы (рис. 98) состоят из электромагнита, питаемого постоянным током, и весов.

К днищу одной из чашек прикрепляют на упругой ленте стеклянную колбочку, в которую кладут испытуемый образец.

Конструкция магнитной системы должна быть такой, чтобы тот участок, где помещают колбочку с испытуемым образцом, обеспечивал постоянный градиент магнитного поля.

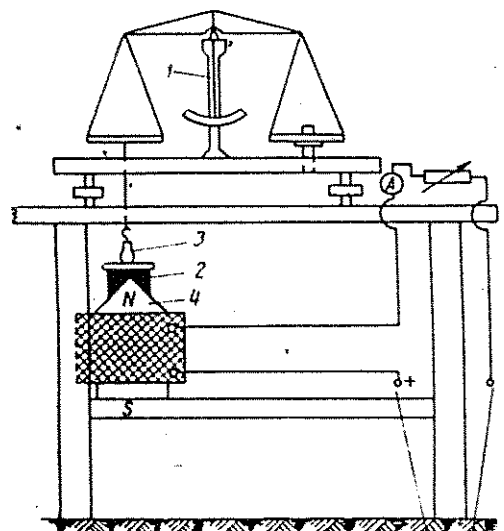


Рис. 98. Схема установки электромагнитных весов:

1 — аналитические весы; 2 — подставка из немагнитного материала; 3 — колбочка с исследуемой пробой материала; 4 — полюс электромагнитной системы (N и S соответственно северный и южный полюсы магнитной системы)

в количестве 0,5—2 г помещают в стеклянную колбочку и устанавливают ее на подставку, укрепленную над полюсным пространством магнитной системы, не включая постоянный ток. Нить, удерживающая колбочку, должна быть такой длины, чтобы в момент равновесия при нахождении колбочки на подставке стрелка весов была на нуле. Колбочка с эталоном уравнивается грузом, помещенным на другой чашке весов. Затем включают ток, величина которого регулируется реостатом. Весы вновь уравнивают и определяют вес груза, необходимого для отрыва колбочки с эталоном, помещенным в магнитное поле, при данной величине тока. Силу отрыва определяют несколько раз, при различных значениях тока. Вначале дают 1 а, уравнивают весы и фиксируют груз, который был необходим для вывода эталона с колбочкой из равновесия. Затем увеличивают величину тока до 2, 3, 4, 5, 6 а, в зависимости от возможностей магнитной системы, и определяют силу отрыва.

При определении магнитной восприимчивости слабомагнитных минералов обычно пользуются аналитическими весами. Для сильномагнитных минералов могут применяться технические весы. Весы не должны иметь деталей, изготовленных из магнитных материалов.

Магнитная сила измеряется весом груза, способного оторвать образец от полюсов магнитной системы в направлении, противоположном действию магнитных сил.

Определение магнитной восприимчивости производят следующим образом.

Навеску пиррофосфата марганца, служащего в качестве эталона (удельная восприимчивость его равна $117 \cdot 10^{-5}$

После определения силы отрыва для эталона определяют силу отрыва аналогичным образом для испытуемого образца, помещенного в магнитное поле. Обычно силу отрыва для образца определяют для двух-трех одноименных значений величины тока, которые подбираются сообразно техническим возможностям весов.

Зная магнитную восприимчивость эталона и усилия, уравновешивающее действие магнитных сил на эталон и на образец, можно определить магнитную восприимчивость испытуемого минерала по формуле:

$$\bar{\chi} = \chi_1 \frac{P_1 Q}{P Q_1}, \quad (99)$$

где χ — удельная магнитная восприимчивость эталона;
 χ_1 — удельная магнитная восприимчивость испытуемого минерала;
 P — усилие, уравновешивающее действие магнитных сил для навески эталона, г;
 P_1 — усилие, уравновешивающее действие магнитных сил на испытуемый образец, г;
 Q — вес навески эталона, г;
 Q_1 — вес навески испытуемого минерала, г.

Найденные магнитные восприимчивости испытуемого минерала при нескольких определениях должны быть близки между собой.

Магнитная восприимчивость минерала определяется как среднее арифметическое всех определений.

Количественное определение процентного содержания минералов по их магнитным свойствам производится магнитным анализом.

Магнитный анализ заключается в разделении минералов в магнитном поле на фракции, содержащие минералы с различными магнитными свойствами, или на ряд фракций, содержащих минералы с различной магнитной проницаемостью, что достигается изменением интенсивности магнитного поля.

Простейшим прибором для магнитного анализа сильномагнитных минералов является магнитная скоба (постоянный подковообразный магнит); для слабомагнитных минералов применяют электромагнитную скобу (рис. 99).

Для отделения сильномагнитных минералов с помощью магнитной скобы материал высыпает на бумагу, клеенку или стекло, перемешивают его магнитной скобой, на которую для удобства отделения приставших минералов предварительно надевают чехол из тонкой листовой меди или просто из бумаги; притянувшийся к скобе материал отделяют. После первого приема разделения в магнитную фракцию механически увле-

Распределение минералов по магнитной восприимчивости

Сильная электромагнитная фракция	Средняя электромагнитная фракция	Слабая электромагнитная фракция	Неэлектромагнитная фракция
Ильменит Гематит	Ильменит Гранат Амфиболы Пироксены Ксенотим Вольфрамит	Гранат Пироксены Ксенотим Ставролит Монацит Сфен Темноокрашенный циркон	Циркон Сфен Рутил Анаказ Брукит Золото Касситерит Шеелит Алмаз Киноварь Кварц

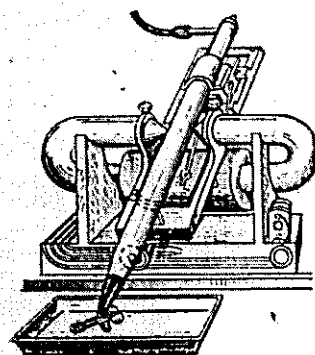


Рис. 99. Электромагнитная скоба трубчатого сепаратора

кается часть немагнитных минералов, в немагнитной фракции остается некоторое количество магнитных минералов. Поэтому магнитная и немагнитная фракции перечищаются.

Основным недостатком магнитной скобы является отсутствие возможности изменять интенсивность магнитного поля.

Для слабомагнитных минералов применяют электромагнит с плоскими и клинообразными полюсами.

Интенсивность магнитного поля на электромагните регулируется изменением величины тока, пропускаемого через обмотку.

Для разделения материал равномерным слоем насыпают на стекло, включают ток, регулируя его силу реостатом.

Стекло с насыпанным материалом медленно передвигают вправо и влево таким образом, чтобы весь материал прошел под верхним полюсом; затем стекло передвигают так, чтобы полюс с притянувшимися к нему зернами минералов оказался над чистым стеклом, и включают ток. Притянувшиеся минералы падают на стекло под действием

силы тяжести. Последовательно увеличивая интенсивность магнитного поля, можно получить несколько фракций, содержащих минералы с различными магнитными свойствами. Обычно электромагнитом выделяют четыре и больше фракций. Первая, сильная электромагнитная фракция состоит в основном из ильменита, гематита и примесей граната, пироксенов, амфиболов и др.; вторая, промежуточная или средняя, электромагнитная фракция — из граната, амфиболов, пироксенов и с примесями ильменита, ксенотима, и др.; третья, слабая электромагнитная фракция — из монацита, сфена, ксенотима, амфиболов, пироксенов, ставролита, и четвертая, неэлектромагнитная фракция — из циркона, рутила, кварца и полевых шпатов. Следует заметить, что некоторые разновидности циркона притягиваются в слабую электромагнитную фракцию.

Все фракции перечищаются на электромагните по два-три раза.

На электромагните большинство электромагнитных минералов попадают в соседние фракции, поэтому мономинеральные фракции получить трудно.

В табл. 85 приведены минералы, расположенные в порядке убывания магнитной восприимчивости.

Измерение электрических сопротивлений минералов и их диэлектрических постоянных. Измерение сопротивления отдельных минералов производится на приборе, схема которого показана на рис. 100.

Между двумя металлическими цилиндрами 1 диаметром 20 мм укладываются исследуемые зерна 2 минерала в количестве 10—20 шт. Укладка зерен производится под микроскопом. Размер исследуемых зерен определяется как средний из общего их числа. Расстояние между цилиндрами, определяемое крупностью зерен, регулируется микрометрическим винтом. Прибор включается в цепь зеркального гальванометра 3 и источника напряжения.

Измерения производят по способу вольтметра и амперметра. Амперметром служит зеркальный гальванометр 3 чувствительностью 10^{-9} а. При этом измеряется ток, проходящий через зерна при определенном напряжении. Затем зерна осторожно поворачиваются и вновь определяется ток. Сопротивле-

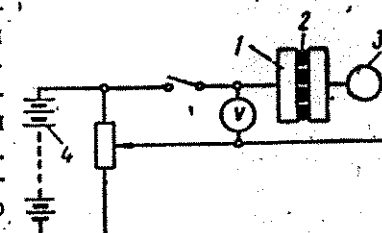


Рис. 100. Установка для измерений электропроводности: 1 — металлические цилиндры; 2 — исследуемые зерна минералов; 3 — зеркальный гальванометр; 4 — источник тока

Вес навески для минералогического анализа материала, содержащего менее 50% легких минералов пустой породы, достаточно надежно определяется по формуле:

$$q = 50 d^3, \text{ г}, \quad (100)$$

где d — диаметр максимального зерна полезного ископаемого в мм.

Для материала, содержащего легкие минералы пустой породы больше 50%, вес навески для минералогического анализа увеличивают в 1,5—2 раза.

В связи с тем, что методика минералогического анализа для определения полезных ископаемых крупностью —0,074 мм разработана недостаточно, определение ценных компонентов в данном материале производится химическим и спектральным анализами.

Точность количественного спектрального определения зависит от концентрации ценных компонентов в исследуемой пробе.

Для интервала концентраций 0,1—10% точность характеризуется вероятной ошибкой отдельного определения, равной 10%. Для более низких концентраций точность спектрального анализа снижается и допустимым считается отклонение результатов в пределах $\pm 30\%$. Такая точность анализа при весьма низком содержании ценных компонентов не всегда дает возможность правильно судить о результатах эксперимента.

Исходя из этого, навески от материала крупностью —0,074 мм предварительно подвергаются химическому обогащению, после которого они поступают на спектральный анализ.

Содержание полезных ископаемых по данным анализов дается в относительных количествах (в процентах) или в весовых (в граммах).

Схема обработки проб песков, содержащих золото, представлена на рис. 102.

Способ извлечения золота зависит от крупности обработанных песков. Если пески крупностью +2 мм, оно извлекается путем концентрации на лотке или вальгерде; при крупности 2—0,074 мм — амальгамацией и из песков крупностью —0,074 мм — плавкой.

Амальгамация проб небольшого объема (0,2—0,3 л) производится в бутылочных амальгаторах; пробы объемом 3—5 л амальгамируются в фарфоровых мельницах или в металлических бочках. Скорость вращения амальгамационных приборов 20—25 об/мин. Время перемешивания 1,5—2 ч.

В амальгамационные приборы вместе с пробой загружается ртуть: при бедных пробах 3—5% от веса материала; при богатых — в 8—10 раз больше от предполагаемого количества золота в пробе.

При наличии в пробах значительного содержания шлиховых минералов амальгамация производится в щелочной среде, которая предотвращает пемзование ртути. Для этой цели вводят известь в прибор в количестве 2—4% от веса пробы или в ртуть

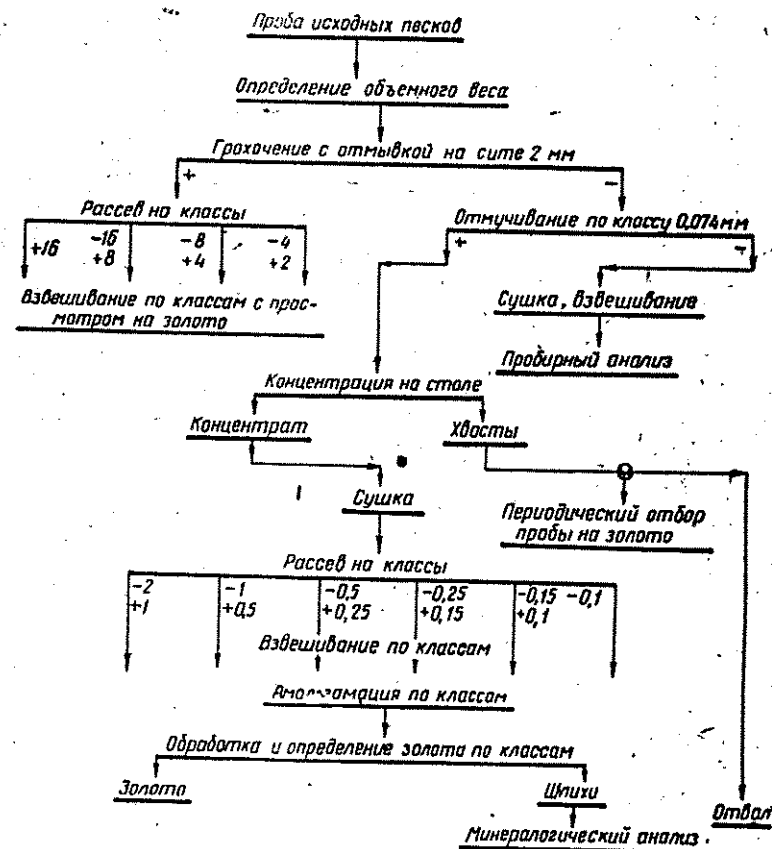


Рис. 102. Принципиальная схема обработки песков, содержащих золото

(в зависимости от ее количества) вводят 1—2% едкого натра. Амальгаму отбивают в фарфоровых чашках или на лотке с нарифлениями (рис. 103). Для отбивки амальгамы целесообразнее применять коробчатый амальгамоуловитель конструкции Иргиредмет.

Амальгама разваривается в 50-процентной азотной кислоте. На каждые 50 г амальгамы берется 100 см³ кислоты (если амальгамы менее 50 г, кислоты берется также 100 г).

Разварка амальгамы производится в химических стаканчиках с подогревом раствора под вытяжным шкафом.

Охлаждающий раствор фильтруется через бензольный фильтр. Фильтр высушивается и с осадком подвергается пробирному анализу.

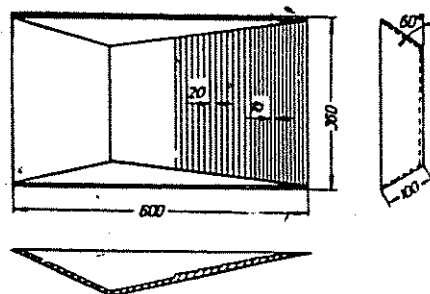


Рис. 103. Лоток с нарифлениями

Материал пробы крупностью — 0,074 мм подвергается отстаиванию. Осаждение производится с присадкой осадителей — квасцов (лучше алюминиевых) или извести.

10-процентный раствор квасцов вливается непосредственно в муть в количестве 5—10 см³ на литр. Известь применяется в виде известкового молока.

После осаждения вода из отстойника отсифонивается резиновым шлангом. Полученный осадок сушится, после сушки образуются комья, которые растираются вручную или в фарфоровых мельницах со стальными шарами.

Материал перемешивается и сокращается на делители Джонса. Каждая проба методом квадратов сокращается до 100 г, навески проб в количестве не менее 10 шт. направляются на коллективную плавку.

На основании данных, полученных в результате обработки проб, подсчитывают: выход по классам, распределение и содержание полезных ископаемых по классам и в целом по пробе.

Ситовый состав материала пробы выражается в процентах и подсчитывается по весу класса.

Распределение полезных ископаемых по классам определяется в процентах, содержание подсчитывается: шлиховых минералов в процентах, а золота в г/м³ или г/т.

Глава XI

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ИСПЫТАНИЯ ПЕСКОВ РОССЫПНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

§ 52. Общие положения

Технологические исследования на средних пробах песков проводят в целях:

- 1) выявления принципиальной возможности и экономической целесообразности выделения из песков полезных ископаемых;
- 2) выбора рациональной качественно-количественной схемы обогащения;
- 3) разработки режимных условий процесса обогащения;
- 4) установления технологических показателей процесса обогащения.

Объем и характер исследований определяются задачами, поставленными для конкретного вида сырья. По целевому назначению они могут быть подразделены на три группы.

К первой группе технологических исследований, проводимых в стадии предварительной разведки, относится изучение вещественного состава песков и их обогатимости.

В результате этих исследований должны быть изучены и установлены:

- 1) вещественный состав песков;
- 2) принципиальная схема обогащения песков;
- 3) примерные режимы работы аппаратуры;
- 4) вероятные технологические показатели обогащения песков.

Результаты технологических исследований используются для направления геологоразведочных работ и служат основой разработки проектных заданий по обогащению песков.

Ко второй группе технологических исследований, проводимых в стадии детальной разведки месторождения, относятся испытания, в процессе которых устанавливается рациональная схема обогащения песков, изучаются влияния режимных факторов на качественные показатели процесса, уточняются режимы работы обогатительных приборов и их технологические показатели.

Результаты данных исследований используются при составлении технического проекта обогащательной установки.

К третьей группе относятся исследования, проводимые непосредственно в процессе эксплуатации месторождения на опытной фабрике или в опытном цехе (отделении).

В процессе их устанавливают оптимальные условия дезинтегрирующих устройств, которые при лабораторных исследованиях подбираются только в первом приближении. Одновременно уточняется режим работы основной обогащательной аппаратуры промышленного размера, для которой на лабораторном оборудовании устанавливаются только исходные параметры.

Результаты данных исследований используются при рабочем проектировании обогащательных установок и при составлении карты технологического процесса.

Рассмотренные этапы технологических исследований и последовательность их проведения представляют общий случай.

При несложности вещественного состава песков и полной ясности технологической схемы изучение может быть закончено лабораторными исследованиями, т. е. в две стадии. В других случаях, когда имеется большой экспериментальный материал по технологическим испытаниям аналогичных месторождений, а также практические данные работы обогащательных установок, испытания могут быть проведены сокращенно.

При сокращенных исследованиях детально изучается вещественный состав песков, затем на основании имеющихся материалов по эксплуатации или исследованиям однотипных россыпей подбирают режимные условия работы аппаратуры, при которых и проводят серию контрольных опытов с установлением качественной схемы и количественных показателей.

Результаты этих исследований могут быть заложены как в технический проект, так и в рабочие чертежи.

Обогащательные лаборатории геологических партий и экспедиций должны изучать только вещественный состав песков и их обогатимость. Такая организация испытаний позволяет более всесторонне исследовать пески с различных участков россыпи, ускоряет технологическую оценку месторождения и подготовку запасов к их утверждению.

Вторая и третья группы технологических исследований проводятся специализированными научно-исследовательскими институтами.

В настоящее время обогащение тонкозернистых, труднопромывистых песков, содержащих титано-циркониевые, ниобиевые и другие редкие минералы, крупностью мельче 0,5 мм, осуществляется по стадийным схемам, включающим отсадочные машины, винтовые сепараторы, гидроциклоны, флотационные машины, магнитные и электрические сепараторы и т. п. Поэтому серьезное внимание должно быть уделено третьей группе техно-

логических исследований как в период подготовки месторождения к эксплуатации, так и при их отработке.

Особое внимание следует уделять строительству опытных фабрик для крупных россыпных месторождений, требующих сложных многостадийных схем. Опыт работы таких фабрик показывает, что организация их является не только целесообразной, но и необходимой.

Результаты испытаний, полученные на опытных установках, значительно улучшали рабочее проектирование обогащательных фабрик и содействовали коренному улучшению технико-экономических показателей работы последних в период их эксплуатации.

§ 53. Вес проб

Вес пробы определяется количеством отобранного в пробу материала, необходимого для сохранения ее представительности.

Вес пробы определяется расчетным путем и зависит от характера и количественного распределения анализируемого показателя.

При навесках около 40 кг, с содержанием минералов тяжелой фракции 2 кг/т исходных песков выход концентрата основной операции составит примерно 4 кг (10%), в котором будет заключаться до 80 г тяжелых минералов. Очевидно, что такое количество тяжелых минералов будет вполне достаточно для изучения их физико-химических свойств. Выход концентрата в 4 кг позволяет провести очистную операцию на лабораторном концентрационном столе. Для пересчетных операций как на отсадочной машине, так и на винтовом сепараторе такого количества концентрата будет явно недостаточно. Поэтому для опытов по пересчетке продуктов на этих приборах необходимо на основную операцию брать навески в 10—20 раз больше.

Исходя из положений вариационной статистики и опыта работы, целесообразно:

1. Для предварительных опытов по подбору режима на отсадочных машинах лабораторного типа 4-ОМД-1 и 30-ОТ и винтовых сепараторах М-1 брать навески при содержании в исходных песках минералов тяжелой фракции более 5 кг/т — 50 кг, от 2 до 5 кг/т — 75 кг и менее 2 кг/т — 100 кг.

2. Для опытов с последующей пересчеткой исходный вес навесок следует принимать исходя из необходимости иметь концентрата основной операции: при пересчетке на концентрационном столе 5—8 кг, при пересчетке на лабораторных отсадочных машинах и винтовых сепараторах М-1 25—30 кг.

Для опытов по разделению коллективных концентратов навески последних следует брать: для магнитного сепаратора МСЛ-3 (Ленинград) 40—50 кг, для электрического сепаратора ЭКС-2 5—10 кг.

§ 54. Выбор технологической схемы обогащения песков

Выбор схемы обогащения производится на основании изучения вещественного состава песков и их технологических испытаний.

В процессе технологических испытаний могут быть установлены несколько вариантов схем обогащения, из которых следует выбрать наиболее рациональный (с технологической и экономической сторон).

Выбор схемы зависит от многих факторов, главными из них являются: крупность песков и их промывистость; крупность полезных ископаемых и их физико-химические свойства; минералогический состав тяжелой фракции; содержание полезных ископаемых в песках, их ценность; кондиции, предъявляемые к качеству концентратов, производительность предприятия и способ разработки месторождения.

Способ разработки в значительной степени предопределяет выбор схемы, особенно гидравлический, когда размытые пески в забое сразу же транспортируются струей воды на обогатительные устройства. В этом случае пульпа сильно разжижена ($J: T$ от 40 до 110:1), что исключает применение ряда обогатительных приборов.

При гидравлическом способе разработки, особенно при шлюзовом методе, осуществить предварительно обезвоживание песков экономически невыгодно, да и невозможно.

При крупности полезных ископаемых + 0,25 мм обычно применяют гравитационный способ, а при крупности — 0,25 мм — центробежную концентрацию или флотацию. При различии в магнитной восприимчивости и электропроводности применяют электромагнитный и электрический методы.

Крупность полезных ископаемых и их содержание также влияют на выбор числа стадий обогащения. При обогащении песков крупностью — 1 мм, с содержанием полезных ископаемых крупностью — 0,5(0,25) мм больше 10 кг/м³ следует применять схемы с увеличенным числом стадий обогащения.

Содержание полезных ископаемых оказывает влияние и на число перечисток концентратов, так как при низком содержании для получения кондиционного концентрата требуется больше перечисток, чем при высоком.

Кондиции, предъявляемые металлургической промышленностью к качеству концентратов, определяют выбор способа обогащения и количество перечистных операций.

При наличии в песках комплекса минералов применяют схемы с выделением коллективного концентрата и его дальнейшего разделения на селективные. В данном случае принимают две раздельные схемы: одна для первичного обогащения песков и другая для доводки (разделения) коллективных концентратов.

Разделение схем обуславливается тем, что при разработке комплексных россыпей обычно первичное обогащение производится на нескольких фабриках, разделение концентратов осуществляется на одной районной доводочной фабрике (станции).

При разработке россыпей наряду с основным полезным ископаемым необходимо извлекать и другие ценные компоненты, находящиеся в песках в виде спутников.

Если производительность предприятия невысокая, схема обогащения должна быть наиболее простая, так как на таких предприятиях применение сложной схемы экономически менее оправдано.

Только в результате тщательно проведенных технологических испытаний и технико-экономического сравнения различных вариантов схем обогащения можно выбрать наиболее рациональную качественно-количественную схему обогащения песков, обеспечивающую комплексное и наиболее полное извлечение полезных ископаемых при минимальной стоимости продукции.

§ 55. Расчет количественной схемы обогащения

На основе качественной схемы производится расчет количественной и водно-шламовой схем.

Рассмотрим для примера расчет количественной схемы для драги.

Расчет количественной схемы производим исходя из максимальной производительности драги, которая устанавливается согласно техническим условиям в 200 м³/ч в целике. Учитывая коэффициент разрыхления песков, равный 1,27, находим максимальную производительность драги по пескам в разрыхленном состоянии: $200,0 \times 1,27 = 254,0$ м³/ч. Принимаем коэффициент наполнения черпаков равным 1.

Следовательно, количество воды, поднимаемой черпаками совместно с песками, составит: $254,0 - 200,0 = 54,0$ м³/ч.

«Просор» песков у завалочного люка, на основании данных практики, составляет 3,0—5,0%. В расчете принимаем просор песков, в среднем равный 4,0% от производительности черпачной цепи, что составит: $200,0 \times 0,04 = 8,0$ м³/ч.

Из этого количества на подчерпачковые грохоты в среднем поступает 85,0% песков, или 6,8 м³/ч, а 15,0%, или 1,2 м³/ч, сбрасывается в подчерпачковую прорезь.

На подчерпачковых грохотах получается в итоге два продукта: галя (+20 мм) в количестве 0,1 м³/ч, сбрасываемая в подчерпачковую прорезь, и эфеля (—20 мм) в количестве 6,7 м³/ч, которые поступают в зумпф гидроэлеватора и транспортируются в завалочный люк дражной бочки.

При просоре песков с последними теряется воды в объеме 2,0 м³/ч. Для обмыва черпаков в завалочном люке и для ороше-

ния нижнего подчерпакового грохота, на основании практической работы драг, принимаем расход воды: в завалочном люке — $61,0 \text{ м}^3/\text{ч}$; на подчерпаковом грохоте — $27,0 \text{ м}^3/\text{ч}$.

Для транспортирования гидроэлеватором в дражную бочку эфелей (— 20 мм), выходящих из-под черпакового грохота, расход рабочей воды, согласно расчету гидроэлеватора, принимаем в объеме $32,0 \text{ м}^3/\text{ч}$.

Общее количество воды, поступающей в бочку, принято равным $1123,65 \text{ м}^3/\text{ч}$; из этого количества на долю свежей воды, подаваемой в оросительную трубу бочки, приходится $950,0 \text{ м}^3/\text{ч}$. Таким образом, при поступлении в бочку песков в количестве $198,7 \text{ м}^3/\text{ч}$ на 1 м^3 песков в час приходится воды: $\frac{1123,65}{198,7} = 5,7 \text{ м}^3/\text{ч}$.

После дезинтеграции и грохочения в бочке песков, учитывая их ситовый состав и перфорацию бочки (на первом и втором ставках по 10 мм, на третьем и четвертом — по 12 мм), выход галей составит примерно 5%, т. е. $9,9 \text{ м}^3/\text{ч}$. Выход эфелей (— 12 мм) соответственно будет равен: $198,7 - 9,9 = 188,8 \text{ м}^3/\text{ч}$.

На основании практической работы драг, из общего количества воды, поступающей в бочку, $1123,65 \text{ м}^3/\text{ч}$ уйдет: с галей 0,5%, или $5,65 \text{ м}^3/\text{ч}$; с эфелями 99,5%, или $1118,0 \text{ м}^3/\text{ч}$.

Для транспортирования эфелей, выходящих из бочки, по желобам с уклоном 7° в головную часть подается свежая вода в количестве $300,0 \text{ м}^3/\text{ч}$.

Данный расход берут из расчета получения разжижения пульпы равным $7,5 : 1$ (по объему), что необходимо для самотечного транспортирования эфелей по желобам. Такое разжижение питания вполне нормально для работы основных отсадочных машин.

Исходя из производительности драги $200 \text{ м}^3/\text{ч}$ и удельной нагрузки отсадочных машин $2,5 \text{ м}^3/\text{ч}$ на 1 м^2 решета, принимаем 20 четырехкамерных отсадочных машин.

Машины устанавливаются по две камеры в ряд. Фронт отсадки длиной 4 м. Общая площадь отсадочных машин 80 м^2 .

На основании испытаний отсадочных машин на конкретных песках принимаем расход подрешетной воды равным 7 л/сек на 1 м^2 решета.

На одну четырехкамерную машину, имеющую площадь решета, равную 4 м^2 , потребуется подрешетной воды: $\frac{4,0 \times 7,0 \times 3600}{1000} = 100,8 \text{ м}^3/\text{ч}$.

При одновременной работе 20 четырехкамерных отсадочных машин общий расход подрешетной воды составит: $100,8 \times 20,0 = 2016,0 \text{ м}^3/\text{ч}$.

Из этого количества воды с подрешетными концентратами (при их непрерывной разгрузке) с 1 м^2 решета будет уходить 2 л/сек , а с хвостами отсадки 5 л/сек . Часовое распределение

подрешетной воды по продуктам отсадки составит: с подрешетными концентратами $576,0 \text{ м}^3/\text{ч}$; с хвостами отсадки, $1440,0 \text{ м}^3/\text{ч}$.

Общее количество воды, уходящей с хвостами отсадочных машин (учитывая воду в питании и подрешетную), составит: $1118,0 + 300,0 + 1440,0 = 2858,0 \text{ м}^3/\text{ч}$. На основании технологических испытаний песков выход подрешетных концентратов составит 30% от питания отсадочных машин, или $188,8 \times 0,3 = 56,64 \text{ м}^3/\text{ч}$, которые направляются на береговую фабрику. Соответственно выход хвостов отсадки (без получения подрешетных концентратов) составит 70%, или $188,8 \times 0,7 = 132,16 \text{ м}^3/\text{ч}$, последние по эфельным колодам направляются в отвал.

Разжижение подрешетных концентратов будет равно: $\frac{576,0}{56,6} = 10,2 : 1$.

Разжижение хвостов отсадочных машин будет равно: $\frac{2858,0}{132,16} = 21,6 : 1$.

Все данные по расчету количественной схемы сводятся в табл. 87, а баланс воды в табл. 88.

На основании качественно-количественной схемы производится выбор обогатительного оборудования, составляется схема цепи аппаратов и приводится их подробная характеристика.

Таблица 87
Данные по расчету количественной схемы

№ пп.	Наименование операций	Выход твердого		Т : Ж	Количество воды, $\text{м}^3/\text{ч}$	Всего Т + Ж
		$\text{м}^3/\text{ч}$	%			
1	Поступает в черпаки:					
	а) песков	200,0	100,0	1 : 0,27	54,0	254,0
	б) воды для обмыва черпаков	—	—	—	61,0	61,0
	Итого . . .	200,0	100,0	1 : 0,57	115,0	315,0
2	Выходит песков из черпаков:					
	а) в завалочный люк	192,0	96,0	1 : 0,59	113,0	305,0
	б) на подчерпаковый грохот	6,8	3,4	1 : 0,25	1,7	8,5
	в) теряемые в подчерпаковую прорезь	1,2	0,6	1 : 0,25	0,3	1,5
	Итого . . .	200,0	100,0	1 : 0,57	115,0	315,0

Продолжение табл. 87

№ пп.	Наименование операций	Выход твердого		Т : Ж	Количе- ство воды, м³/ч	Всего Т+Ж
		м³/ч	%			
3	Поступает на подчерпаковый грохот:					
	а) песков	6,8	3,4	1 : 0,25	1,7	8,5
	б) воды для орошения песков на грохоте	—	—	—	27,0	27,0
	Итого . . .	6,8	3,4	1 : 4,2	28,0	35,5
4	Выходит из подчерпакового грохота:					
	а) гали крупностью +20 мм	0,1	0,04	1 : 0,5	0,05	0,15
	б) эфелей, крупностью —20 мм	6,7	3,36	1 : 4,3	28,65	35,35
	Итого . . .	6,8	3,4	1 : 4,2	28,7	35,5
5	Поступает в дражную бочку:					
	а) песков из завалочного люка	192,0	96,0	1 : 0,59	113,0	305,0
	б) материала крупностью —20 мм с подчерпакового грохота	6,7	3,36	1 : 4,3	28,65	35,35
	в) воды из гидроэлеватора	—	—	—	32,0	32,0
	г) воды для промывки песков	—	—	—	950,0	950,0
	Итого . . .	198,7	99,36	1 : 5,7	1123,65	1322,35
6	Выходит из бочки:					
	а) гали крупностью +12 мм	9,9	4,9	1 : 0,5	5,65	14,9
	б) эфелей крупностью —12 мм	188,8	94,46	1 : 5,9	1118,0	1306,8
	Итого . . .	198,7	99,36	1 : 5,7	1123,65	1322,35
7	Поступает на основную отсадку:					
	а) эфелей крупностью —12 мм	188,8	94,46	1 : 5,9	1118,0	1306,8
	б) воды для транспортирования эфелей	—	—	—	300,0	300,0
	в) подрешетной воды	—	—	—	2016,0	2016,0
	Итого . . .	188,8	94,46	1 : 18,3	3434,0	3622,8

Продолжение табл. 87

№ пп.	Наименование операций	Выход твердого		Т : Ж	Количе- ство воды, м³/ч	Всего Т+Ж
		м³/ч	%			
8	Выходит из основной отсадки:					
	а) подрешетного концентрата	56,64	28,40	1 : 10,2	576,0	632,64
	б) хвостов в отвал	132,16	65,06	1 : 21,6	2858,0	2990,16
	Итого . . .	188,8	94,46	1 : 18,2	3434,0	3622,8
9	Поступает в сборный зумпф пескового насоса:					
	а) подрешетного концентрата	56,64	28,40	1 : 10,2	576,0	632,64
10	Выходит из сборного зумпфа пескового насоса:					
	а) концентрата на береговую фабрику	56,64	28,40	1 : 10,2	576,0	632,64

Таблица 88

Баланс расхода воды

Место подачи воды и назначение	Максимальная допустимая норма расхода	Потребное количество, м³/ч	Количество воды, поступившей от насоса, м³/ч	Требуемый напор, м
Обмывка черпаков в завалочном люке	0,6 м³ на 1 м³ песков	61,0	61,0	40,0
Орошение подчерпакового грохота	5 м³ на 1 м³ песков	27,0	27,0	40,0
Вода для гидроэлеватора	—	32,0	32,0	40,0
Оросительная вода в дражную бочку	6 м³ на 1 м³ песков	950,0	950,0	32—40,0
В головную часть желобов для транспортировки эфелей	8 м³ на 1 м³ эфелей	300,0	300,0	20,0—32,0
Подрешетная вода для основной отсадки	7 л/сек на 1 м² решета	2016,0	2016,0	20,0—32,0
Итого . .	—	3386,0	3386,0	20,0—40,0
Дополнительный неучтенный расход	10 % от расчетного	339,0	339,0	20,0—40,0
Всего . .	—	3725,0	3725,0	—

Глава XII

ПРАКТИКА ОБОГАЩЕНИЯ ПЕСКОВ РОССЫПНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

§ 56. Обогащение песков, содержащих благородные металлы

Обогащение песков на драгах. Современная драга — наиболее совершенная горная машина, в которой совмещены операции по добыче песков, их транспортированию и обогащению. Вследствие непрерывности процесса и его механизации при дражном способе обеспечиваются высокая производительность труда, низкий расход энергии и относительно невысокая стоимость обработки песков.

За рубежом многочерпаковые драги являются основными горными машинами при разработке россыпей, они добывают золота свыше 80%. Наибольшее количество драг работает в Аляске. Самые мощные драги находятся в Калифорнии и в Малайе.

В Америке считают, что при благоприятных горно-геологических условиях драгой можно разрабатывать россыпь с средним содержанием золота 55 мг/м³ песков.

Драги в Аляске весьма разнообразны по своим техническим характеристикам и мощности.

Большая часть россыпей Аляски перекрыта мощными торфами и поражена устойчивой мерзлотой. Мерзлота оттаивается паром, напорной водой или солнечной радиацией. В последнем случае применяют вскрышу торфов гидравлическим способом.

В 1953 г. на Аляске работало 20 драг, ими переработано 11 млн. м³ горной массы и добыто 5000 кг золота.

В Калифорнии работают самые мощные драги США на россыпях с содержанием золота значительно беднее, чем на Аляске, но с большими запасами. Драги электрические с глубиной черпания до 40 м ниже уровня воды в разрезе. На драгах установлены вспомогательные конвейеры для перемещения торфов в отвал, минуя обогатительное оборудование.

В 1955 г. в числе драг, работающих в Калифорнии, было 6 драг с емкостью черпака 510 л.

Всего на территории США в 1953 г. работало 45 драг, в том числе в Айдахо, Орегоне, Неваде и Колорадо.

В Канаде имеются крупные предприятия по добыче золота из россыпей, расположенные по рр. Бонанза, Доминион, Градвилл, Клондайк, Кварц и Сульфур.

Россыпи поражены устойчивой мерзлотой, оттайка которой производится паром или солнечной радиацией. Мощность песков 5,5—7 м, торфов 1,5—10 м. Плотик обычно представлен глинистыми сланцами.

В 1955 г. работало 10 драг. Ими добыто 2450 кг золота. Среднее содержание золота 360 мг/м³ песков.

В Колумбии на добыче золота и платины работает 10 драг. Они разрабатывают 95% россыпных месторождений. Драгами в 1951 г. добыто 9350 кг золота.

В Австралии дражные работы ведутся в Новом Южном Уэльсе и Виктории, всего работает 5 драг.

В 1953 г. в Новой Зеландии работало 6 драг, ими добыто 1275 кг золота.

Драгами золото из россыпей добывается в Индонезии и на Филиппинах.

Добыча платины дражным способом производится в Колумбии, где основное ее количество добывается в департаменте Чоко, по р. Кондото.

Драги, работающие в Колумбии, шлюзового типа. Драги добывают в год около 650 кг платины, что составляет 5% добычи в зарубежных странах.

На первом месте по добыче платины стоят Южная Африка и Канада. На Аляске добывается платины меньше, чем в Колумбии.

В зарубежной практике улавливание золота и платины на драгах производится в основном на поперечных и продольных шлюзах.

В послевоенные годы в практику драгирования усиленно внедряются отсадочные машины, которые устанавливаются перед поперечными шлюзами или в конце их [61].

На Аляске работает драга с емкостью черпака 283 л, производительностью 6900 м³/сутки. Материал, полученный из бочки, направляется в отсадочные машины Пан-Америкен (размер решета 1000 × 1000 мм), работающие при длине хода конуса 32 мм и числе пульсаций 125 в минуту. Отверстия решета 3,2 × 12,7 мм. Постель применяется из стальной дробы диаметром 6,3 мм. Концентрат основных отсадочных машин проходит через ртутную ловушку и направляется на перечистную отсадочную машину Пан-Америкен, работающую при длине хода конуса 19 мм и числе пульсаций 175 в минуту.

Хвосты машины обогащают на шлюзе, застланном кокосовыми матами и цельнотянутой решеткой.

Концентрат перечистной машины измельчается в шаровой мельнице размером 600×1200 мм, затем очищается в двухкамерной гидравлической машине-пульсаторе размером 300×300 мм.

В Калифорнии на 170-литровой драге эфеля из бочки поступают на отсадочные машины Гарца (размером 1000×1000 мм). Концентраты машин направляются в дражный классификатор, пески которого поступают в двойной пульсатор размером 460×460 мм. Хвосты пульсатора обогащаются на рифленом шлюзе. Концентрат пульсатора амальгамируется в бочке. Хвосты амальгамации направляются во второй пульсатор размером 300×300 мм. Хвосты этого пульсатора обогащаются на рифленом шлюзе. Концентрат поступает в дражный классификатор.

В штате Айдахо (США) на драге эфеля крупностью — 9,5 мм из бочки поступают на 12 отсадочных машин «Пан-Америкен» (размером 1000×1000 мм), расположенных на обеих сторонах драги. Хвосты машин обогащаются на двух рифленых шлюзах размером $0,4 \times 12,6$ м. Концентрат перечищается на 2 машинах Пан-Америкен (размером 460×460 мм), хвосты которых обогащаются на тех же рифленых шлюзах, а концентрат амальгамируется в бочке размером 460×1200 мм, которая работает в замкнутом цикле с машиной Пан-Америкен размером 300×300 мм.

В Новой Зеландии на одной из драг эфеля поступают вначале на короткие поперечные шлюзы, хвосты которых направляются на 12 основных четырехкамерных отсадочных машин, с площадью каждой камеры $0,33 \text{ м}^2$.

Хвосты отсадочных машин обогащаются на рифленых шлюзах. Концентраты песковыми насосами перекачиваются на аналогичные перечистные машины, концентрат последних амальгамируется в бочке, хвосты обогащаются на тех же рифленых шлюзах.

Машины Плейсер и Кренгл с нижним подвижным конусом имеют размеры: на основной операции 1067×1067 мм, на перечистой — 610×610 мм, на обработке хвостов — 305×305 мм.

На одной драге концентраты с 10 основных отсадочных машин размером 1067×1067 мм гидроэлеватором направляются на 6 перечистных машин размером 610×610 мм. Концентраты последних элеватором поднимаются в обезвоживающий чан, а затем поступают на амальгамационные шлюзы. Концентраты шлюзов обрабатываются в двух отсадочных машинах размером 305×305 мм, установленных последовательно. Концентрат этих машин измельчается в шаровой мельнице и поднимается гидроэлеватором на очистные отсадочные машины.

Концентраты основной отсадки песковыми насосами поднимаются на высоту 4,6 м и поступают на две перечистные машины Пан-Америкен размером 610×610 мм. Концентраты этих ма-

шин амальгамируются в бочке. Хвосты перечистных машин обогащаются на шлюзах, покрытых кокосовыми матами и цельнотянутой решеткой.

• Материал из амальгамационной бочки обрабатывается на очистных машинах Пан-Америкен с размером камеры 304×304 мм. Хвосты с этих машин обогащаются на шлюзе. Вода на отсадочные машины подается из резервуара, расположенного на верхней палубе.

Обогатительные устройства размещаются на небольшой площади понтона и состоят из дезинтегрирующей, золотоулавливающей и доводочной аппаратуры.

Дражные бочки. В общей схеме обогащения песков на драгах особое значение приобретают подготовительные операции — дезинтеграция и классификация песков. Качественные и количественные показатели этих операций во многом определяют конечный результат извлечения золота.

При всем многообразии типов дезинтегрирующих и классифицирующих аппаратов в обогатительной практике на драгах преимущественное распространение получили барабанные грохоты или так называемые цилиндрические дражные бочки.

Отличительной особенностью дражных бочек является совмещение в них операций дезинтеграции и грохочения при одновременном выполнении функции распределения эфелей по длине бочки.

Работа бочки обычно характеризуется двумя показателями: производительностью и эффективностью грохочения.

В табл. 89 приведены характеристики дражных бочек и показатели их работы.

Рассматривая работу бочек с точки зрения выполнения ими функции грохотов, можно констатировать, что большинство из них имеют низкую эффективность грохочения. На отдельных драгах засоренность гали минусовым материалом достигает 22,4—46,8%.

Эффективность грохочения дражных бочек повышают за счет увеличения общей площади отверстий перфорированной части, снижения скорости вращения бочки, увеличения продолжительности обработки песков (путем уменьшения угла наклона бочки), введения сосредоточенного орошения (через насадку), устройства внутренних продольных наборин и т. д.

Наиболее эффективными являются увеличение общей площади перфорированной части и введение сосредоточенного орошения, что же касается остальных мероприятий, то они не во всех случаях дают надлежащий эффект. Так, например, увеличение продолжительности обработки песков за счет уменьшения угла наклона приводило к резкому снижению производительности.

Наибольшее влияние на потери золота с галей оказывает степень промывистости песков.

Характеристика дражных бочек и показатели их работы

Мощность драги (емкость черпака в литрах)	Длина бочки, м	Длина верхнего глухого ставка, м	Длина перфорированной части, м	Внутренний диаметр, м	Угол наклона оси бочки, град	Скорость вращения, об/мин	Перфорация бочки, кл. мм	Общая площадь отверстий, м ²	Отношение площади отверстий к площади перфорированной части бочки, кл. %	Продолжительность работы бочки, м/ч	Засоренность талым материалом, %	Потери золота с галей, %
500	15,4	1,65	10,4	3,04	8°20'	6—6,5	6—32—64	7,2	8,5	200	17,2	6,0
380	15,5	1,65	11,4	2,7	7°30'	7,8—9,1	8—12—18	8,2—10,6	8,5—10,9	212—395	6,6—19,0	1,1—8,4
210	8,8—11,3	0,8—1,2	6,9—	1,6—1,9	4°30'—7°20'	10—14	6—10—	3,5	8,7—9,9	130—170	18—22,4	0,9—6,0
150	6,8—7,3	0,7—1,0	8,3	1,4	5°40'—6°	10—17	—16—20	3—4	8,6—9,9	70—100	7—16,8	6,7—12,8
142	7,3	—	5,5	1,4	5°40'	12—13	6—12	1,8	5,0	90	9,0	3,3
113	9,9	—	6,8	1,7	7°	12	8—15	3,0	2,2	90	14,6	0,9

Вследствие недостаточной дезинтеграции материала даже при высокой эффективности грохочения часть золота обычно теряется с примазкой на гале и комочками глины.

В качестве примера можно привести 210-литровые драги: при засоренности гали материалом класса — 4 мм на одной драге в 1,7% и на второй 0,3% потери золота с галей соответственно составляли 5,9 и 6%.

Для улучшения дезинтеграции песков целесообразно в бочке иметь рядку с продольным набором еще и кольцевые пороги между ставками, а также устанавливать бочки с небольшими углами наклона, что подтверждается практикой работы 210-литровых драг. Так, например, одна драга при наличии кольцевых порогов и угле наклона 3°30' имела потери золота с галей 1,3%, тогда как другая драга при отсутствии порогов и угле наклона 7°30' имела потери золота с галей 5,9%.

Дезинтеграция песков улучшается при введении в бочку сосредоточенного орошения через оросительную трубу с 18—30 отверстиями, имеющими конические насадки.

Большое количество отверстий в оросительной трубе, как это имело место на ряде драг, ухудшает качество дезинтеграции песков и повышает потери золота с галей.

Интенсивность дезинтеграции может быть повышена за счет увеличения скорости вращения бочки, но до определен-

ного предела. Обычно периферические скорости бочек ограничиваются пределами 0,75—1,2 м/сек, а в более новых конструкциях 0,5—0,75 м/сек.

Подблочные распределители пульпы. Основные требования, предъявляемые к распределителям, заключаются в равномерном распределении нижнего продукта грохочения (эфелей) дражной бочки между золотоулавливающими устройствами правой и левой сторон драги и вдоль бочки.

От правильного распределения материала между золотоулавливающими устройствами правой и левой сторон драги, особенно по поперечным шлюзам, зависит нормальная работа обогатительной аппаратуры.

Изучение работы распределителей различных типов показывает, что полнота извлечения золота в значительной мере зависит от конструкции распределителя.

Распределитель Исовского типа применяют на драгах с одноярусным (одноэтажным) и двухсторонним расположением шлюзов (рис. 104).

По конструкции распределитель представляет собой желоб, разделенный по длине на секции, соответствующий числу пар одноименных поперечных шлюзов. Каждая секция изолирована друг от друга перегородками и сообщается со своей парой шлюзов при помощи выпускных окон, расположенных в шахматном порядке. Выпускные окна перекрываются заслонками, позволяющими выключать любой шлюз на время его сполоска.

Данные о работе Исовского распределителя приведены в табл. 90, 91.

Таблица 90

Распределение эфелей, воды и золота между шлюзами правой и левой сторон драг при работе распределителя Исовского типа, %

Мощность драги (емкость черпака в литрах)	Шлюзы	Эфеля	Вода	Золото
150	Правые	65,3	62,5	57,3
	Левые	34,7	37,5	42,7
150	Правые	58,8	53,4	59,1
	Левые	41,2	46,6	40,9

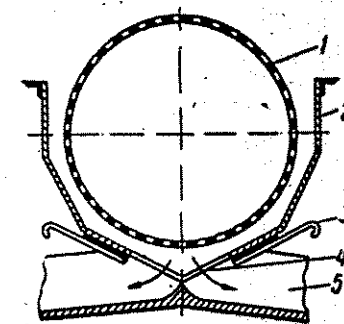


Рис. 104. Распределитель Исовского типа:

1 — дражная бочка; 2 — подблочный кожух; 3 — заслонка; 4 — выпускные окна; 5 — поперечные шлюзы

Таблица 91

Распределение эфелей, воды и золота по поперечным шлюзам драг при работе распределителя Исовского типа, %

Мощность драги (емкость черпака и литрах)	Наименование	Номера шлюзов					
		1	2	3	4	5	6
150	Эфеля	57,0	31,8	7,3	2,2	1,7	—
	Вода	40,9	34,5	15,8	4,7	4,1	—
	Золото	43,9	41,5	9,4	3,7	1,5	—
150	Эфеля	24,9	26,8	19,2	12,5	13,4	3,2
	Вода	11,3	13,6	19,2	20,9	24,4	10,6
	Золото	34,5	29,1	21,9	7,3	4,3	2,9

Практика работы распределителя Исовского типа показывает, что данная конструкция не обеспечивает распределение материала между шлюзами правой и левой сторон драги и поперечным шлюзом. На правую сторону и первые две пары шлюзов поступает материала больше, чем на левую сторону и последние пары поперечных шлюзов.

Причиной неравномерного распределения материала между шлюзами правой и левой сторон драги, кроме конструктивного оформления распределителя, является также направление вращения бочки. Бочка вращается (при взгляде с кормы драги) по часовой стрелке, таким образом грохоченый материал поступает из бочки на левую наклонную стенку бочечного кожуха и, скатываясь с большой скоростью вниз, по инерции устремляется на правую сторону шлюзов.

Неравномерное распределение материала между шлюзами правой и левой сторон драги и по поперечным шлюзам вызывает крайне неравномерную нагрузку на рабочую площадь шлюзов, неодинаковый режим движения пульпы на них, что не гарантирует полноты извлечения золота даже крупностью $+0,25$ мм. Первые две пары поперечных шлюзов работают со значительными нагрузками (до $4,2 \text{ м}^3/\text{ч}$ на 1 м^2) и имеют недостаточные поверхностные скорости потока пульпы (до $0,67 \text{ м/сек}$) и ее разжижение (до $4:1$). Все это приводит к заэфеливанию шлюзов и снижает их улавливающую способность.

Последние пары поперечных шлюзов имеют ничтожную нагрузку (до $0,03 \text{ м}^3/\text{ч}$ на 1 м^2), значительные скорости потока пульпы (до 3 м/сек) и ее разжижение (до $50:1$).

На этих шлюзах золото также улавливается плохо.

Распределитель завода им. С. М. Кирова применяется на драгах с двухъярусным (двухэтажным) и двухсторонним расположением шлюзов (рис. 105).

По конструкции распределитель представляет собой два наклонных корыта (кармана), установленных друг под другом, с отделениями, расположенными уступом.

Грохоченый материал поступает в верхнее корыто, из которого пульпа частью самотеком, частью под действием напорной струи распределяется по шлюзам верхнего яруса. В головной части шлюзов верхнего яруса имеются отверстия. Регулируя величину отверстий, можно направить примерно половину материала во второе (нижнее) корыто, из которого пульпа распределяется по шлюзам нижнего яруса.

Отделения в корытах сообщаются между собой окнами, величина которых регулируется заслонками. Это устройство предназначается для некоторого передвижения материала от верхнего конца бочки к нижнему ее концу, чем и достигается более равномерное распределение материала по поперечным шлюзам. В начале каждого поперечного шлюза имеется заслонка, позволяющая включать любой шлюз во время его сполоска.

Данные о работе распределителя завода им. С. М. Кирова приведены в табл. 92, 93.

Распределитель завода им. С. М. Кирова не всегда обеспечивает равномерность распределения материала по ярусам, сторонам и особенно поперечным шлюзам.

Работа распределителя зависит в основном от его конструктивного оформления, наличия и использования регулировочных приспособлений (заслонок, порогов).

Распределители очень чувствительны к крену драги. Например, на одном из 210-литровых драг имелся постоянный крен на правую сторону, в результате распределение эфелей составляло: на шлюзы правой стороны $67,4\%$, на шлюзы левой стороны $32,6\%$. При выправлении положения драги улучшилось и распределение

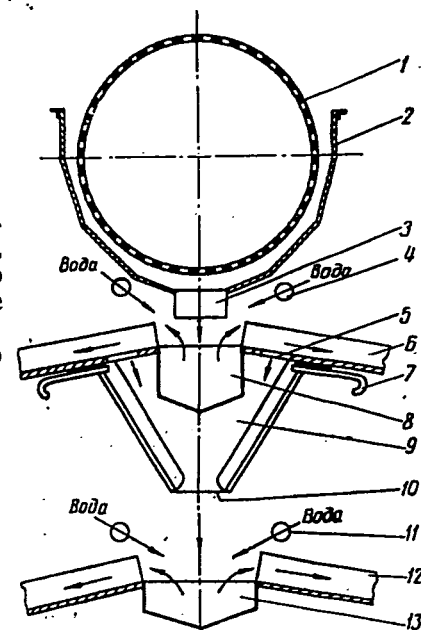


Рис. 105. Распределитель завода им. С. М. Кирова:

1 — дражная бочка; 2 — подбочечный кожух; 3 — выпускное отверстие; 4 — напорная вода, подаваемая в верхнее корыто; 5 — выпускные окна в дне поперечных шлюзов верхнего яруса; 6 — шлюзы верхнего яруса; 7 — заслонки; 8 — верхнее корыто (карман); 9 — спускные желоба; 10 — выпускное отверстие; 11 — напорная вода, подаваемая в нижнее корыто; 12 — шлюзы нижнего яруса; 13 — нижнее корыто (карман).

Таблица 92

Распределение эфелей, воды и золота между шлюзами правой и левой сторон драги и по ярусам шлюзов при работе распределителя завода им. С. М. Кирова, %

Мощность драги (емкость черпака в литрах)	Ярус	Шлюзы	Эфеля	Вода	Золото
380 *	Верхний	Правые	28,5	18,1	15,0
		Левые	24,3	20,8	13,0
	Нижний	Правые	22,5	35,1	55,0
		Левые	24,7	26,0	17,0
380 *	Верхний	Правые	23,2	20,5	20,0
		Левые	24,0	22,3	28,0
	Нижний	Правые	27,8	23,2	41,0
		Левые	25,0	25,0	11,0
210 **	Верхний	Правые	23,1	16,5	10,3
		Левые	18,0	18,6	29,8
	Нижний	Правые	36,0	39,4	23,5
		Левые	22,9	25,5	36,4
210 **	Верхний	Правые	44,8	46,1	25,4
		Левые	26,5	25,1	26,0
	Нижний	Правые	12,6	11,2	23,3
		Левые	16,1	17,6	26,3

* Драги работали на правой свае.

** Драги работали на левой свае.

Таблица 93

Распределение эфелей, воды и золота по поперечным шлюзам при работе распределителя завода им. С. М. Кирова

Мощность драги (емкость черпака в литрах)	Наименование	Номера шлюзов										
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11, 12, 13 и 14
380	Эфеля	—	3,5	19,0	15,0	12,1	10,5	5,9	8,3	1,9	6,5	17,3
	Вода	—	2,5	7,9	6,4	7,6	8,7	3,9	11,4	3,5	12,3	35,8
	Золото	—	10,4	19,3	12,6	21,3	12,5	8,4	5,9	1,6	3,0	5,0
380	Эфеля	1,4	10,4	13,1	10,6	8,5	10,3	11,4	7,9	7,4	7,5	11,5
	Вода	2,6	8,2	7,7	8,1	8,2	9,6	11,1	7,5	8,3	7,7	21,0
	Золото	7,7	28,0	20,5	12,0	6,1	6,4	5,9	—	4,2	—	9,2

Продолжение табл. 93

Мощность драги (емкость черпака в литрах)	Наименование	Номера шлюзов										
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11, 12, 13 и 14
210	Эфеля	8,8	11,0	13,8	19,2	10,2	9,7	10,9	4,6	5,3	6,5	—
	Вода	5,9	5,7	7,9	10,7	6,6	15,7	14,4	12,6	11,2	9,3	—
	Золото	18,3	32,5	24,2	13,2	4,2	4,1	1,3	0,5	0,2	1,5	—
210	Эфеля	9,1	6,2	12,2	15,7	37,1	—	0,6	3,4	5,8	9,9	—
	Вода	4,4	11,0	12,2	9,7	23,8	—	7,3	7,7	11,4	12,5	—
	Золото	21,7	13,9	17,4	19,5	13,7	11,4	1,1	0,8	0,3	0,2	—

эфелей: на правую сторону стало поступать эфелей 54,4%, а на левую 45,6%.

Распределение эфелей по сторонам драги зависит также и от того, на какой свае работает драга.

При работе одной из 210-литровых драг на левой свае распределение эфелей составляло: на правую сторону 79,9%, на левую 20,1%. При переходе драги на правую сваю положение изменилось: на правую сторону стало поступать эфелей 41,2%, на левую 58,8%.

Распределение золота по ярусам и отдельным шлюзам в большинстве случаев следует за распределением эфелей.

Вода, поступающая из бочки, распределяется так же неравномерно, как и эфеля, но благодаря подаче в карманы и головку шлюзов дополнительной воды эта неравномерность несколько сглаживается. Наличие дополнительного орошения позволяет распределять воду довольно равномерно даже по отдельным поперечным шлюзам. Особенностью данного распределителя является способность улавливать корытами (карманами) золото, особенно крупностью +0,5 мм; карманы обычно скоро забиваются и их улавливающая способность снижается. Карманы следует споласкивать через каждые один-два часа работы, но сполоск их затруднителен и занимает значительное время.

Распределитель Воткинского завода применяется на драгах с двухъярусным и двухсторонним расположением шлюзов (рис. 106). Конструктивно распределитель устроен таким образом, что материал из кожуха бочки поступает на гребень, где распределяется между шлюзами правой и левой сторон драги. Распределение по ярусам происходит так же, как и в распределителе завода им. С. М. Кирова, с помощью квадратных окон. Провалившийся через окна материал проходит последовательно несколько коротких плоскостей, обычно застланных подматниками, матами и трафаретами, и поступает на нижний ярус шлюзов. Конструкция распределителя почти совсем исключает возможность регулировки распределения материала по поперечным

шлюзам вдоль бочки. Регулировка распределения материала возможна только между шлюзами правой и левой сторон драги, путем увеличения или уменьшения сечения окон в начале шлюзов верхнего яруса.

Данные о работе распределителя Воткинского завода приведены в табл. 94 и 95.

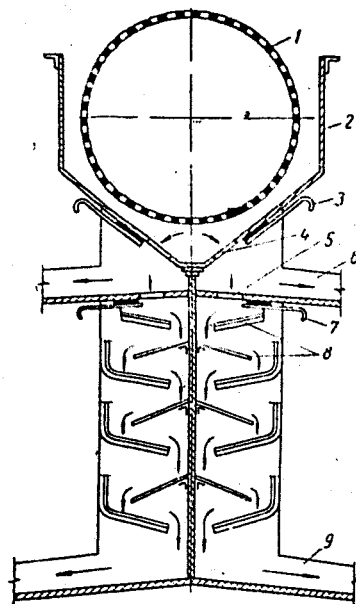


Рис. 106. Распределитель Воткинского завода:

1 — бочка; 2 — кожух; 3 — заслонки у окон кожуха; 4 — выпускные окна в кожухе; 5 — выпускные окна в дне поперечных шлюзов верхнего яруса; 6 — шлюзы верхнего яруса; 7 — заслонки у окон шлюзов; 8 — направляющие и улавливающие плоскости; 9 — шлюзы нижнего яруса

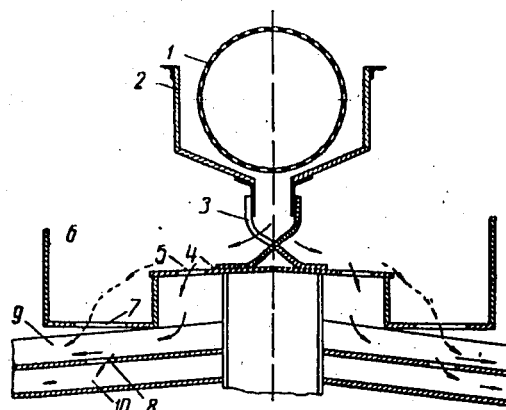


Рис. 107. Струйчатый распределитель ИЗТМ:

1 — бочка; 2 — кожух; 3 — резиновый распределитель; 4 — поперечные лотки; 5 — выпускные окна в поперечном лотке; 6 — продольные желоба; 7 — выпускные окна в продольных желобах; 8 — выпускные окна в шлюзах верхнего яруса; 9 — поперечные шлюзы верхнего яруса; 10 — поперечные шлюзы нижнего яруса

Таблица 94

Распределение эфелей, воды и золота между шлюзами правой и левой сторон драги, а также по ярусам шлюзов при работе распределителя Воткинского завода на 380-литровой драге, %

Ярус	Шлюзы	Эфели	Вода	Золото
Верхний	Правые	23,7	24,9	25,8
	Левые	21,4	22,4	29,3
Нижний	Правые	42,2	40,0	16,5
	Левые	12,8	12,7	28,4

Таблица 95

Распределение эфелей, воды и золота по поперечным шлюзам при работе распределителя Воткинского завода на 380-литровой драге, %

Наименование	Номера шлюзов								
	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Эфели	11,7	9,2	15,7	11,0	7,9	14,3	11,3	9,1	9,8
Вода	3,8	2,0	4,6	11,9	19,4	12,8	14,4	17,8	13,3
Золото	4,6	19,8	24,1	14,8	18,8	5,6	6,0	3,5	2,8

Распределитель Воткинского завода сложен по конструкции, менее удобен в работе, чем распределитель завода им. С. М. Кирова, имеет ограниченную возможность в регулировании распределения материала по ярусам и особенно по поперечным шлюзам, не обеспечивает равномерного распределения между шлюзами правой и левой сторон драги.

Струйчатый распределитель ИЗТМ применяется на драгах с двухъярусным и двухсторонним расположением шлюзов (рис. 107). Конструктивно распределитель устроен следующим образом:

Пластовая резина разрезана до середины листа на полосы; эти полосы через одну прикреплены к сторонам подбочечного кожуха: к одной стороне четные, к другой, противоположной его стороне — нечетные. С нижней стороны резина разрезана по толщине также до середины листа. В результате получается делитель, подобный струйчатому делителю Джонса.

Материал, распределенный по сторонам, поступает на поперечные лотки, имеющие уклон. В лотках устроены окна, перекрываемые заслонками. Через эти окна материал направляется на поперечные шлюзы верхнего яруса. В головке шлюзов также имеются окна, через которые часть материала направляется на поперечные шлюзы нижнего яруса.

Для распределения материала по поперечным шлюзам вдоль бочки на каждой стороне имеется по одному продольному желобу. Путем уменьшения сечения окон у поперечных лотков часть материала по лотку может быть направлена в продольный желоб и перемещена по нему вдоль бочки до необходимого поперечного шлюза. Материал на поперечные шлюзы поступает через окна, находящиеся в дне продольного желоба.

Данные о работе распределителей приведены в табл. 96.

Практика работы распределителя ИЗТМ показывает, что распределение эфелей и золота между шлюзами правой и левой сторон драги более равномерное, чем у других типов распределителей.

В конструкции распределителя имеются недостатки: окна в продольных желобах велики, что затрудняет распределение

Таблица 96

Распределение эфелей и золота между шлюзами правой и левой сторон драги и по поперечным шлюзам при работе струйчатого распределителя ИЗТМ на 210-литровой драге, %

Шлюзы	Наименование	Номера шлюзов						
		1—2	3—4	5—6	7—8	9—10	11—12	Итого
Правые	Эфеля Золото	3,3 5,3	7,9 5,0	14,9 20,9	11,1 13,5	13,0 8,7	3,5 3,3	53,7 56,7
Левые	Эфеля Золото	4,2 5,0	6,7 4,3	12,1 16,5	9,9 8,9	10,1 5,7	3,3 2,9	46,3 43,3

материала по поперечным шлюзам; нет приспособлений для отключения того или иного шлюза во время его сполоска.

При сравнении конструкций распределителей видно, что они не обеспечивают равномерности распределения материала между шлюзами правой и левой сторон драги и особенно по поперечным шлюзам. Обычно первые две-три пары шлюзов слишком перегружены эфелями и часто заэфеливаются. Последние пары шлюзов недогружены, пропускают одну воду и работают вхолостую. На первые шлюзы поступает мелкий материал, крупность материала, поступающего на последующие шлюзы, возрастает в зависимости от перфорации бочки. Перегруз первых шлюзов и по существу узкая классификация материала вдоль продольной оси бочки неблагоприятно отражаются на режиме золотоулавливающих устройств и особенно на винтовых сепараторах, установленных в конце поперечных шлюзов. Винтовые сепараторы плохо работают на узкоклассифицированном материале, и футеровка желобов сепараторов, монтируемых на последних ставах (с перфорацией 12, 16 мм и выше) бочки, быстро выходит из строя.

Наиболее рациональными являются распределители завода им. С. М. Кирова и ИЗТМ.

Распределитель завода им. С. М. Кирова может применяться на драгах с двухъярусным и двухсторонним расположением шлюзов.

Распределитель ИЗТМ может применяться на драгах с двухъярусным и одноярусным двухсторонним расположением шлюзов. При эксплуатации распределителей следует обращать внимание на их регулировку.

Для улучшения регулировки распределителя ИЗТМ необходимо крышки, перекрывающие окна в шлюзах верхнего яруса, изготовлять из трех-четырех частей меньшего размера. Для производства сполоска с поперечных шлюзов к окнам кожуха данного распределителя следует устанавливать съемные заслонки, позволяющие отключить тот или иной шлюз во время его сполоска без остановки драги.

Золотоулавливающие шлюзы. Для улавливания золота на драгах применяют двухсторонние шлюзы: одноярусные, двухъярусные и двухдечные. Одноярусные шлюзы монтируются на драгах с емкостью черпака 150 л и меньше; двухъярусные — на драгах 210 л и выше, двухдечные — на драгах с осадочными машинами и винтовыми сепараторами.

Шлюзовое отделение на драгах располагается в кормовой части понтона.

Поперечные шлюзы шириной 60—80 см устанавливаются с уклоном 6—8° или 0,105—0,125. На продольные шлюзы шириной 1—1,5 м и уклоном 5—6° или 0,07—0,105 обычно поступают хвосты с двух поперечных шлюзов.

Шлюзы застилаются резиновыми ковриками, кокосовыми или каламовыми матами, под которые производится застилка подматников из сукна. Сверху ковриков и матов укладываются обычно трафареты из цельнотянутой решетки.

Площадь шлюзов составляет: для 50-литровой драги 8—10 м², 150-литровой 50—100 м², 210-литровой 380—400 м² и 380-литровой 1100—1200 м². Несмотря на значительную общую площадь шлюзов, рабочая их площадь составляет 75—90%.

Неполное использование улавливающей площади вызвано необходимостью применения широких прижимных брусков (до 100—150 мм) для пригонки лент и трафаретов в соответствие с рабочей шириной шлюзов.

На драгах, особенно шлюзовых, весьма существенным фактором в процессе обогащения песков является распределение эфелей по поперечным шлюзам. Практически поперечные шлюзы при существующих типах распределителей загружаются крайне неравномерно (табл. 97).

Таблица 97
Выход эфелей и золота по длине бочки (порядок номеров шлюзов по длине бочки), %

Мощность драги (емкость черпака, л)	Номера поперечных шлюзов											
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11, 12 13, 14	
150	57,0 43,9	31,8 41,5	7,5 9,4	2,2 3,7	1,7 1,5	—	—	—	—	—	—	
210	16,1 7,9	30,1 29,8	19,8 37,4	10,9 13,2	4,3 4,9	4,3 1,7	2,8 1,3	2,4 0,7	2,9 0,8	6,4 2,3	—	
380	7,5 2,4	12,3 14,3	14,2 17,9	12,9 24,2	8,2 4,9	10,2 24,1	6,2 1,3	6,7 10,8	5,0 5,0	3,8 6,3	13,0 —	

Примечание. В числителе — выход эфелей, в знаменателе — выход золота.

Наибольший выход эфелей имеет 150-литровая драга на первых и вторых шлюзах; 210-литровая драга — на вторых шлюзах; на 380-литровых драгах шлюзы загружаются более равномерно. Последние шлюзы почти на всех драгах имеют меньшую нагрузку.

Неравномерное поступление эфелей и воды на отдельные шлюзы обуславливает крайне неравномерную нагрузку рабочей площади (от 0,2 до 3,7 м³/ч на 1 м²), разнообразный режим водного потока: разжижение от 4 до 170, глубина потока от 7,5 до 60 мм и поверхностные скорости от 0,6 до 2,6 м/сек. Часть шлюзов (первые) перегружаются, что ведет к заэфеливанию трафаретов и снижению их улавливающей способности; часть шлюзов (последние) транспортирует одну воду.

Ситовый анализ показывает, что резкой разницы в распределении золота по шлюзам в зависимости от его крупности не наблюдается. Несколько интенсивнее осаждается более мелкое золото. В целом, независимо от крупности золота, большая часть его осаждается на первых четырех шлюзах (табл. 98).

Таблица 98

Ситовый анализ золота, снятого с поперечных шлюзов (порядок номеров по длине бочки), в %

Крупность золота, мм	Номера поперечных шлюзов									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10

150-литровая драга

+1,15	33,2	18,1	14,4	9,7	6,4	5,5	5,9	6,8	—	—
1,15—0,84	42,4	20,3	13,3	8,5	5,5	4,3	3,5	2,2	—	—
0,84—0,35	43,0	23,0	14,2	7,8	4,7	3,5	2,2	1,6	—	—
0,35—0,2	48,5	25,8	11,3	7,0	2,7	3,1	0,9	0,7	—	—
0,2—0,11	46,2	18,3	16,1	8,1	5,7	4,0	1,2	0,4	—	—
0,11—0,075	35,7	34,1	—	—	—	30,2	—	—	—	—
—0,075	—	—	—	—	—	100	—	—	—	—
1,15—0,075	42,9	29,9	13,5	7,9	4,6	3,7	2,4	2,1	—	—

210-литровая драга

+1,15	11,5	29,0	25,7	18,2	5,2	1,4	0,5	0,7	2,6
1,15—0,84	16,6	35,9	22,8	13,1	4,2	1,1	0,9	0,5	1,5
0,84—0,35	18,3	34,2	24,1	12,9	3,9	3,8	0,8	0,4	1,5
0,35—0,2	19,7	35,4	20,3	12,0	4,3	4,2	1,0	0,3	2,6
0,2—0,11	24,4	30,8	23,2	12,0	3,9	3,9	1,3	0,2	0,1
0,11—0,075	40,0	51,7	1,5	0,4	2,0	2,0	0,8	0,8	0,8
—0,075	56,7	24,2	5,0	5,0	4,0	4,0	1,1	—	—
1,15—0,075	18,4	32,5	24,2	13,2	4,2	4,1	1,3	0,5	0,2

Основная масса золота улавливается поперечными шлюзами (табл. 99).

Таблица 99

Распределение золота по улавливающим устройствам

Мощность дра- ги (емкость черпака в литрах)	Наименование	Крупность золота, мм			Извлече- но, %
		+1,0	1—0,2	—0,2	
		соотношение, %			
150	Карманы распределителя .	37,1	60,7	2,2	36,5
	Поперечные шлюзы	5,3	71,2	23,5	53,0
	Продольные шлюзы	4,9	43,9	51,2	10,5
	Итого	16,9	64,3	18,8	100
210	Карманы распределителя .	1,5	94,1	4,4	19,1
	Поперечные шлюзы	0,2	87,9	11,9	74,3
	Продольные шлюзы	0,3	88,1	11,6	6,6
	Итого	0,4	89,8	9,8	100
210	Выдвижные столы	20,2	42,5	37,3	69,2
	Поперечные шлюзы	19,8	35,5	44,7	28,6
	Продольные шлюзы	14,4	32,1	53,5	2,2
	Итого	9,4	75,9	14,7	100
380	Карманы распределителя .	12,2	87,4	0,4	23,8
	Поперечные шлюзы	5,0	93,3	1,7	75,9
	Продольные шлюзы	3,4	93,9	2,7	0,3
	Итого	6,4	91,8	1,8	100

Продольные шлюзы доизвлекают некоторое количество золота, причем выход золота на них повышается при более частых сполосках. Так, например, на одной из 150-литровых драг съемка золота с продольных шлюзов была проведена с различными интервалами, при этом снималось золота (в процентах ко всему извлеченному драгой):

после трех суток работы	12,9
» двух » »	14,0
» одних » »	19,7
» одной смены »	21,4

Одним из эффективных мероприятий по увеличению извлечения золота является применение выдвижных столов (ящиков). На одной из 210-литровых драг было получено золота на верхней плоскости выдвижных столов 64,3—69,3%, а на нижней—4,9—3,5% от всего уловленного драгой. Поперечными шлюзами улавливалось до 31,4% золота.

Во всех случаях в головной части получают более высокий процент выхода золота, причем, как правило, концентрация золота в головной части поперечных шлюзов значительно выше, чем продольных, что объясняется различной крупностью золота, поступающего в поперечные и продольные шлюзы (табл. 100).

Таблица 100

Распределение золота по длине шлюзов, в %

Мощность драги (емкость черпака в литрах)	Поперечные шлюзы				Продольные шлюзы			
	Секции				Секции			
	1	2	3	Итого	1	2	3	4
142	61,9	29,3	8,8	100	48,1	31,9	20,0	—
150	81,5	14,5	4,0	100	9,1	14,1	76,8	—
210	92,0	6,5	1,5	100	53,0	31,0	7,4	8,6
210	78,4	13,0	8,6	100	53,4	29,8	4,2	12,6
380	79,1	15,0	5,9	100	38,4	30,8	30,8	—

Примечание. Длина секций на поперечных шлюзах 3—4 м, на продольных — 4 м.

Крупное золото в основном остается в головной части поперечных шлюзов, на продольные шлюзы поступает более мелкое золото.

Извлечение мелкого золота ($-0,25$ мм) на дражных шлюзах очень низкое.

Потери золота с илами происходят за счет того, что частицы золота очень мелкие ($-0,074$ мм), величина этих потерь определяется количеством золота такой крупности в россыпи.

Отсадочные машины. Для повышения извлечения золота и спутников на драгах применяют отсадочные машины различных типов. В зарубежной практике широкое распространение находят машины Бенделяри, Гарца, Пан-Американ, Юба, марки М-8, Плейсер и Кренгл. Работают они при следующих режимах: на основной операции длина хода $9,5-16$ мм, число качаний $120-160$ в минуту, нагрузка на 1 м² решета в час $4-6$ м³; на пересieveчной операции длина хода $3,2-4,8$ мм, число качаний $200-240$ в минуту, нагрузка на 1 м² решета $3-4$ м³.

Извлечение золота на отсадочных машинах составляет: при основной операции $85-92\%$, при пересieveчной $93-97\%$.

В отечественной практике нашли применение машины ОМДСД-1 иркутского завода им. Куйбышева, ОМД-1000 и ПА-1 новосибирского завода «Труд» и ОВМ ленинградского завода им. Котлякова.

Режимы работы отсадочных машин на 210-литровых драгах приведены в табл. 101.

Извлечение золота составляет при основной отсадке $91,0-97,2\%$, при пересieveчной $96,0-98,2\%$. Извлечение его снижается с уменьшением крупности (табл. 102). В первой камере обычно осаждается золота $70-75\%$, во второй камере $18,7-22,7\%$.

Таблица 101

Режим работы отсадочных машин на 210-литровых драгах

Тип машины	Нагрузка на 1 м ² решета, м ³ /ч*	Ж : Т в питании по объему	Расход воды под решето, л/сек на 1 м ²	Толщина постели из дробы, мм	Число пульсаций в 1 минуту	Ход диафрагмы, мм	Выход концентрата, %
------------	---	---------------------------	---	------------------------------	----------------------------	-------------------	----------------------

Основная отсадка

ОМДСД-1	4—6	6(8) : 1	3,5—4	30—40	125	35—40	7,2—10
ОМД-1000	5—6,5	7(8) : 1	3,5—4	25	220	15	8—11

Пересieveчная отсадка

ОМДСД-1	2—3	4(6) : 1	4,8—5,1	50	155	12—20	15—20
ОВМ-3	1,4—1,8	4(7) : 1	5—6,5	40—50	300—600	2—5	10—20

* Нагрузка на 1 м² решета дана в разрыхленном состоянии.

Таблица 102

Распределение золота различной крупности по длине отсадочной машины ОМДСД-1

ОМДСД-1							
Продукты	Крупность, мм						Итого
	1	1—0,5	0,5—0,25	0,25—0,15	0,15—0,1	—0,1	
	Соотношение в %						
Концентрат I камеры . .	76,7	75,0	69,0	58,8	50,1	42,2	70—75
Концентрат II камеры . .	23,3	24,3	27,0	33,6	37,2	24,8	18,7—22,2
Хвосты	—	0,7	4,0	7,6	12,7	33,0	6,7—7,8

Винтовые сепараторы. Испытаниями опытных образцов винтовых сепараторов на ряде драг было установлено, что эти аппараты являются достаточно эффективными для обогащения россыпей.

В процессе испытаний при установленных режимах сепараторы улавливали золота при обогащении исходных песков до 97% , при обогащении хвостов шлюзов до 94% . В последнем случае сепараторы доизвлекали от 10 до 35% золота, поступающего в питание шлюзов (табл. 103, 104, 105).

Характер материала в питании сепараторов определялся перфорацией сеющих ставов. Вследствие неравномерного выхода эфелей по длине бочки сепараторы работали с различными нагрузками. Так, например, сепараторы, установленные против первого става, имели нагрузку $11,1-13,1$ м³/ч, против второго $18,7$ м³/ч, против третьего $14,6$ м³/ч, против четвертого

Показатели обогащения песков на винтовых сепараторах М-3, установленных на 210-литровых драгах

Показатели	Драги			
	1	2	3	4
Шаг винтового желоба, мм	650	650	600	650
Число витков	3	3	4	3
Отсекателей	3	1	3	3
Производительность сепаратора, м ³ /ч	12—13	14—18	7,5	12—13
Ж:Т ¹	4(8):1	6(8):1	4(10):1	10(13):1
Выход концентрата, %	18—20	14—16	23—27	15—22
Извлечение по операции, при обогащении песков, %	95—97	91—91	94—97	94—97
При обогащении хвостов шлюзов	91—93	91—92	—	92—94
Извлечение по схеме шлюзы — винтовые сепараторы, %	95,4	95,4	—	93—94
В том числе винтовыми сепараторами	35,4	28,4	—	9—10

¹ Ж:Т по объему.

Распределение золота по обогатительным устройствам 210-литровой драги с винтовыми сепараторами М-3

Материал	Крупность, мм						Всего
	+1	1—0,5	0,5—0,25	0,25—0,15	0,15—0,1	—0,1	
	Распределение, %						
Концентрат поперечных шлюзов	100	81,5	78,0	67,0	32,0	14,0	—
Концентрат винтовых сепараторов	—	18,5	22,0	33,0	68,0	86,0	—
Итого	100	100	100	100	100	100	—
Исходные пески	5,7	15,5	52,8	18,8	5,3	2,4	100

Распределение золота в продуктах основных винтовых сепараторов М-3 на 210-литровой драге

Продукты	Крупность, мм				Общее распределение, %
	0,5—0,25	0,25—0,15	0,15—0,1	—0,1	
	Распределение, %				
Концентрат I отсекаателя	45,7	46,7	34,0	25,0	43,1
Концентрат II отсекаателя	26,0	30,0	27,0	12,5	24,6
Концентрат III отсекаателя	16,0	13,3	30,8	25,0	19,6
Общий концентрат	87,7	90,0	91,8	62,5	87,3
Хвосты сепаратора	12,3	10,0	8,2	37,5	12,7
Итого	100	100	100	100	100
Хвосты поперечных шлюзов	51,6	20,3	18,8	9,3	100

296

9,9 м³/ч, против пятого 7,6 м³/ч. В процессе наблюдений было замечено, что сепараторы хорошо работают на материале первых ставов бочки и хуже — на последних, так как в первом случае обогащался грубоклассифицированный материал, состоящий из смеси песков различной крупности, с преобладающим количеством мелких классов; во втором — узкоклассифицированный материал, состоящий в основном из крупных классов.

Концентрационные столы применяют на драгах для очистки концентратов отсадочных машин и винтовых сепараторов; они устанавливаются на нижней палубе в корме драги. Столы работают хорошо по из-за переменных качаний понтона драги происходит перемещение веера на деке, что требует особенно внимательного отношения к работе стола и положению на нем веера.

Отделение промпродуктов производится подвижными отсекателями с учетом положения веера. При этом получается четыре продукта: 1) концентрат стола, содержащий основную массу золота (30—40% концентрат), направляемый на амальгамацию; 2) первый промпродукт с высоким содержанием шлиховых минералов (шлиховой концентрат), направляемый на доводочную фабрику для извлечения золота и ценных спутников; 3) второй промпродукт, возвращаемый для перечистки на этот же стол; 4) хвосты, направляемые в отвал.

Применение столов позволяет уменьшить количество материала для амальгамации за счет увеличения степени сокращения его на столе.

Показатели работы столов на 210-литровых драгах приведены в табл. 106, 107.

Показатели работы столов СС-2 на 210-литровых драгах

Производительность, м ³ /ч	Извлечение, %	
	золота	ценных спутников
0,9—1,1	96—97	94—95
1,1—1,2	94—95	92—94

Распределение золота различной крупности по продуктам обогащения концентрационного стола СС-2 на 210-литровой драге

Продукты	Крупность, мм					Общее распределение, %
	+0,5	0,5—0,25	0,25—0,15	0,15—0,1	—0,1	
	Распределение, %					
Концентрат	100	91,5	84,6	89,2	65,0	88,6
Промпродукт	—	7,4	12,0	8,5	18,0	9,1
Хвосты	—	1,1	3,4	2,3	17,0	2,3
Питание	9,1	54,2	14,1	17,7	4,9	100

297

Показатели работы подчерпакового уловителя

Мощность драги (емкость черпака в литрах)	Пески, поступающие на грохот уловителя		Пески, поступающие на шлюз уловителя		Потери песков с галей грохота		Извлечение золота, % от поступившего	Потери золота, %	
	м³/ч	% от произведенности драги	м³/ч	% от поступивших на грохот	м³/ч	% от поступивших на грохот		с хвостами от поступившего на драгу	с галей грохота, поступившего на драгу
380	19,2	6,6	2,4	12,5	16,8	87,5	2,3	4,4	1,4
380	3,3	4,7	2,2	67,0	1,1	33,0	4,1	3,3	1,4
210	1,8	2,3	1,5	84,0	0,3	16,0	—	—	—
210	10,5	6,4	8,3	80,0	2,2	20,0	3,9	0,4	1,3

Подчерпаковый уловитель. Для обогащения песков, минующих завалочный люк бочки, применяют подчерпаковые уловители разнообразной конструкции.

Наибольшее распространение на драгах нашли подчерпаковые уловители, состоящие из коротких шлюзов, соединенных попарно, располагаемых обычно в три яруса: одна пара над другой.

Конструкция подчерпакового уловителя из шлюзов несовершенна, потери золота с хвостами достигают значительных величин (табл. 108). Несмотря на несовершенство подчерпаковых уловителей, они доизвлекают от 0,2 до 6,8% золота. Большой процент доизвлечения получается при сполоске шлюзов уловителя через 2—4 дня, меньший через 15—20 дней.

Учитывая значительные потери золота на шлюзовых уловителях, рекомендуется применять уловители ящичного типа, которые позволили бы задерживать всю массу песков, уходящих в рамный прорез, и затем поднимать их гидроэлеватором, песковыми насосами или ленточно-ковшовыми элеваторами в завалочный люк бочки.

§ 57. Доводочные операции

Съемка концентратов с улавливающих устройств на драгах осуществляется различными способами и в неодинаковые промежутки времени.

Сполоски на драгах производятся: поперечных шлюзов каж-

дый день или через день, продольных шлюзов и карманов через 2—5 дней, выдвижных столов — ежедневно.

Снятый первичный концентрат доводится на двухоборотной бутаре и на вашгерде.

Доводочные аппараты устанавливаются в шлюзовом отделении на специальной площадке, расположенной над продольными шлюзами. Объем шлюзового концентрата, поступающего на бутару, 0,3—2 м³. Производительность бутары 0,3—0,4 м³/ч. Извлечение золота составляет 98,8—99,9%. Улавливанию золота способствует заливка ртути в ларь, особенно при мелком золоте.

Незначительный процент потерь золота не всегда свидетельствует о хорошей работе бутары, так как абсолютные потери золота могут быть большие. В таких случаях следует или снизить производительность бутары или собрать хвосты с целью доизвлечения из них золота.

Концентрат бутары доводится на вашгерде. Извлечение золота на вашгерде составляет 98,5—99,9% и зависит в значительной степени от индивидуальных качеств и квалификации промывальщика. Ввиду дальнейшей доработки хвостов вашгерда потери золота с ними не являются безвозвратными.

На ряде драг хвосты вашгерда амальгамируются в бочке. На некоторых драгах доводка шлюзовых концентратов, содержащих золото и платину, производится на амальгамационных сотрясательных шлюзах, устанавливаемых с уклоном 3—4°, имеющих длину хода 12—15 мм и число качаний 200—220 в минуту.

Основная масса золота (до 92%) и платины до 80% улавливается в головной части шлюза. Наиболее устойчивый процесс извлечения на шлюзе наблюдается при Ж:Т = 8 (10):1. Оптимальная нагрузка на шлюз составляет 0,35—0,45 м³/ч.

На драгах с отсадочными машинами и винтовыми сепараторами концентрат после сокращения на концентрационных столах СС-2 амальгамируется в бочке, амальгама отбивается на столе или в гидрولوшукке и ворсистом шлюзе.

Концентрационные столы рационально применять и для доводки шлюзовых концентратов. В этих случаях в конце шлюзов необходимо прорезать окна с задвижками, через которые концентрат смывается со шлюзов и по желобам транспортируется в ларь. Учитывая, что в шлюзовых концентратах имеется материал крупностью +4 мм, который затрудняет процесс концентрации на столах, следует в верхней части ларя устанавливать сито: материал +4 мм для контроля обрабатывать на вашгерде, материал —4 мм на столе. Указанный порядок сполоски и доводки шлюзовых концентратов позволит сократить время сполоски шлюзов и облегчит процесс доводки.

Наибольшее распространение имеет схема с поперечными и продольными шлюзами.

Шлюзовые драги относительно хорошо улавливают золото крупностью $+0,5$ ($0,25$) мм, но требуют применения ручного труда при сполосках шлюзов и обработке концентратов.

Потери золота на шлюзовых драгах в значительной степени могут быть сокращены за счет создания нормальных условий работы шлюзов.

Практикой работы установлены следующие режимы работы шлюзов: нагрузка на 1 м^2 площади $0,3—0,4 \text{ м}^3/\text{ч}$, разжижение 10 (12): 1 , поверхностная скорость потока пульпы $1,0—1,2 \text{ м/сек}$; глубина потока в зависимости от максимального диаметра транспортируемого материала.

Шлюзы следует рассчитывать исходя из условий обеспечения благоприятного режима для улавливания золота и транспортирования материала.

Вода должна распределяться по шлюзам не столько равномерно, сколько в соответствии с количеством поступающих эфелей. Нормальная работа шлюзов будет обеспечена при организации постоянного контроля, путем систематического определения степени разжижения и выхода эфелей по отдельным шлюзам. Эта операция кажется громоздкой, на практике же при некотором навыке она выполнялась быстро и достаточно точно одним человеком.

В послевоенные годы на драгах стали применять схемы с поперечными шлюзами, отсадочными машинами и концентрационными столами.

По схеме с поперечными шлюзами и отсадочными машинами пески черпачной цепью подаются в завалочный люк и далее в дражную бочку (рис. 108).

Галля направляется ленточным конвейером в отвал, а эфеля поступают на поперечные шлюзы, хвосты которых обогащаются на основных отсадочных машинах. Хвосты основной отсадки самотеком направляются в отвал, а концентраты по желобам поступают в зумпф песковых насосов, которыми перекачиваются в обезвоживающий конус. Слив конуса направляется в отвал, песковая часть — на перечистную отсадочную машину. Хвосты перечистки возвращаются в зумпф пескового насоса, они являются циркулирующей нагрузкой для перечистных отсадочных машин.

Подрешетный концентрат перечистой отсадки поступает в амальгамационную бочку. Амальгама отбивается на шлюзе. Концентрат с поперечных шлюзов снимается, собирается в зумпф и доводится на бутаре.

Часть песков не поступает в завалочный люк бочки и выпадает из черпаков в рамный прорез, где улавливается подчёрпа-

ковым уловителем. При отсутствии в торфах золота последние из завалочного люка через лоток направляются на подблочный ленточный конвейер, минуя дражную бочку, передаются на отвальный ленточный конвейер, которым и направляются в галечный отвал.

Схема обогащения песков (рис. 109) отличается от других схем только характером доводочных операций.

Концентрат поперечных шлюзов смывается через окна в ларь, доводится на бутаре и ивашгерде, хвосты бутары перекачиваются на перечистную отсадку.

Концентрат перечистой отсадочной машины из сборника поступает на концентрационный стол. Хвосты стола по желобу направляются в отвал.

Концентрат стола гидроэлеватором перекачивается в сборный чан и загружается в амальгамационную бочку. Промпродукт стола собирается в отдельный бункер и периодически вручную или непрерывно гидроэлеватором подается в головную часть стола.

Проамальгамированный продукт из бочки обрабатывается на шлюзе, амальгама отпаривается. Хвосты шлюза собираются и направляются на береговую доводочную фабрику для доизвлечения золота.

Концентрат перечистой отсадки песковым насосом перекачивается на амальгамационную установку.

Установка отсадочных машин (после коротких поперечных шлюзов) (рис. 110) позволяет вывести из процесса крупное золото, которое встречается во многих россыпях, что исключает его аккумуляцию в постели. При такой отсадке представляется возможным сократить площадь поперечных шлюзов, так как нагрузка на них может быть принята в $1,5—1,8 \text{ м}^3/\text{ч}$ на 1 м^2 площади.

Существенным затруднением при установке отсадочных машин на конце шлюзов является сохранение нормального водного режима при отсадке.

На шлюзах необходимо иметь Ж:Т в питании минимум $10(12):1$, тогда как при отсадке Ж:Т максимум может быть допущено $6(8):1$, поэтому хвосты шлюзов перед поступлением на отсадку должны быть частично обезвожены.

Применение отсадки в качестве единственного процесса наиболее целесообразно при наличии в россыпи только мелкого и среднего золота. Такая установка машин позволяет повысить производительность типовой драги, так как при этом варианте имеется возможность увеличить площадь отсадки путем большего размещения машин на понтоне драги.

В зарубежной практике отсадочные машины часто устанавливают в начале процесса, и поперечные шлюзы обогащают хвосты отсадки.

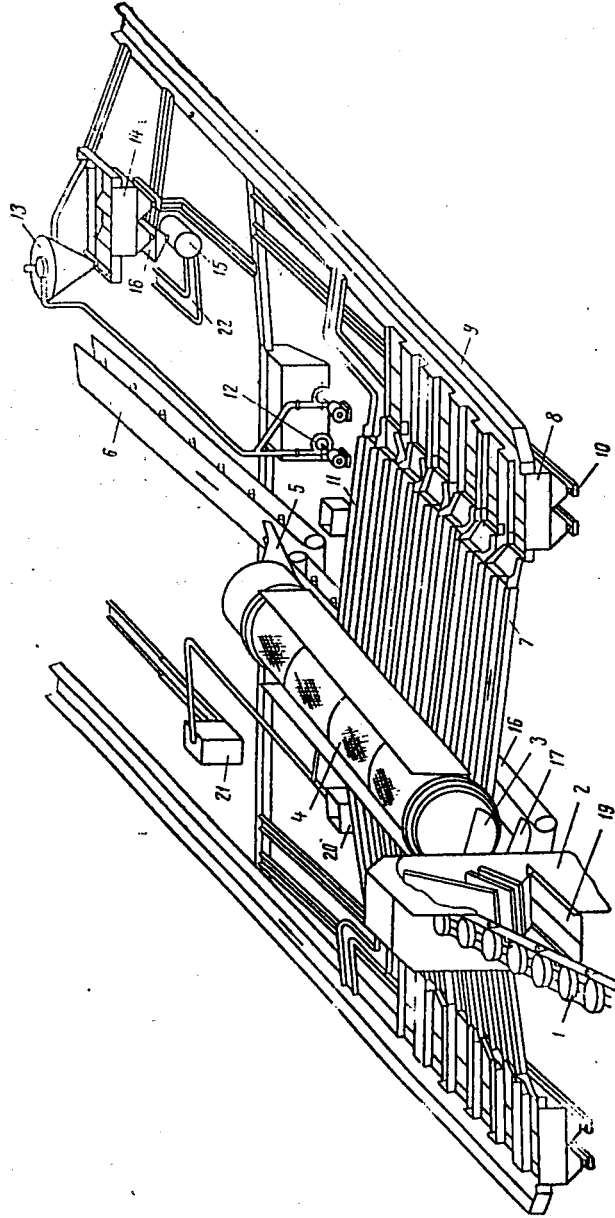


Рис. 108. Схема цепи аппаратов драги с поперечными шлюзами и отсадочными машинами:

1 — черпковая цепь; 2 — завалочный люк; 3 — лоток завалочного люка; 4 — бочка; 5 — галечный лоток; 6 — ленточный конвейер; 7 — поперечные шлюзы; 8 — основные отсадочные машины; 9 — хвостовой желоб; 10 — желоба для концентрата отсадочных машин; 11 — саморозматывающаяся шина; 12 — песковая насос; 13 — обезжелезивающая машина; 14 — поперечный отсадочный люк; 15 — амальгамационная бочка; 16 — конвейер для пустой породы; 17 — лоток завалочного люка для пустой породы; 18 — сборный бункер для концентрата поперечной отсадки; 19 — подчерпачный уловитель; 20 — бункер для концентрата шлюзов; 21 — бутара; 22 — амальгамационный шлюз

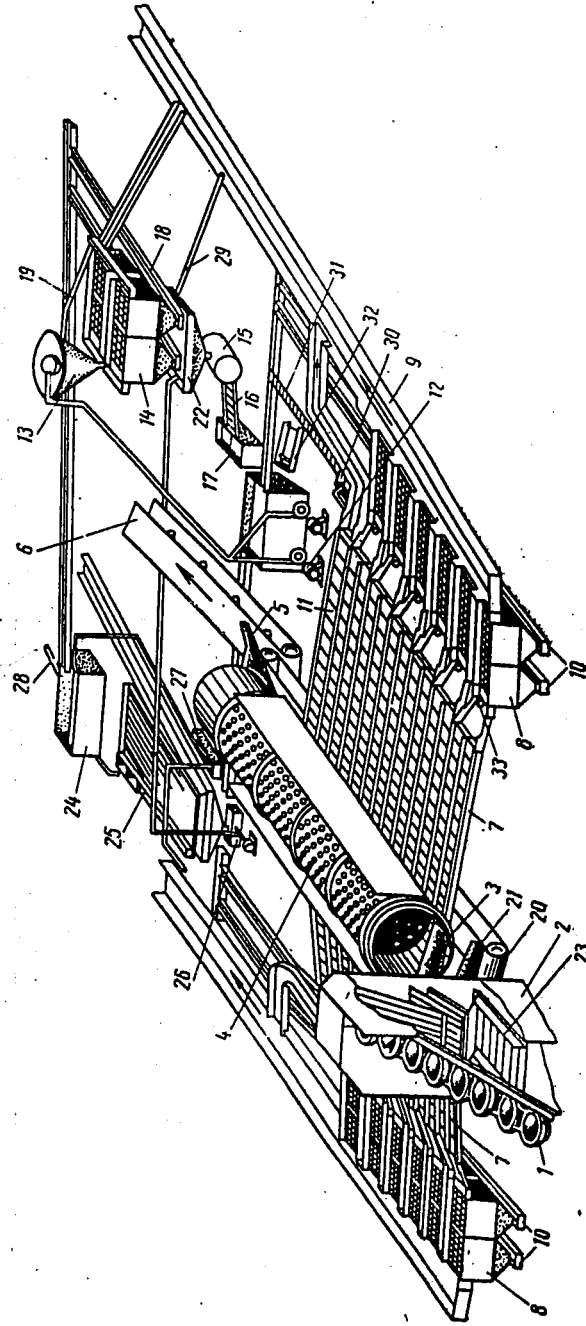


Рис. 109. Схема цепи аппаратов драги с поперечными шлюзами, отсадочными машинами и концентраторными столами:

1 — черпковая цепь; 2 — завалочный люк; 3 — лоток завалочного люка; 4 — бочка; 5 — галечный лоток; 6 — ленточный конвейер; 7 — поперечные шлюзы; 8 — основные отсадочные машины; 9 — хвостовой желоб; 10 — желоба для концентрата основной отсадки; 11 — саморозматывающаяся шина; 12 — песковая насос; 13 — обезжелезивающий конус; 14 — поперечный отсадочный люк; 15 — амальгамационная бочка; 16 — контрольный шлюз; 17 — бункер для сбора хвостов контрольного шлюза; 18 — труба для слива; 19 — подчерпачный конвейер для пустой породы; 20 — лоток завалочного люка для пустой породы; 21 — сборный чан для концентрата; 22 — подчерпачный уловитель; 23 — бункер для концентрата; 24 — амальгамационный стол; 25 — концентраторный стол; 26 — гид. розливатель для перекачки концентрата; 27 — гидрозаливатель для перекачки концентрата; 28 — сливные желоба; 29 — сливные желоба; 30 — сливные желоба; 31 — сливные желоба; 32 — сливные желоба; 33 — сливные желоба; 34 — сливные желоба; 35 — сливные желоба; 36 — сливные желоба; 37 — сливные желоба; 38 — сливные желоба; 39 — сливные желоба; 40 — сливные желоба; 41 — сливные желоба; 42 — сливные желоба; 43 — сливные желоба; 44 — сливные желоба; 45 — сливные желоба; 46 — сливные желоба; 47 — сливные желоба; 48 — сливные желоба; 49 — сливные желоба; 50 — сливные желоба; 51 — сливные желоба; 52 — сливные желоба; 53 — сливные желоба; 54 — сливные желоба; 55 — сливные желоба; 56 — сливные желоба; 57 — сливные желоба; 58 — сливные желоба; 59 — сливные желоба; 60 — сливные желоба; 61 — сливные желоба; 62 — сливные желоба; 63 — сливные желоба; 64 — сливные желоба; 65 — сливные желоба; 66 — сливные желоба; 67 — сливные желоба; 68 — сливные желоба; 69 — сливные желоба; 70 — сливные желоба; 71 — сливные желоба; 72 — сливные желоба; 73 — сливные желоба; 74 — сливные желоба; 75 — сливные желоба; 76 — сливные желоба; 77 — сливные желоба; 78 — сливные желоба; 79 — сливные желоба; 80 — сливные желоба; 81 — сливные желоба; 82 — сливные желоба; 83 — сливные желоба; 84 — сливные желоба; 85 — сливные желоба; 86 — сливные желоба; 87 — сливные желоба; 88 — сливные желоба; 89 — сливные желоба; 90 — сливные желоба; 91 — сливные желоба; 92 — сливные желоба; 93 — сливные желоба; 94 — сливные желоба; 95 — сливные желоба; 96 — сливные желоба; 97 — сливные желоба; 98 — сливные желоба; 99 — сливные желоба; 100 — сливные желоба.

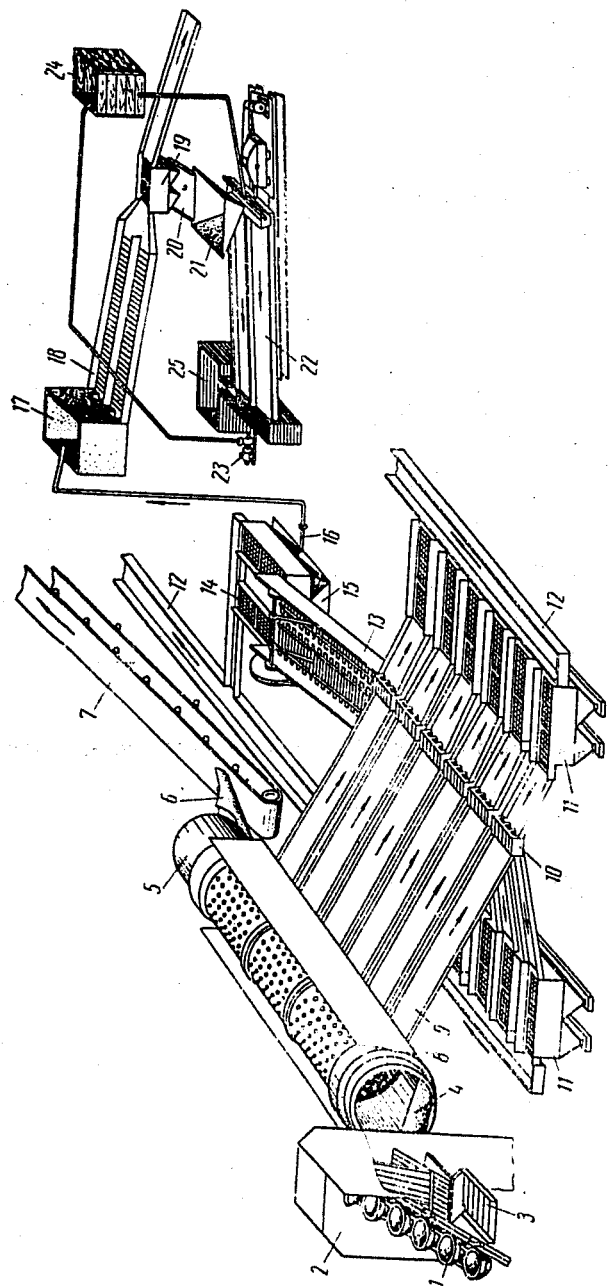


Рис. 110. Схема цепи аппаратов драги с отсадочными машинами:

1 — черпачковая цепь; 2 — заваляющий люк; 3 — подчёрпачковый уловитель; 4 — лоток заваляющего люка; 5 — бочка; 6 — галечный лоток; 7 — ленточный конвейер; 8 — подблочный распределитель; 9 — транспортирующее желоба; 10 — пульпоотделитель; 11 — основные отсадочные машины; 12 — хвостовые желоба; 13 — классификатор; 14 — перекидные отсадочные машины; 15 — бункер для сбора концентрата; 16 — гидроэлеватор; 17 — сборный ларь; 18 — секционные шлюзы; 19 — очистная отсадочная машина; 20 — лоток; 21 — бункер для концентрата; 22 — сопоставитель амальгамационных шлюзов; 23 — кислотный насос; 24 — бак для подкисленного раствора.

Примечание. Схема цепи аппаратов правой стороны аналогична левой.

Отсадка позволяет извлекать основную массу минералов тяжелой фракции, что создает более благоприятные условия для улавливания золота на шлюзах, так как трафареты в этом случае менее забиваются тяжелыми минералами.

Шлюзы сохраняют улавливающую способность на более продолжительное время. При таком монтаже отсадочных машин на них сравнительно легко можно поддерживать нормальный водный режим.

Схема с отсадкой в голове процесса при наличии в россыпи крупного золота и ценных спутников имеет существенный недостаток, заключающийся в аккумуляции крупных полезных ископаемых в постели отсадочных машин. Приходится периодически останавливать машины и выгружать из них надрешетный концентрат вручную.

При наличии в россыпи только крупного и среднего золота (такие россыпи встречаются редко) применение отсадки нерационально. Отсадочные машины значительно усложняют схему цепи аппаратов, повышают расход энергии и смазки, увеличивают число простоев драги из-за механических неполадок. В этом случае наиболее целесообразным является применение на драге шлюзового процесса (см. рис. 69), но с площадью улавливания, обеспечивающей нагрузку не свыше $0,3(0,4) \text{ м}^3/\text{ч}$ на 1 м^2 .

Во всех случаях применения отсадки обязательным условием следует считать установку на драгах резервных отсадочных машин, особенно на перекидных операциях.

Отсутствие резервных машин вызывает или простой драги в целом, или снижает извлечение и намыв золота, так как отсадочные машины имеют значительные простои из-за механических неполадок.

Следует заметить, что применение насосов на зернистом песковом материале, даже крупностью $—2 \text{ мм}$, часто приводит к выходу из строя не только турбинки, но и рабочего корпуса насоса. Песковые насосы относительно хорошо работают при разжижении пульпы $6(8) : 1$, с обязательным подводом к насосу напорной воды. Подачу концентратов основной отсадки на перекидную целесообразно осуществлять ленточно-ковшовым элеватором. Применение такого элеватора обеспечивает непрерывность транспортирования концентратов и их обезвоживание перед отсадкой.

В последнее время на драгах стали применять винтовые сепараторы с диаметром витка 1200 мм (рис. 111). Нижний продукт грохочения поступает на поперечные шлюзы, хвосты которых обогащаются на основных винтовых сепараторах.

Концентраты шлюзов споласкиваются через окна в конце шлюзов и самотеком направляются на концентрационные столы.

Золото из концентратов столов выделяется на вашгерде, хвосты последнего направляются в амальгамационную бочку.

20 К. В. Соломин

Концентраты основных сепараторов поступают на первые перечистные сепараторы, концентраты последних на вторые перечистные винтовые сепараторы. Концентраты вторых перечистных сепараторов очищают на концентрационных столах. Концентраты столов амальгируются в бочке.

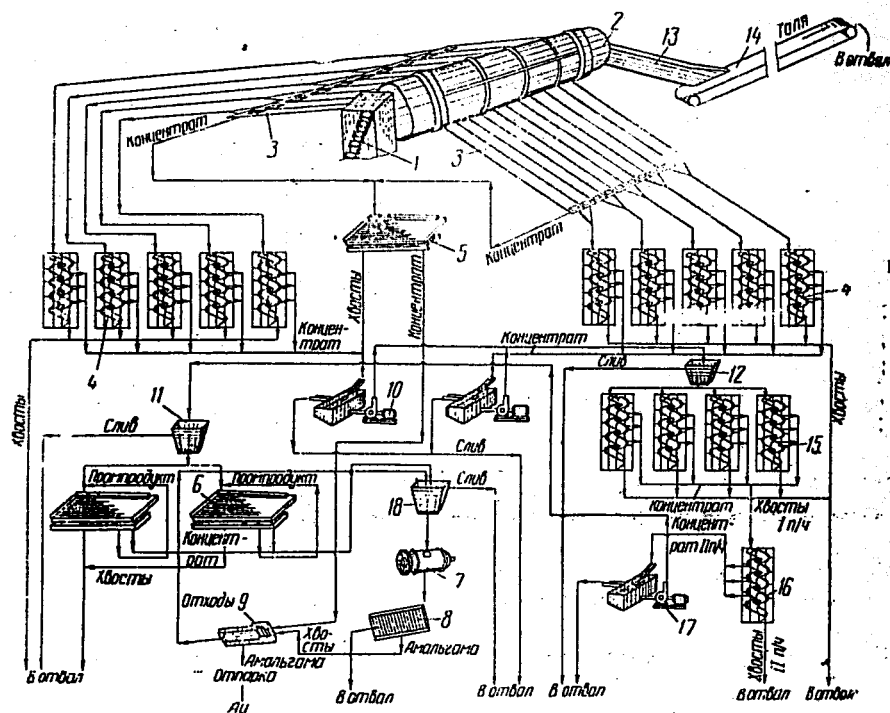


Рис. 111. Схема цепи аппаратов драги с винтовыми сепараторами:

1 — черпаковая цепь; 2 — бочка; 3 — поперечные шлюзы; 4 — основные винтовые сепараторы; 5 — концентрационные столы для доводки шлюзовых концентратов; 6 — концентрационные столы для доводки концентратов винтовых сепараторов; 7 — амальгамационная бочка; 8 — шлюз для обработки амальгамы; 9 — вальс; 10 — песковые насосы для перекачки хвостов стола; 11 — бункер для сбора концентратов очистных сепараторов; 12 — бункер для сбора хвостов; 13 — галечный лоток; 14 — ленточный конвейер; 15 — перечистные винтовые сепараторы; 16 — очистительный насос для перекачки концентратов очистных сепараторов; 17 — песковой насос для перекачки концентратов очистных сепараторов.

Применение винтовых сепараторов на драгах взамен отсадочных машин позволяет повысить процент извлечения золота и ценных спутников на 5—10%, ликвидировать простои драги из-за остановок обогатительного узла, уменьшить расход напорной воды на 35—40%, снизить стоимость обработки 1 м³ песков на 15—60%. Винтовые сепараторы при установке на типовой 210-литровой драге ИЗТМ позволили высвободить площадь понтона на 20—30% и привести в соответствие производительность черпающего аппарата драги с производительностью обогати-

тельного отделения. Так, если принять проектную производительность черпающего аппарата 210-литровой драги за 100%, то обогатительное отделение драги, представленное шлюзами, обеспечивает только проектную производительность. Увеличение нагрузки на шлюзы приводит к резкому снижению извлечения золота даже крупностью более 0,5(0,25) мм. Расширить улавливающую площадь шлюзов нельзя, не позволяя размеры понтона.

В настоящее время новаторы-драгеры обеспечивают производительность черпающего аппарата 210-литровой драги ИЗТМ на 50—70% выше проектной. Шлюзы в данном случае не обеспечивают такую производительность. Установка отсадочных машин вместо шлюзов позволяет поддерживать производительность черпающего аппарата на 120—130% выше проектной; установка же винтовых сепараторов вместо отсадочных машин позволяет иметь производительность драги в целом на 150—165% выше проектной. Таким образом, применение винтовых сепараторов на 210-литровой драге позволяет привести в соответствие производительность черпающего аппарата с производительностью обогатительного отделения без увеличения размеров понтона.

Применение винтовых сепараторов на драгах взамен отсадочных машин позволяет повысить абсолютный намыв ценных минералов за сутки, месяц, сезон, так как отсадочные машины, имея значительные простои из-за механических неполадок, приводят к простоям обогатительного отделения и снижают намыв ценных минералов.

Так, например, на двух 210-литровых драгах, работающих на одной и той же россыпи, с одинаковым содержанием золота, оборудованных: одна по схеме с отсадкой (см. рис. 109); другая по схеме с винтовыми сепараторами (см. рис. 111), при одинаковом извлечении в целом по драгам 93—94%, имели неодинаковый намыв золота за сутки, месяц и сезон.

В 1958 г. доизвлечение золота составляло: на драге с отсадочными машинами 0,4—1,6%, на драге с винтовыми сепараторами 6,8—9,3%.

Крен и диферент драги не оказывают влияния на работу сепараторов, обслуживание и регулировка их просты.

Винтовые сепараторы целесообразно устанавливать после откидных (3—4 м) поперечных шлюзов, так как они не извлекают золото и ценные спутники крупнее 3(4) мм, плохо извлекают полезные ископаемые округлой формы.

Установка винтового сепаратора на последнем ставе бочки при обычных подбочечных распределителях нецелесообразна ввиду плохой работы сепараторов на узкокласифицированном материале. В этом случае на последнем ставе бочки следует применять поперечные шлюзы или отсадку.

Гидравлический способ является одним из механизированных методов разработки россыпей. Он получил чрезвычайно широкое распространение ввиду своей исключительной эффективности.

Применение гидравлических установок с естественным и искусственным напором при различных топографических и горно-геологических условиях ставит их по своему значению на второе место после дражной золотодобычи.

Недостатком гидравлических установок является их зависимость от климатических условий. Несмотря на это, они применяются и в северных районах. Так, например, на Аляске в 1951 г. имелось 17 гидравлических установок, которыми было переработано 127 тыс. м³ горной массы и добыто 79 кг золота при содержании его в песках 620 мг/м³. Их применяют и в Калифорнии, где в 1951 г. работало 13 установок, которыми переработано 42 тыс. м³ горной массы и добыто 11 кг золота при содержании его в песках 295 мг/м³.

Обогащение песков производится в шлюзах глубокого наполнения, подшлюзках и в трубных обогатительных аппаратах.

На Аляске шлюзы глубокого наполнения имеют длину 33—45 м, ширину 0,8—1,2 м, высоту бортов 0,4—0,6 м. В конце шлюзов устанавливаются секционные подшлюзки. Так, на одной из гидравлик в дне хвостовой части основного шлюза было установлено решето длиной 9,14 м. На расстоянии 3,04 м решето имело отверстия диаметром 9,5 мм, на остальной части — 6,4 мм.

Под решетом расположены двухсекционные подшлюзки шириной 5,64 м и длиной 9,15 м каждый.

Полотно шлюзов застилалось трафаретами из уголкового железа, а подшлюзков — деревянными венгерскими трафаретами размером 25×25 мм, установленными на расстоянии 25 мм друг от друга. Скорость пульпы составила по основному шлюзу 2,75 м/сек, по подшлюзкам 1,22 м/сек.

Сполоск шлюзов и подшлюзков производился раз в месяц. С применением подшлюзков общее извлечение золота в отдельных случаях повышалось на 25—30%.

В Калифорнии подшлюзки, устанавливаемые в конце основного шлюза, имели: длину 3,6—7,2 м, ширину 2,4 м, уклон 0,06—0,08. Над подшлюзками в дне основных шлюзов монтировался неподвижный грохот из 8-гранных брусков, расположенных на расстоянии 25 мм друг от друга. Полотно шлюзов застилалось торцами диаметром 150 мм, высотой 300 мм, подшлюзки застилались венгерскими трафаретами и ковриками из проволоочной сетки.

Подшлюзки улавливали до 30% золота, ушедшего с хвостами основного шлюза.

В Колумбии основной шлюз имеет длину 24—25 м, ширину 0,9 м и высоту бортов 1,8 м. Полотно шлюзов застилается венгерскими трафаретами и полосовым железом. В конце шлюзов установлены подшлюзки. Доводка золота производится вначале на основном шлюзе, а затем на лотке. При доводке на шлюзе хвосты последнего направляются на бутару длиной 9 м и шириной 0,35 м.

Концентрат лотка амальгамируется. Большая часть золота зернистой формы, но есть и пластинчатой. Проба золота 800—900.

В общем случае размеры шлюзов изменяются в широких пределах: длина 20—80 м, ширина 0,6—1,2 м; рабочая площадь: односекционных — 14—55 м², двухсекционных 25—60 м², трехсекционных 80—100 м². Наибольшее распространение имеют односекционные шлюзы. Уклон шлюзов, уложенных на грунт, 0,03—0,05. Уклон элеваторных шлюзов обычно ступенчатый: первое звено 0,03—0,035, второе 0,035—0,037; третье 0,037—0,04; четвертое 0,04—0,042; пятое 0,042—0,045; шестое 0,045—0,05.

Одно время имелась тенденция увеличивать длину шлюзов до 200—250 м. Впоследствии стали уменьшать длину шлюзов и увеличивать их ширину (две, три секции). Это позволяло сохранить улавливающую площадь и одновременно создать достаточную высоту хвостовой части для размещения отвалов.

Шлюзы работают, как правило, с неблагоприятным режимом: скорость пульпы от 2,2 до 3,6 м/сек, глубина потока от 20 до 40 см, разжижение по объему от 40 до 100, иногда и до 200:1.

Большие скорости пульпы и разжижения объясняются неравномерностью подачи песков на шлюзы, что приводит к резким колебаниям в нагрузках (от 0,6 до 1,2 м³/ч на 1 м² площади).

Неблагоприятный режим является причиной неполного улавливания золота. С хвостами гидравлических шлюзов теряется не только мелкое золото, но и крупное (табл. 109). Показателем работы гидравлических шлюзов служит распределение золота по их длине (табл. 110). Значительная часть золота осаж-

Таблица 109
Потери золота различной крупности с хвостами гидравлических шлюзов

Шлюзы	Крупность, мм			Всего потерь, %
	4—1	1—0,25	—0,25	
	Потери, %			
Односекционные	17,5	20,8	80,0	31,3
Двухсекционные	0,7	3,1	19,1	12,3

дается в головной части шлюзов, часть его растягивается по всей длине шлюзов.

Постановка подшлюзков в конце основных шлюзов, хотя и повышает процент извлечения золота по установке, но не обеспечивает полноты улавливания (табл. 111).

Таблица 110

Распределение уловленного золота по длине гидравлических шлюзов

Тип гидравлики	Шлюзы	Звенья шлюзов		Крупность золота, мм				Всего по звеньям
		Номера	Длина, м	+ 4	4-1	1-0,25	-0,25	
				Соотношение. %				
Шлюзовая	Односекционные	1	6	—	65,5	40,7	13,7	56,9
		2	6	—	24,8	36,4	45,1	28,9
		3	12	—	9,7	22,9	41,2	14,2
То же	То же	1	10	—	36,3	47,5	32,8	42,1
		2	12	—	46,8	36,4	39,7	41,1
		3	12	—	14,9	12,9	12,6	13,8
		4	12	—	2,0	3,2	14,9	3,0
Элеваторная	То же	1	13	100	61,5	61,8	62,8	62,0
		2	13	—	26,4	32,3	10,4	27,2
		3	13	—	11,0	5,5	19,4	9,9
		4	17	—	1,1	0,4	7,4	0,9
То же	То же	1	10	—	36,3	47,5	32,8	42,1
		2	12	—	46,8	36,4	39,7	41,1
		3	12	—	14,9	12,9	12,6	13,8
		4	12	—	2,0	3,2	14,9	3,0
„	Двухсекционные	1	4	—	46,0	45,0	15,3	48,6
		2	12	—	41,8	52,5	11,8	49,9
		3	12	—	12,2	2,5	72,9	1,5
„	То же	1	4	100	55,3	61,1	55,9	58,1
		2	12	—	43,1	34,7	40,5	38,2
		3	12	—	1,6	4,2	3,6	3,7
„	Трехсекционные	1	13	—	97,3	95,2	90,2	94,6
		2	11	—	2,7	4,6	8,3	5,0
		3	12	—	—	0,1	1,0	1,3

Таблица 111

Потери золота различной крупности с хвостами подшлюзков

Длина, м	Подшлюзки			Крупность питания, мм	Крупность золота, мм			Всего потерь, %
	Шири- на секции, м	Уклон	Число секций		+	1—0,25	—0,25	
					Потери, %			
6	1,0	0,1	3	16	20,2	29,2	50,4	38,1
6	1,0	0,1	4	16	26,8	47,0	78,0	64,0
5	1,0	0,1	3	16	18,3	52,1	32,9	40,6
5	1,0	0,1	4	12	2,0	19,1	43,0	41,6
11	0,72	0,07	4	12	—	23,8	35,7	26,6
6	0,75	0,1	4	12	—	14,1	24,5	20,6
6	0,75	0,1	4	12	—	7,6	16,1	14,8

Для улавливания крупного золота на одной установке на последнем звене шлюзов на их полотно были уложены поперек деревянные бруски на расстоянии 52 см друг от друга, стесанные по кругу большого радиуса. На эти бруски накладывался неподвижный грохот с отверстиями сит диаметром 20 мм. Грохот был разбит на отдельные звенья длиной по 2 м, которые устанавливались с уклоном меньшим, чем уклон дна шлюзов: в головке 0,03 и в конце 0,02. Данное устройство позволяло, если и не полностью, то значительно уменьшить потери крупного золота.

Улавливающие покрытия на шлюзах и подшлюзках применяются различные.

Наибольшее распространение получили торцовые трафареты, которые достаточно эффективны в работе и экономичнее металлических. На ряде гидравлик в качестве трафаретов применяют перфорированные решета с отверстиями 10—16 мм.

Под трафареты укладка матов не производится. Однако, как это показали наблюдения, маты повышают извлечение золота. Так, например, на одной гидравлике под трафареты из перфорированных решет были уложены кокосовые маты. В результате на первом звене извлечение золота повысилось с 87,4% до 95,15% от всего уловленного на шлюзах.

Под шлюзки застилаются резиновыми ковриками, каламовыми матами и покрываются цельнотянутыми трафаретами или панцирем сеткой.

Определенный интерес представляет установка центробежной чаши Эйнля в конце основного гидравлического шлюза. В дно шлюзов вмонтировался колосниковый грохот с прозорами 50 мм. Материал из-под грохота направлялся в обезвоживающий конус, а затем на неподвижный грохот с отверстиями сит 6 мм. Нижний продукт грохота поступал в чашу диаметром 400 мм, имеющую скорость вращения 230 об/мин.

Разжижение в питании чаши составляло 13(18):1, ее производительность 1,2—2,0 м³/ч. Извлечение золота в чаше от ее питания составляло 87,0—97,0%. При этом доизвлечение золота по отношению к снятому со шлюзов достигало 10,5%.

На гидравлических установках с искусственным напором в качестве основного золотоулавливающего оборудования применяются трубные обогатительные аппараты. Их включают последовательно со шлюзами глубокого наполнения, длиной 18—20 м и шириной 0,7—0,8 м (рис. 112).

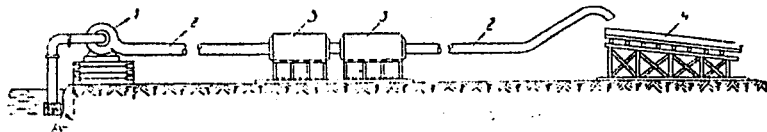


Рис. 112. Гидравлическая установка с трубными обогатительными аппаратами:

1 — землесос; 2 — пульпопровод; 3 — трубные обогатительные аппараты; 4 — шлюзы

При питании трубных обогатительных аппаратов материалом — 200 мм извлечение в среднем достигало 84,7%, а последовательно установленные за ними шлюзы доизвлекали 15,3% от фактически уловленного золота на установке. При этом золото крупностью — 0,15 мм улавливалось трубными аппаратами в количестве 0,4—0,7% и шлюзами — 0,4%.

В дальнейшем схема обогащения была изменена. В обогатительные аппараты землесосом подавался материал крупностью — 150 мм, хвосты направлялись на колосниковый прохот со щелью между колосниками 35 мм. Материал +35 мм направлялся в отвал, а —35 мм на подшлюзки.

Общая площадь грохота составляла 1,47 м², площадь живого сечения 0,756 м², т. е. 51,4%. Нагрузка на грохот колебалась от 18 до 30 м³/ч. К. п. д. грохота достигал 96%. Подшлюзки имели общую ширину 4,8 м, а длину 5 м.

Применение подшлюзков позволило иметь глубину потока 4—5 см вместо 35—40 см на шлюзах, что значительно улучшило процесс и позволило снизить потери золота.

Трубные обогатительные аппараты от всего уловленного золота извлекали 58,9%, подшлюзки 41,1%, в том числе золота крупностью — 0,15 мм подшлюзки извлекали до 10,7%.

Исследования показали, что через колосники грохота проскакивали частицы гали пластинчатой формы крупностью — 100 мм, которые оседали на подшлюзках и вызывали их заэфеливание, одновременно с этим забивался и грохот.

Применение вместо колосников перфорированного решета длиной 3,01 м, шириной 1,21 м с отверстиями диаметром 20 мм, общей площадью 3,64 м² и площадью живого сечения 1,07 м²,

т. е. 29,4%, устранило поступление на шлюзы гали пластинчатой формы.

На одной из установок хвосты трубных обогатительных аппаратов классифицировались на шестигранном вращающемся грохоте с отверстиями 12 мм. В результате его применения потери золота с галей сократились почти в два раза по сравнению с установленными перфорированными решетками.

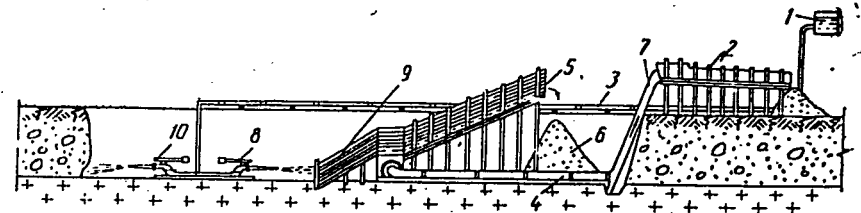


Рис. 113. Гидравлическая установка с вальгердом-классификатором:

1 — водонапорный бак; 2 — шлюзы; 3 — трубопровод; 4 — пульпопровод; 5 — наклонный желоб; 6 — галечный отвал; 7 — закрытый гидроэлеватор; 8 — монитор-подаватель; 9 — понур; 10 — монитор для разрушения породы

Применение вальгердов-классификаторов, устанавливаемых в сочетании с закрытыми гидравлическими элеваторами (рис. 113), повышает извлечение золота.

На такой установке пески подаются на наклонный желоб вальгерда; на неподвижном грохоте производятся промывка и классификация песков, галля сбрасывается в отвал, а эфеля поступают в зумпф вальгерда, откуда по пульпопроводу диаметром 150—425 мм и длиной 25—42 м направляются в приемник закрытого гидроэлеватора, которым и поднимаются на двух- или трехсекционные шлюзы.

Применение вальгерда-классификатора позволило подавать на элеваторные шлюзы материал крупностью — 64 (100) мм, что значительно улучшило режим работы шлюзов: нагрузка на 1 м² площади составляла 0,6—0,8 м³/ч, глубина потока пульпы 10—20 см, разжижение 20 (30):1, скорость потока менее 2,2 м/сек.

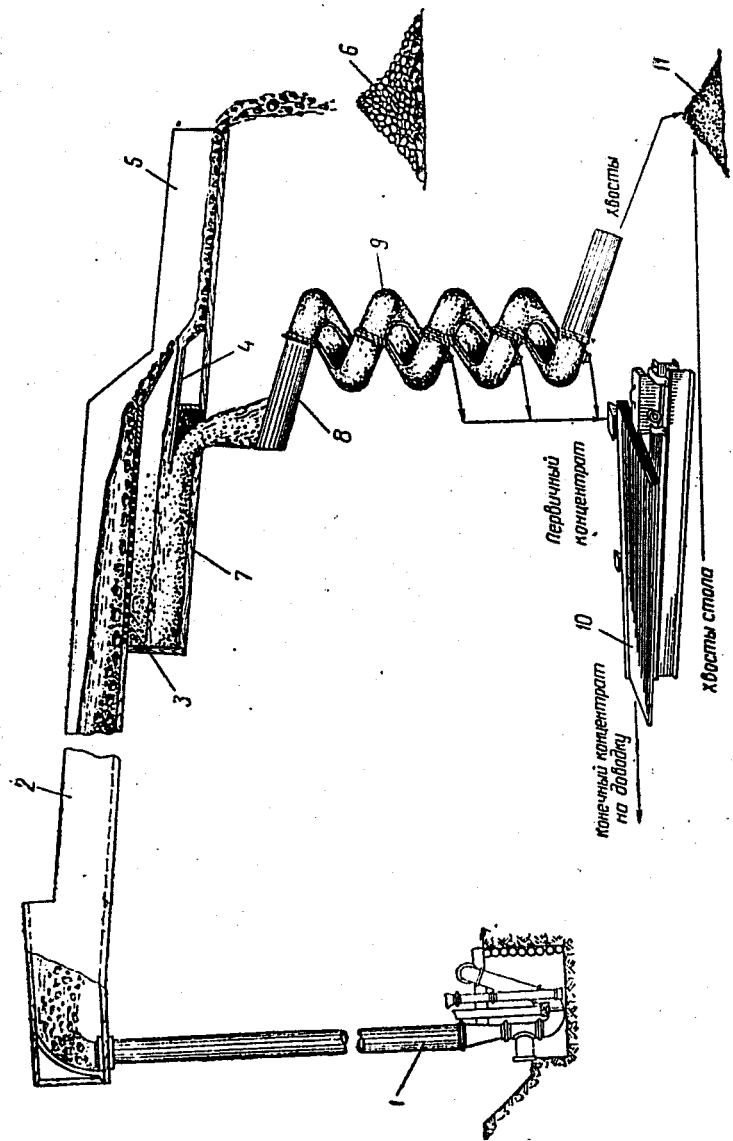


Рис. 114. Схема установки винтового сепаратора на конце основного гидравлического шлюза: 1 — закрытый гидрозелеватор; 2 — основной галечный шлюз; 3 — грохот; 4 — регулируемая заслонка для сброса лишней воды; 5 — хвостовой винтовой сепаратор; 6 — основной гидравлический желоб; 7 — отвал; 8 — приемный бункер; 9 — загрузочный лоток; 10 — концентрический стол; 11 — эфальный отвал

В результате улучшения режима извлечение золота повысилось на 10—12%. Золото крупностью +1 мм извлекалось полностью, тогда как при работе только с одним закрытым гидрозелеватором извлечение золота данной крупности не превышало 74,8%.

Применение вашгерда-классификатора одновременно с повышением извлечения золота позволило улучшить другие показатели работы гидравлик: расход напорной воды на 1 м³ песков сократился в 2,9—5,7 раза; суточная производительность установок повысилась до 236%; выработка на человеко-смену увеличилась на 210%; простои сократились на 11,8%.

Опыт работы ряда гидравликов показал, что применение вашгерда-классификатора в комплексе с закрытым гидрозелеватором дает значительные преимущества перед работой одного закрытого гидрозелеватора.

Одним из рациональных вариантов на землесосных и элеваторных гидравликах может оказаться применение винтовых сепараторов, устанавливаемых в конце основных шлюзов (рис. 114).

§ 60. Обогащение песков при экскаваторно-скреперном и подземном способах

Одним из эффективных видов механизации разработки россыпей являются экскаваторно-скреперные и бульдозерные работы.

В зарубежных странах экскаваторно-бульдозерные способы с обогащением песков на сухопутных и пловучих мойках нашли широкое распространение.

Наибольшее распространение получили сухопутные мойки производительностью 45—60 м³/ч, обслуживаемые экскаваторами с емкостью ковша 0,75—1,0 м³.

Мойки передвигаются на полозьях, катках или при помощи экскаватора; встречаются мойки также на железнодорожном или гусеничном ходу. Приемный бункер на золотомойках обычно металлический, небольшой емкости, рассчитанный на несколько ковшей. Над бункером устанавливают колосники со щелью между ними размером 200—460 мм.

Фирма Мозер на некоторых мойках предусматривала сбывку валунов, не прошедших колосники, в наклонном желобе, с которого они поступали на отвальный конвейер. При работе экскаваторов типа механической лопаты вследствие относительно небольшой высоты разгрузки порода из бункера в бочку направлялась при помощи питателя и конвейера, установленного под углом 16—20°.

Бочки обычно имеют уклон 4—8°. Шлюзы изготовляют из деревянных или металлических желобов шириной 0,6—1,0 м,

расположенных параллельными рядами или в несколько ярусов друг над другом.

Шлюзы устанавливают с уклоном 5—8°, дно их застилается кокосовыми или резиновыми матами, на которые укладываются деревянные или металлические трафареты.

Для пловучих моек производительностью 75—100 м³/ч применяют понтоны размерами 9,1 × 12,2 × 1,0 м. За последнее время получили распространение понтоны из отдельных секций размерами 2,4 × 9,1 × 0,9 м.

Завалочный люк монтируется с загрузочного конца мойки, обычно на высоте 4,6—5 м от уровня воды в разрезе. Над загрузочным люком сверху горизонтально устанавливается колосниковый грохот (размер щели 200—460 мм). В большинстве случаев с загрузочного конца бочки добавляется скруббер длиной 1,2—2,4 м.

Уклон бочки обычно 4—6°. Пески после прохождения бочки распределяются по шлюзам, в конце которых устанавливают отсадочные машины или центробежные чаши. Шлюзы секционные, ширина секции 0,76 м, уклон 5—7°.

Стационарные мойки применяются на труднопромывистых песках, содержащих мелкое золото, для извлечения которого требуется громоздкая аппаратура.

Стационарные мойки и кулибины применяются также и при подземных работах.

В отдаленных труднодоступных районах практикуется работа экскаваторов с подачей песков на шлюзы, расположенные с уклоном 5—10°, застилаемые кокосовыми матами и решетами, а также деревянными или металлическими трафаретами.

В штате Аризона США экскаватор типа механической лопаты с емкостью ковша 0,75 м³ разгружает пески на ленточный конвейер, который подает их на колосниковый грохот (с прозорами 500 мм), расположенный на расстоянии 4,8 м от поверхности плотика.

Галля удаляется в отвал, а эфеля поступают в бункер емкостью 6 м³. Из бункера материал питателем подается в барабанный грохот длиной 4,8 м, диаметром 1,05 м, с отверстиями в верхней части 6,3 мм, в нижней 12,5 мм. Галля направляется в специальный самородкоуловитель и далее в отвал. Подрешетный продукт поступает в бункер, откуда подается на вибрационный грохот типа Хумера с отверстиями сит 0,83 мм.

Материал +0,83 мм и —0,83 мм разделяется на качающихся шлюзах. Хвосты шлюзов после обезвоживания в классификаторе ленточным конвейером удаляются в отвал, вода насосом возвращается в процесс. Концентраты шлюзов поступают в два амальгаматора. Производительность установки 1500 м³ в день.

В штате Невада в 1950 г. была введена в эксплуатацию ста-

ционарная установка производительностью 17 тыс. т/сутки. Здесь часть золота встречается в сростках с кварцем и лимонитом.

Экскаватор загружает материал в бункер круглого сечения, откуда питателем он подается сначала на передвижной конвейер, а затем в дробилку.

Дробленый материал поступает в барабанный грохот длиной 15 м, диаметром 2,7 м, с отверстиями 12,7 мм, установленный на верхнем этаже фабрики. Материал —12,7 мм поступает на четыре вибрационных грохота размером 1,22 × 3,66 м. Галля +12,7 мм направляется в отвал.

Надрешетный продукт обогащается в четырех четырехкамерных отсадочных машинах размером 1070 × 1070 мм. Концентрат этих машин перечищается в двухкамерной машине, хвосты поступают в отвал.

Подрешетный продукт обезвоживается в гидравлическом сепараторе Дорра диаметром около 11 м. Слив сепаратора направляется в сгуститель, пески — в четырехкамерные отсадочные машины размером 1070 × 1070 мм. Хвосты отсадки поступают на концентрационные столы; в свою очередь хвосты последних направляются в гидравлический сепаратор диаметром 7,30 м. Пески этого сепаратора обрабатываются на концентрационных столах и в перечистой четырехкамерной отсадочной машине.

Концентрат перечистных отсадочных машин подается в классификатор Дорра, работающий в замкнутом цикле с шаровой мельницей. У разгрузочного конца шаровой мельницы установлен амальгаматор.

В районе Айдахо пловучую мойку обслуживал драглайн с емкостью ковша 1,5 м³. Здесь около 20% золота в песках мелкое, легко сносимое со шлюзов.

Пески экскаватором подавались в завалочный люк размерами 3 × 3,7 м. Из люка пески поступали в бочку длиной 8,5 м, диаметром 1,3 м. Размеры отверстий перфорированной бочки первого става 6 мм, второго 12 мм и третьего 31,7 мм. Внутри бочки имеются пороги, расположенные в шахматном порядке. Галля направлялась в отвал, эфеля на рифленные шлюзы. Так как извлечение золота на шлюзах не превышало 80%, они были заменены отсадочными машинами.

При этом пульпа из-под бочки поступает в загрузочные желоба двух параллельно установленных четырехкамерных отсадочных машин. Хвосты отсадки направляются в отвал, концентрат на перечистой гидравлический пульсатор.

Концентраты гидравлического пульсатора после обезвоживания в чане размером 0,6 × 0,9 × 1,5 м ленточным элеватором подаются на очистную двухкамерную отсадочную машину типа Чангл.

В качестве постели на отсадочных машинах применяются дробь и тяжелые минералы размером 4,8—6,4 мм.

При экскаваторно-скреперном и подземном способах работки наибольшее распространение получили шлюзовые установки и только в последнее время начали применяться установки с отсадочными машинами и винтовыми сепараторами.

В зависимости от конструкции и условий применения все крупные шлюзовые установки могут быть подразделены на две группы:

1. Обогащительные установки с механической дезинтеграцией и классификацией песков в начале процесса. К ним относятся описанные выше зарубежные мойки с бочками и скрубберами, кулибины с гидравлическим вашгердом и приборы МПД с скруббер-бутарами.

2. Обогащительные установки с классификацией песков в середине процесса, включающие наряду с протирочными колодами плоскони и подшлюзки.

Кулибины с гидравлическим вашгердом применяют на среднепромывистых песках, содержащих в основном золото средних классов.

Обычно пески сначала подаются в бункер, затем они поступают на наклонный грохот.

В целях лучшей классификации и уменьшения потерь золота с галей в верхней части вашгерда устанавливается неподвижный второй грохот с наклоном в сторону разгрузки гали 15°, по которому галия скатывается в вагонетку, а подрешетный материал обогащается на золотоуловителе, представляющем обычный шлюз.

Просеянный на вашгерде материал поступает на основные шлюзы, имеющие 4—6 секций. В конце основных шлюзов установлены односекционные эфельные шлюзы. Шлюзы застилаются каламовыми матами, резиновыми ковриками и трафаретами из перфорированных решет или цельнотянутой решетки.

Съемка концентрата со шлюзов производится раз в смену. Доводка концентрата осуществляется на бутаре с дальнейшей амальгамацией и доводкой на вашгерде.

Основные шлюзы имеют размеры: ширина 0,7—0,8 м, длина 6—8 м, общая улавливающая площадь 27—35 м². Уклон шлюзов 0,08—0,1. Эфельные шлюзы имеют ширину 0,7—1,2 м, длину 6—7 м, уклон 0,08—0,09, улавливающую площадь 5—8 м².

Подвашгердный золотоуловитель имеет ширину 0,4—0,5 м, длину 4—10 м, уклон 0,06—0,07, улавливающую площадь 2—7 м².

Нагрузка на 1 м² площади основных шлюзов колеблется в пределах 0,4—0,6 м³/ч, расход воды на обработку 1 м³ песков 7—10 м³. Эффективность грохочения на вашгерде 0,85—0,9.

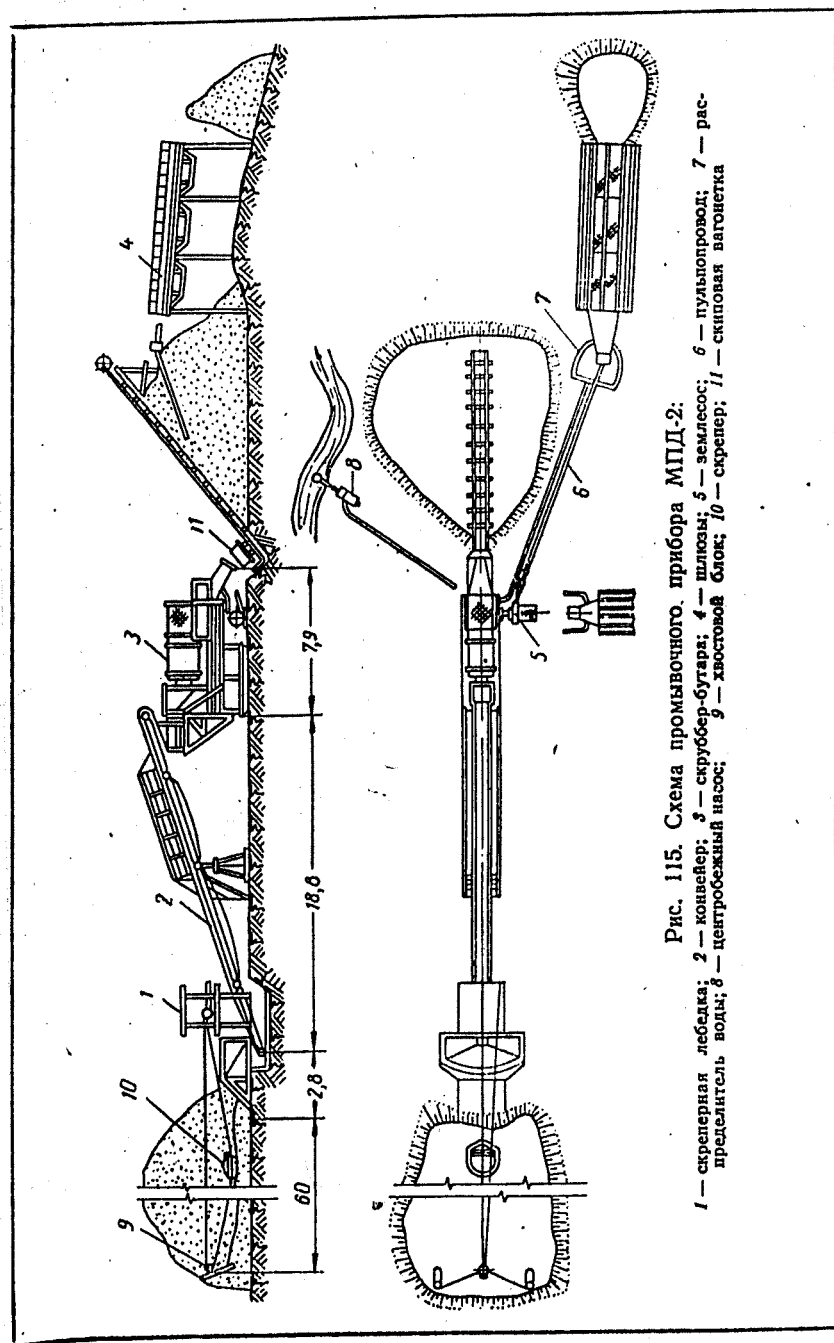


Рис. 115. Схема промывочного прибора МПД-2:

1 — скреперная лопатка; 2 — конвейер; 3 — скруббер-бутара; 4 — шлюз; 5 — шлюз; 6 — центробежный насос; 7 — распределитель воды; 8 — центробежный насос; 9 — хвостовой блок; 10 — скрепер; 11 — скреперная вагонетка

Извлечение золота на основных и эфельных шлюзах составляет 85—92%, подвешенный золотоуловитель доизвлекает золота от 1,5 до 2,5%. Основные потери золота происходят с хвостами шлюзов и составляют 4—6%.

При учащенных сполосках со шлюзов извлечение резко повышается. Так, при съемке со шлюзов через 3 ч извлечение золота составляло 91,5%, а через 1 ч 30 мин извлечение возросло до 98,3%.

В последние годы в практике обогащения получили распространение металлические приборы Дальстроя (МПД) с скруббер-бутарами. Промывочный прибор МПД-2 передвижной и аналогичен ранее применявшемуся прибору 14-ГСП, но несколько модернизирован (рис. 115).

Пески разборным ленточным конвейером подаются в скруббер-бутару, имеющую глухой став длиной 2,9 м и перфорированный став длиной 2 м, отверстия в бутаре 16 или 25 мм в зависимости от состава песков. Уклон скруббер-бутары до 3—3,5°.

Галля транспортируется в отвал скиповой вагонеткой.

Нижний продукт грохочения землесосом поднимается на шлюзы на высоту 4,2 м. Шлюзы двухсекционные, шириной секции 0,72 м и длиной 13,5 м, установленные с уклоном 8—9°. В конце шлюзов установлены подшлюзки из трех секций, ширина секции 0,72 м. Производительность прибора в среднем 26—28 м³/ч.

Передвижка прибора с демонтажем и монтажом занимает обычно 2 смены. При эксплуатации прибор показал хорошие результаты.

Промывочный прибор МПД-3 в отличие от МПД-2 — стационарный. Монтаж его занимает 6—7 дней. Прибор состоит из скруббер-бутары с тремя ситами, имеющими отверстия диаметром 10, 20 и 50 мм. Материал крупностью — 10 мм поступает на два шлюза шириной 0,72 мм, материал крупностью 20 мм на шлюз шириной 0,52 мм, крупностью 50—20 мм на шлюз шириной 0,35 м.

Хвосты шлюзов крупностью 50—20 мм и 20—10 мм после обезвоживания на грохоте направляются в бункер, куда подаются в галля +50 мм. В конце шлюзов, обогащающих материал крупностью — 10 мм, предусмотрена возможность установки двух двухкамерных отсадочных машин с размером решета 1000 × 1000 мм. Производительность прибора колеблется от 22 до 36 м³/ч.

Промывочный прибор МПД-4 отличается от МПД-2 и МПД-3 технологической схемой обогащения, но конструкция их аналогична. Он состоит из загрузочного бункера, конвейера для подачи песков, головного шлюза шириной 0,6 м и длиной 3,5 м для улавливания самородков, устанавливаемого перед скруббером ДС-53 с уклоном 20—30°.

Скруббер-бутара имеет отверстия размером 15 мм. Галля +15 мм отвальным конвейером направляется в отвал. Нижний продукт — 15 мм поступает на трехсекционные шлюзы шириной секции 0,72 м и общей длиной 11 м. Хвосты шлюзов сбрасываются в отвал или перечищаются на отсадочной машине.

Головной шлюз снабжен устройством для механизированного сполоска. Сполосок можно осуществлять через 1,5—2 ч. На головном шлюзе обычно осаждается до 90% золота.

Промывочный прибор МПД-5 относится к стационарным установкам. Основная его особенность заключается в том, что на остова прибора установлена порталная укосина для производства монтажных работ. Другой особенностью прибора является применение концевой шлюза для улавливания самородков.

Большим неудобством МПД-5 является необходимость устанавливать его на искусственной насыпи, так как основные шлюзы и концевой шлюз расположены последовательно.

Промывочный прибор МПД-6, изготавливаемый по предложению инж. Мочалова, представляет видоизмененную конструкцию МПД-2, в котором остов скрубберного комплекта совмещен с загрузочным бункером. Вследствие простоты конструкции стоимость МПД-6 значительно ниже всех остальных, стоимость обогащения песков на нем также самая низкая.

Подача песков на приборы МПД может осуществляться бульдозером, тракторным скрепером, лопатным экскаватором или при помощи шахтного клетового подъема.

Наиболее целесообразными следует считать приборы МПД-4 и МПД-6; последний может быть применен при наличии в песках среднего и крупного золота, так как имеет упрощенную схему обогащения.

Обогащательные установки с классификацией песков в середине процесса до сих пор имеют широкое распространение в практике обогащения песков. Характерным для установок данного типа является то, что дезинтеграция песков на них производится на протирочных головных колодах, выполняющих одновременно функцию улавливающего прибора. Классификация песков производится на неподвижном грохоте, установленном в конце колоды. Нижний продукт грохочения подвергается дальнейшему обогащению на шлюзах или подшлюзках. Иногда для извлечения из галли самородков и цепросеянного мелкого золота применяется подгалечный самородкоулавливающий шлюз.

Протирка песков на головной колоде производится вручную. Хвосты колоды поступают на горизонтальный грохот. Провалившийся материал обогащается на 2—3-секционных шлюзах.

Головная колода и шлюзы застилаются калямовыми матами и крупноячейковыми металлическими трафаретами.

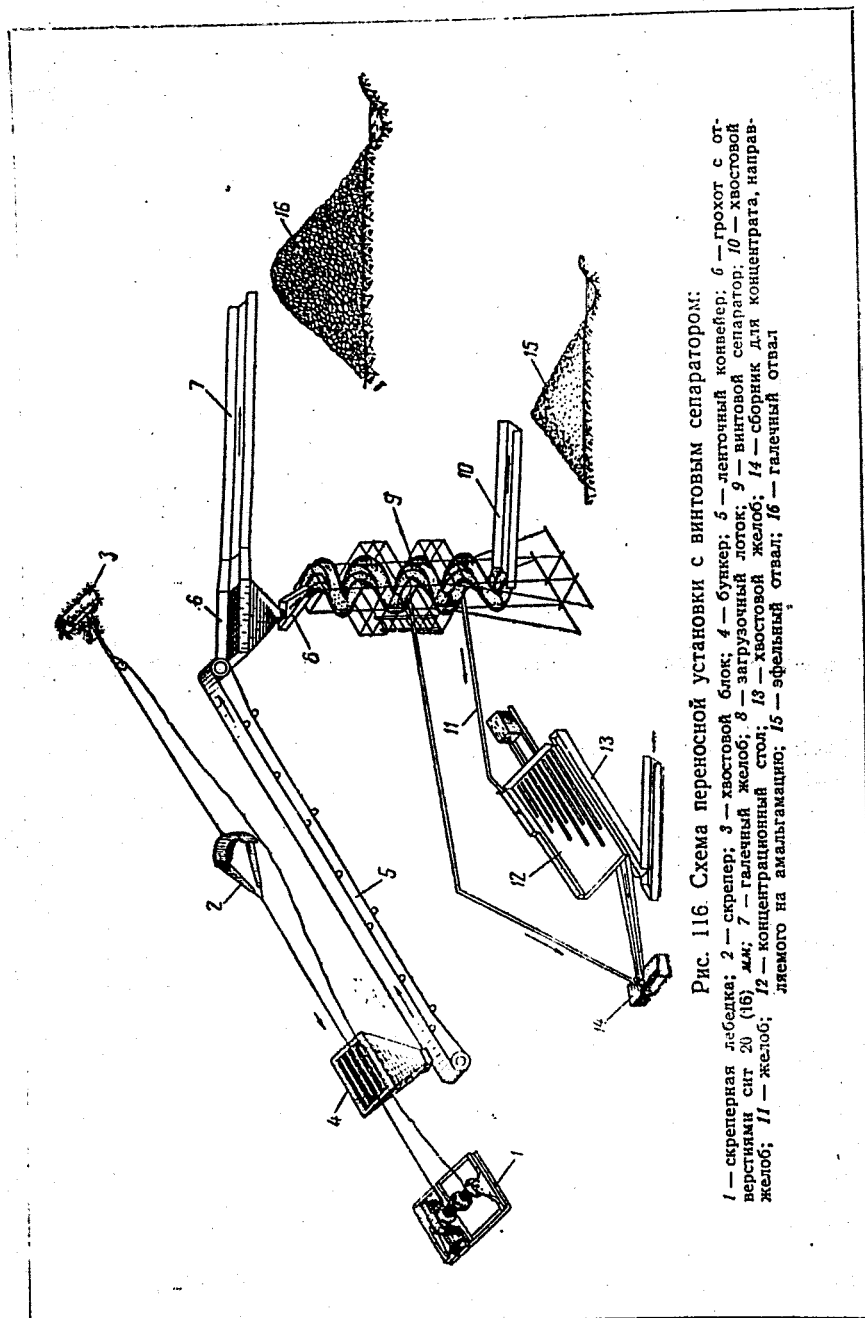


Рис. 116. Схема переносной установки с винтовым сепаратором:
1 — скреперная лопатка; 2 — скрепер; 3 — хвостовой блок; 4 — бункер; 5 — ленточный конвейер; 6 — грохот с отверстиями сит 20 (16) мм; 7 — галечный желоб; 8 — загрузочный лоток; 9 — винтовой сепаратор; 10 — хвостовой желоб; 11 — желоб; 12 — концентраторный стол; 13 — хвостовой желоб; 14 — сборник для концентрата, направленный на амальгацию; 15 — эфеляный отвал; 16 — галечный отвал.

Размеры улавливающих устройств следующие: головная протирочная колода шириной 0,7—0,8 м, длиной 10—15 м устанавливается с уклоном 0,012—0,20. Общая улавливающая площадь 11—30 м²; шлюзы шириной секции 0,7—0,8 м, длиной 6—12 м, с уклоном 0,08—0,1, общей площадью 4—15 м².

Грохоты бутарного типа, размером 0,8 × 1,4—0,6 × 1,2, с отверстиями 16—25 мм. Нагрузка на протирочной колоде 0,5—1,7 м³/ч, на шлюзах 0,2—1,6 м³/ч. Разжижение: на колоде 10(37) : 1, на шлюзах 5(12) : 1.

Извлечение золота: колодой 80—97%, шлюзами 1,5—6,5%. Потери золота с хвостами шлюзов 2,4—17% и с галей 0,6 до 6,5%.

Подгалечный золотоулавливающий шлюз доизвлекает до 5% золота к снятому с установки.

Основными причинами потерь золота на установках данного типа являются низкая эффективность грохочения песков в перфорированных грохотах, большие удельные нагрузки и разжижение в питании.

В практику обогащения золотосодержащих песков внедряются винтовые сепараторы.

Переносная установка с винтовыми сепараторами (рис. 116), включающая скрепер, ленточный конвейер типа «Ленинец», винтовой сепаратор модели № 3, два концентратора стола СС-2 и амальгамационную бочку размером 600 × 800 мм, перерабатывавшая золотосодержащие эфеля из старых отвалов и исходные пески, показала возможность получения дополнительного количества золота, ранее теряемого с хвостами шлюзовых приборов.

Таблица 112
Эффективность концентрации на винтовом сепараторе М-3 (крупность материала в питании: эфеля из отвала — 20 мм, пески — 16 мм)

Показатели	Опр. Зован									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Эфеляный отвал										
Производительность сепаратора, м ³ /ч	8,4	7,0	6,2	8,5	10,3	12,0	11,0	11,0	10,5	10,0
Выход концентрата, %	19,7	15,3	19,5	13,5	15,0	13,4	12,7	8,5	8,9	10,0
Извлечение золота, %	98,8	99,5	99,3	96,8	96,2	96,0	99,7	99,7	95,0	99,4
Исходные пески										
Производительность сепаратора, м ³ /ч	6,0	5,5	9,0	8,0	—	—	—	—	—	—
Выход концентрата, %	12,0	13,7	14,0	17,5	—	—	—	—	—	—
Извлечение золота, %	99,0	99,2	99,2	99,6	—	—	—	—	—	—

Таблица 113

Извлечение золота различной крупности в концентрат сепаратора М-3

Материал	Опробования	Крупность, мм				
		+ 2	2—1	1—0,5	0,5—0,25	—0,25
		Извлечение, %				
Эфеля из отвала	1		100	97,8	98,6	96,8
	2	100	100	99,8	77,9	86,5
	3	100	100	91,8	96,1	62,4
	4		100	95,2	93,1	62,7
Исходные пески	1	100	100	96,2	98,5	63,5
	2	100	100	99,0	98,0	79,5

В табл. 112, 113 приведены данные по работе установки при обогащении старых эфельных отвалов и исходных песков.

Основное количество золота, извлекаемое винтовым сепаратором, улавливается первым отсекателем. Это обстоятельство позволяет более бедные по содержанию золота концентраты, выделяемые последующими отсекателями, перечищать на сепараторе и тем самым сокращать общий выход концентрата с 12—15% до 8—9%. Извлечение золота при перечистных операциях достигало 97%.

Выделение основной массы золота первым отсекателем при значительном содержании в обрабатываемых песках тяжелой фракции, позволяет концентрат этого отсекателя направлять сразу же на амальгамацию. Вследствие классификации материала, происходящей на винтовом сепараторе, получаемый концентрат имеет крупность — 4 мм и не требует дополнительного грохочения перед направлением его на концентрационный стол.

Возможность эффективного обогащения золотосодержащих песков на трех витках желоба и при относительно небольшом шаге его позволяет размещать винтовые сепараторы (СВМ-1200) на существующих обогатительных установках при минимальном запасе высоты для загрузки материала (2,3—2,5 м).

Рассматривая работу шлюзовых установок даже с дезинтеграцией песков в голове процесса, видно, что они не являются совершенными. Самое высокое извлечение (до 98—99%) получается на хорошо промывистых песках, содержащих крупное золото. При наличии в песках мелкого золота извлечение снижается до 80—90%. Более совершенными можно считать кулибины с вальсерами, мойки с бочками и приборы МПД-4 и МПД-6, но и на этих приборах при наличии в песках мелкого золота или ценных спутников необходима установка на конце шлюзов осадочных машин или винтовых сепараторов.

Глава XIII

ОБОГАЩЕНИЕ ПЕСКОВ, СОДЕРЖАЩИХ
ОЛОВЯННО-ВОЛЬФРАМОВЫЕ МИНЕРАЛЫ

Сырьем для получения олова служит касситерит, для получения вольфрама — вольфрамит, гюбнерит и шеелит.

В зарубежных странах из общего числа разведанных запасов олова и вольфрама 65% приходится на россыпные месторождения и 35% на коренные.

Разработка россыпных месторождений производится различными способами. Так, например, в 1952 г. на Малайе работали 80 драг, 552 землесосные установки, 46 старательских объектов, 11 подземных и 4 мелкие установки.

В 1953 г. здесь разрабатывалось 629 россыпных месторождений со средним содержанием олова 180—350 г/м³ песков.

Для повышения производительности драг основное внимание уделяется вопросам увеличения емкости черпаков, повышению глубины черпания и развитию техники обогащения. Драги имеют различную емкость черпаков (170, 250, 310, 430 и 566 л) с глубиной черпания 12—25 м, 27,8 м и 39,5 м.

Наряду с драгами для добычи олова применяются гидравлические установки, особенно на месторождениях, имеющих плотик, сложенный из известняков, с большими западаниями, так как на таких россыпях драги малоэффективны.

Пески в забое размываются гидромониторами с дистанционным управлением, позволяющими разрабатывать труднодоступные участки месторождения. На плотных породах осуществляется предварительное их рыхление экскаваторами.

Размытая мониторами порода по канавам или желобам стекает в зумпф, откуда закрытыми гидравлическими элементами или вертикальными землесосами поднимается на односекционные шлюзы, расположенные выше зумпфа на 12—36 м, или в трубные обогатительные аппараты, установленные на площадке, служащей хвостохранилищем.

Первичная доводка шлюзовых концентратов производится непосредственно на шлюзах, окончательная — на доводочной фабрике.

В 1953 г. на Малайе насчитывалось 482 землесосные и гидравлические установки.

В последние годы на гидроустановках получили распространение вертикальные электроприводы к землесосам. Электро-двигатель с землесосом подвешивается на тросах в зумпфе. Управление землесосами осуществляется с поверхности. Наибольшее распространение получили 200-миллиметровые землесосы с колесом диаметром 685 мм и напором 30 м. Такой землесос имеет 3-фазный двигатель с напряжением 400/440 в; мощностью 140 квт, с числом оборотов 750 в минуту. Применение вертикальных электроприводов позволило сократить длину всасывающего пульпопровода, уменьшить Ж:Т, а также избежать постройки тяжелых фундаментов.

Второе место в зарубежных странах по разведанным запасам и добыче олова занимает Индонезия.

Россыпные месторождения Индонезии более богаты, чем на Малайе. Так, среднее содержание олова в россыпях, эксплуатируемых в 1951 г. на острове Банка, было равно 700 г/м³.

В Индонезии месторождения олова сосредоточены в основном на трех островах, расположенных у побережья Суматры: Банка, Биллитон и Сингкен. Первые два особенно богаты оловом. Оловянные месторождения находятся на склонах водоразделов, в руслах древних рек и в море, иногда вдали от берега. Значительная часть олова добывается из морских россыпей. В настоящее время около 65% олова добывается драгами, 32% — землесосами и гидравликами и около 3% — старателями.

В 1952 г. в Индонезии работало 28 драг и 70 землесосных установок и гидравлик.

Современные драги имеют емкость черпаков 400 л с глубиной черпания до 30 м. На старых драгах приняты черпаки емкостью 140—200 л.

В числе новых драг имеются драги, оборудованные тремя дизель-генераторами общей мощностью 12 тыс. квт. Наличие собственной энергии, вырабатываемой на борту драги, позволяет ей свободно передвигаться по морю и разрабатывать россыпи, расположенные далеко от береговой линии.

На Тайланде все основные месторождения олова сосредоточены на юге страны.

Основная масса олова добывается драгами (до 80%). К концу 1952 г. в эксплуатации находилась 31 драга. Землесосными и гидравлическими установками добывается до 20% олова.

На всех обогащательных установках получают концентраты с содержанием олова до 72%.

В Боливии основная масса олова добывается из коренных месторождений; удельный вес добычи олова из россыпей

незначителен. В Конго сравнительно недавно были открыты крупные россыпные месторождения, содержащие олова от 2 до 3 кг/м³. Россыпи в основном делювиальные. В частности, в Манано верхняя часть представлена выветренными пегматитами мощностью до 50 м, снизу расположены коренные пегматиты.

Россыпь содержит олово, тантал и ниобий и разрабатывается экскаваторами; пески ленточными конвейерами подаются в бункер обогащательной фабрики.

Концентраты, получаемые на обогащательной фабрике, направляются на доводочную фабрику и там разделяются на грохотах на три класса.

Крупная фракция подвергается вторичному гравитационному обогащению, две мелкие фракции после дополнительной концентрации на столах поступают на магнитную сепарацию.

§ 61. Простейшие шлюзовые приборы

Шлюзовые приборы применяют для обогащения хорошо промывистых песков, содержащих, в основном, крупные зерна касситерита и вольфрамовых минералов, а также при геологоразведочных работах.

В головной части шлюзов устанавливается перфорированное решето размером 0,8 × 1,0 м с отверстиями 16—25 мм. Верхняя часть шлюза застилается венгерскими трафаретами, с рейками высотой 50—60 мм, с расстоянием между ними 100—150 мм. Сверху трафареты перекрываются бутарными грохотами с отверстиями 16—25 мм.

На нижней части шлюзов настилаются только венгерские трафареты. Пески из разреза на промышленный прибор подаются в автомашинах или в вагонетках бесконечным канатом и разгружаются на грохот промышленного прибора, в котором их размывают проточной водой или водой под напором.

Разжижение пульпы на шлюзах колеблется от 10:1 до 18:1.

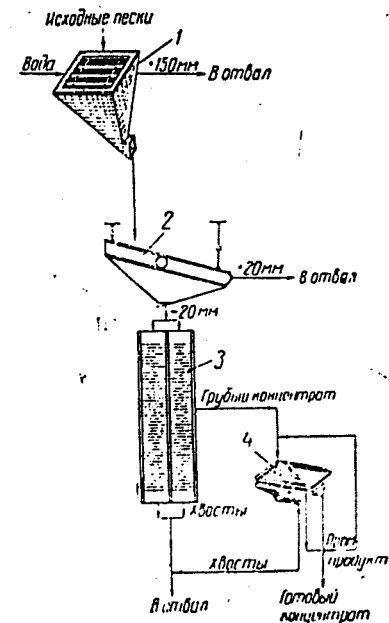


Рис. 117. Шлюзовой прибор с вибрационным ситом и концентрационным столом:

1 — бункер с грохотом; 2 — вибрационное сито; 3 — двухсекционный шлюз; 4 — концентрационный стол

На некоторых шлюзовых приборах для классификации материала применяют вибрационные грохоты (рис. 117). Материал крупностью — 150 мм поступает из бункера на грохот, галля + 20 мм направляется в отвал, а материал крупностью — 20 мм на секционные шлюзы. Концентрат шлюзов классифицируется на грохоте с отверстиями 4 мм, материал + 4 мм доводится на вашгерде, — 4 мм на концентрационном столе.

Извлечение касситерита на простейших шлюзовых приборах не превышает 85% и в основном зависит от крупности касситерита и степени промывистости песков. Особенно неудовлетворительно протекает обогащение песков с большим содержанием глины и мелкого касситерита (крупностью — 0,5 мм).

§ 62. Шлюзовые приборы с гидровашгердом

При разработке трудно- и среднепромывистых песков применяют шлюзовые приборы с размывом материала напорной водой на гидровашгерде. Пески из забоя обычно транспортируются вагонетками, бесконечным канатом или автотранспортом и разгружаются на площадке гидровашгерда. Гидровашгерд состоит из желоба длиной 6 м и шириной 0,5 м с уклоном 20°. На расстоянии 150 мм от дна желоба уложены решета с отверстиями 40 мм. Пески с площадки (струей воды, подаваемой монитором с насадками 50—63 мм) поднимаются по вашгерду и размываются.

Верхний продукт грохочения по гидровашгерду поднимается и попадает в галечный люк, из которого отвозится вагонетками или же размещается в галечном отвале хвостовым гидромонитором.

Нижний продукт грохочения (—40 мм) скатывается по дну гидровашгерда в зумпф и из него направляется на шлюзы, состоящие из 4—6 секций шириной каждая 80 см. Высота бортов 60 см. Длина шлюзов 20—30 м, их уклон 0,08. Шлюзы застилаются венгерскими трафаретами.

Применение гидровашгерда позволяет повысить извлечение касситерита из труднопромывистых песков. Для обогащения хвостов, полученных с шлюзов, применяют отсадочные машины. Применение отсадочных машин позволяет повысить извлечение мелкого касситерита.

При разработке террасовых и увалных россыпей для транспортировки песков из разреза применяют напорный или самотечный гидротранспорт.

При напорном гидротранспорте пески обычно экскаватором разгружаются в развернутые веером по разрезу баксы, по которым и направляются в зумпф землесоса. Землесос подает пульпу на шлюзовой прибор при Ж:Т = 10 (12) : 1 по пуль-

попроводу диаметром 250—300 мм. При самотечном гидротранспорте пески из забоя по самокатному узкоколейному пути транспортируются до склона горы в бункерную установку, откуда после отделения на колосниковых грохотах валунов направляются в пульпопровод диаметром 300—400 мм.

Пульпопровод подает пульпу в приемные лари, откуда при Ж:Т = 10 (12) : 1 она по лоткам направляется на шлюзовой прибор.

§ 63. Скрубберные обогатительные установки

Для дезинтеграции песков применяют скруббер-бутары, для обогащения песков — шлюзы или отсадочные машины.

В первом случае схема обработки песков включает транспортировку породы из забоя в автосамосвалах, контрольное ее грохочение на колосниковом грохоте с прозорами 150 мм. Материал +150 мм складывается в отвал, материал —150 мм поступает в скруббер-бутару, на которой получают три продукта: +20 мм, 20—8 мм и —8 мм. Галля +20 мм направляется в отвал, эфеля 20—8 мм и —8 мм раздельно обогащаются на двух шлюзах, поставленных параллельно (рис. 118).

Шлюзовой концентрат классифицируется на грохоте. Материал крупностью +5 мм доводится на лотке или вашгерде; материал крупностью —5 мм на концентрационном столе.

На скрубберных установках с отсадочными машинами пески из забоя транспортируются на обогатительные установки автотранспортом.

Пески с машин на обогатительной фабрике разгружаются на гидровашгерд гидромониторами.

Одновременно с разгрузкой производится частичная дезинтеграция песков, что ускоряет обработку их на гидровашгерде.

Верхний продукт после отделения от него глинистой примазки сбрасывается струей воды в галечный люк, откуда

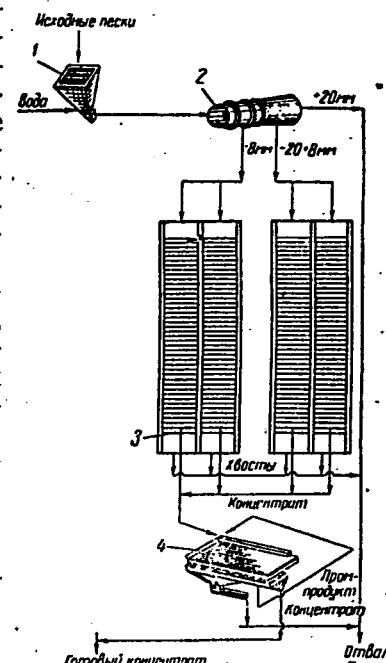


Рис. 118. Скрубберная обогатительная установка со шлюзами:

1 — бункер с грохотом; 2 — скруббер-бутара; 3 — двухсекционные шлюзы; 4 — концентрационный стол

вагонетками удаляется в отвал. Подрешетный продукт поступает на короткий двухсекционный шлюз, предназначенный в основном для улавливания крупного касситерита. Извлечение в шлюзовой концентрат касситерита достигает 30%.

Хвосты шлюзов поступают в спиральные классификаторы для обезвоживания. Слив направляется в отвал, песковая часть ленточным конвейером подается в скруббер-бутару с отверстиями 20 мм и 5 мм. Галля крупностью 50—20 мм направляется в отвал, материал крупностью 20—5 мм поступает на отсадку, —5 мм направляется на отсадку после обезвоживания.

Полученный подрешетный концентрат после обезвоживания в спиральном классификаторе перемищается на концентрационных столах. Надрешетный концентрат обрабатывается на вальгерде или разбирается вручную.

Хвосты отсадки и столов после обезвоживания в спиральном классификаторе ленточным конвейером или в вагонетках направляются в отвал.

При наличии хорошо промывистых песков, содержащих мелкий касситерит, обогащение производится по схеме, представленной на рис. 119.

Пески из забоя транспортируются на фабрики и разгружаются в приемный бункер, оборудованный наклонным колосниковым грохотом для отделения валунов. Из бункера лотковым питателем пески подаются на ленточный конвейер, которым и поднимаются на скруббер-бутару. Верхний продукт грохочения (галля) разгружается в галечный бункер и ленточным конвейером или вагонетками транспортируется в отвал. Нижний продукт грохочения (эфеля крупностью обычно — 16 мм) через распределитель поступает на отсадочные машины, установленные последовательно.

Подрешетные концентраты отсадочных машин по желобам направляются в обезвоживающие воронки и далее на концентрационные столы. На столах получают три продукта: концентрат, промпродукт и хвосты. Хвосты отсадочных машин и концентрационных столов, а также слив обезвоживающих воронок направляются по желобам в отвал. Промпродукт перемищается на столах. Концентрат направляется на доводочную фабрику.

Широкое распространение при обогащении слювянно-вольфрамовых россыпей находят приборы МПД (см. рис. 115). При этом пески ленточным конвейером или скипом из приемного бункера подаются на скруббер-бутару. Верхний продукт грохочения направляется в отвал, нижний — на шлюзы, покрытые деревянными трафаретами типа венгерских, высотой 50 мм, с расстоянием между рейками 60 мм, установленными под

углом 60° (иногда применяют трафареты из полосового железа высотой 60—75 мм, устанавливаемые под углом 45—60°).

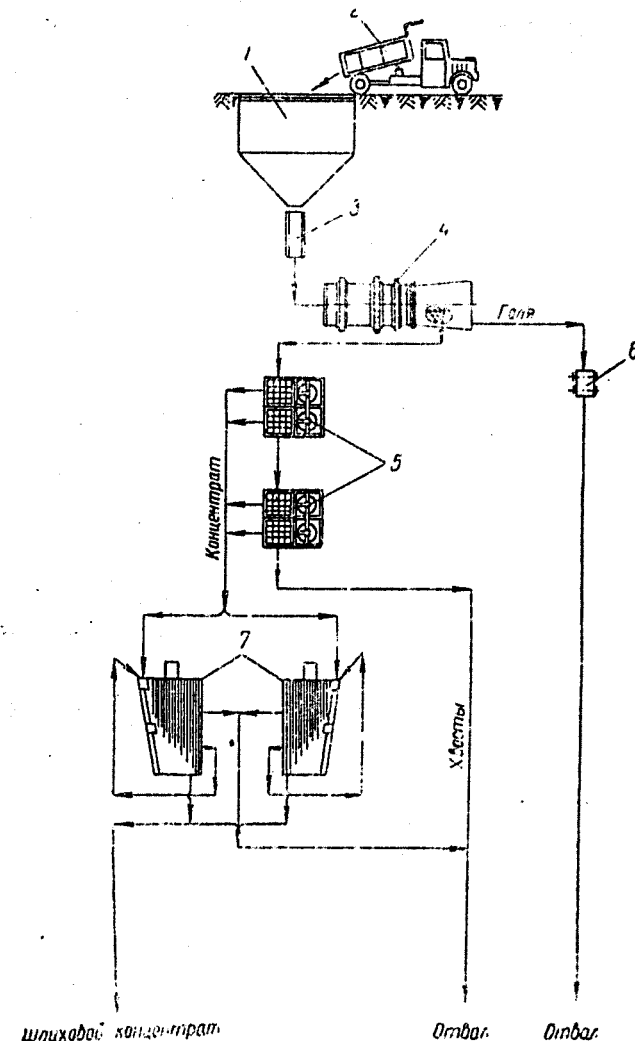


Рис. 119. Скрубберная установка с отсадкой и столами:

1 — бункер с грохотом; 2 — ленточный конвейер; 3 — питатель; 4 — скруббер-бутара; 5 — отсадочные машины; 6 — вагонетка; 7 — концентрационные столы

Под трафареты подстилают резиновые коврики. Ширина шлюзов 0,7—0,8 м, их длина 30—40 м, уклон 7,5—9°.

На некоторых установках применяют отсадочные машины. В этом случае пески из скруббер-бутары поступают на основную отсадку, подрешетный концентрат — на перечистную отсадку, где в первой камере получают готовый для доводочной фабрики концентрат, из второй — промпродукт, возвращаемый на перечистную отсадку. Хвосты перечистки направляются на шлюз, концентрат последнего возвращается на перечистную машину. Хвосты основной отсадки и шлюза транспортируют в отвал.

На скрубберных установках применяют винтовые сепараторы в качестве основных приборов (рис. 120) или совместно с отсадочными машинами.

Пески из забоя направляются в бункер фабрики. Из бункера с помощью лотковых питателей и конвейеров они подаются в скруббер-бутару. Галля удаляется в отвал, а подрешетный продукт через распределитель поступает на винтовые сепараторы.

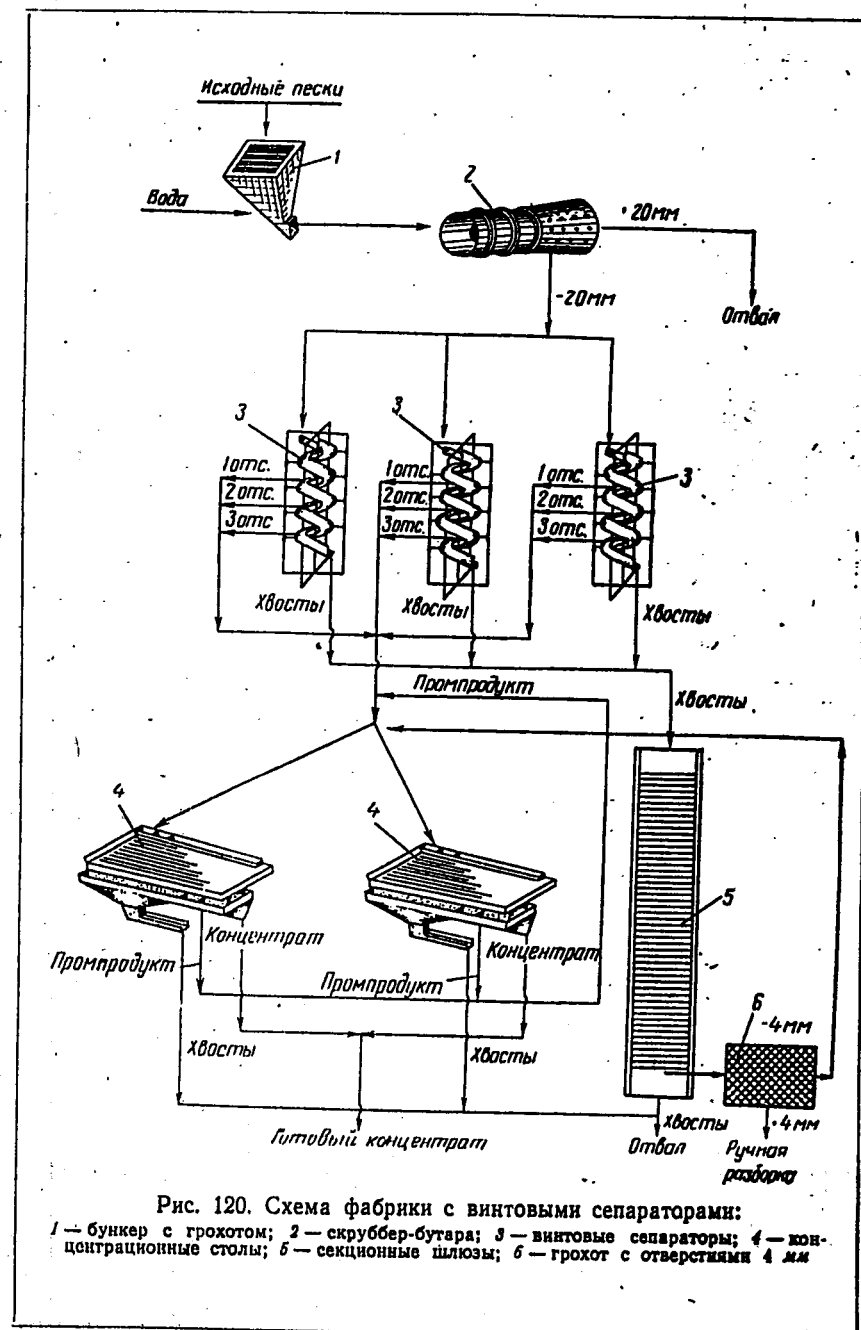
Концентрат сепараторов направляется для перечистки на концентрационные столы. Концентраты столов после сушки направляются на доводочную фабрику. Хвосты винтовых сепараторов крупностью +2(4) мм для извлечения из них касситерита, который содержится почти во всех россыпях, поступают на секционные шлюзы, покрытые обычно деревянными или металлическими трафаретами типа венгерских. Хвосты шлюзов направляются в отвал.

Скруббер-бутара дает положительные результаты при невысокой производительности, лучшие показатели по извлечению касситерита в подрешетный продукт получают на хорошо промывистых песках. С повышением производительности увеличиваются потери касситерита с галей (табл. 114).

Таблица 114

Показатели работы скруббер-бутары С-1300 (отверстия 16 мм)

Наименование	Хорошо промывистые пески, содержащие глины до 10%				Среднепромывистые пески, содержащие до 20%			
Производительность, м ³ /ч	20,0	30,6	35,2	37,5	19,8	22,3	27,5	
Выход галл, %	42,0	40,2	37,6	39,5	33,0	36,0	37,2	
Засорение галл материалом — 16 мм, %	7,3	8,5	9,7	11,0	14,3	16,0	23,2	
Засорение галл материалом — 2 мм, %	0,6	0,8	1,1	2,9	6,2	7,8	13,0	
Потери касситерита с галей, % к исходным пескам	0,4	0,5	1,6	3,0	4,0	4,7	9,3	



На некоторых установках применяют отсадочные машины. В этом случае пески из скруббер-бутары поступают на основную отсадку, подрешетный концентрат — на перечистную отсадку, где в первой камере получают готовый для доводочной фабрики концентрат, из второй — промпродукт, возвращаемый на перечистную отсадку. Хвосты перечистки направляются на шлюз, концентрат последнего возвращается на перечистную машину. Хвосты основной отсадки и шлюза транспортируют в отвал.

На скрубберных установках применяют винтовые сепараторы в качестве основных приборов (рис. 120) или совместно с отсадочными машинами.

Пески из забоя направляются в бункер фабрики. Из бункера с помощью лотковых питателей и конвейеров они подаются в скруббер-бутару. Галля удаляется в отвал, а подрешетный продукт через распределитель поступает на винтовые сепараторы.

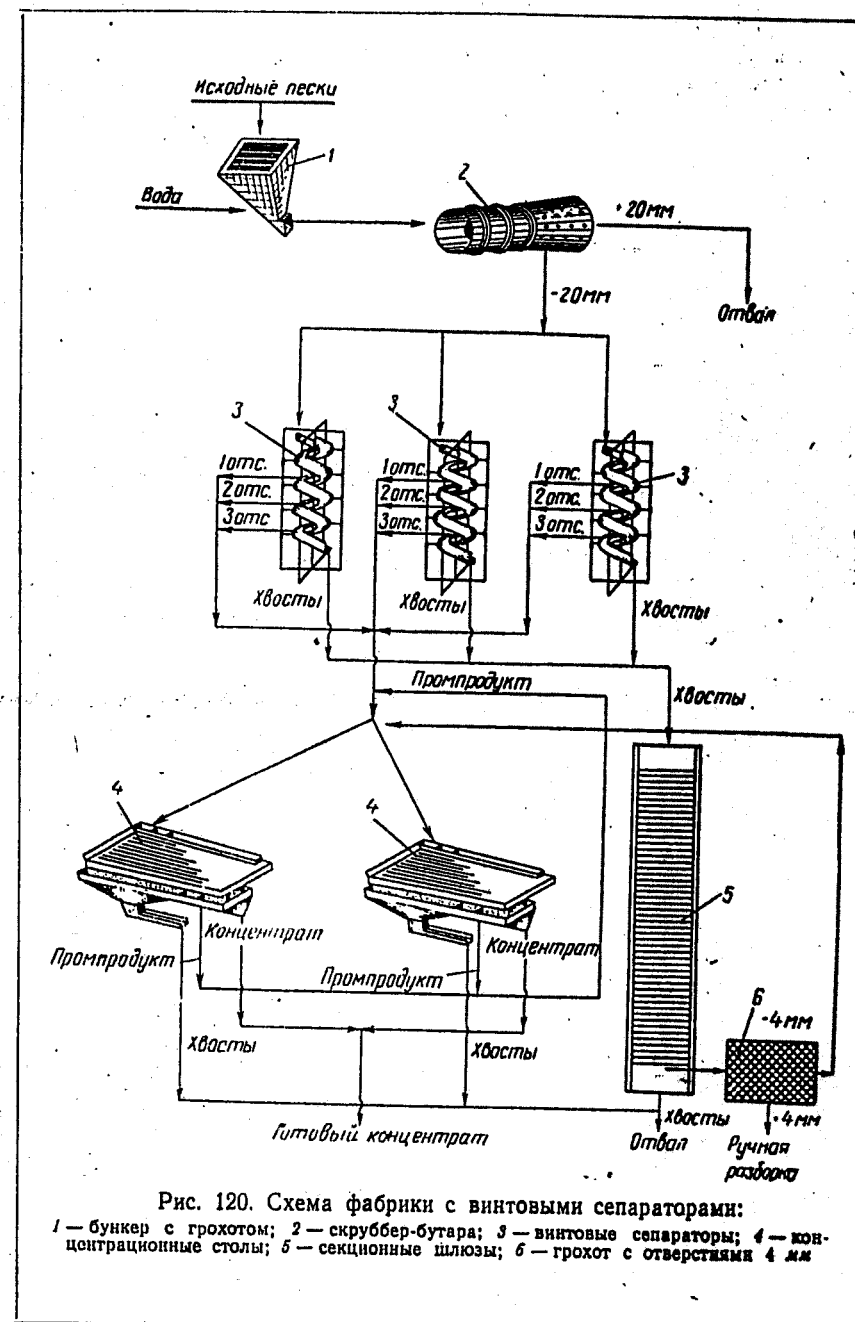
Концентрат сепараторов направляется для перечистки на концентрационные столы. Концентраты столов после сушки направляются на доводочную фабрику. Хвосты винтовых сепараторов крупностью +2(4) мм для извлечения из них касситерита, который содержится почти во всех россыпях, поступают на секционные шлюзы, покрытые обычно деревянными или металлическими трафаретами типа венгерских. Хвосты шлюзов направляются в отвал.

Скруббер-бутара дает положительные результаты при невысокой производительности, лучшие показатели по извлечению касситерита в подрешетный продукт получают на хорошо промывистых песках. С повышением производительности увеличиваются потери касситерита с галей (табл. 114).

Таблица 114

Показатели работы скруббер-бутары С-1300 (отверстия 16 мм)

Наименование	Хорошо промывистые пески, содержащие глины до 10%				Среднепромывистые пески, содержащие до 20%			
Производительность, м ³ /ч	20,0	30,6	35,2	37,5	19,8	22,3	27,5	
Выход галей, %	42,0	40,2	37,6	39,5	33,0	36,0	37,2	
Засорение галей материалом — 16 мм, %	7,3	8,5	9,7	11,0	14,3	16,0	23,2	
Засорение галей материалом — 2 мм, %	0,6	0,8	1,1	2,9	6,2	7,8	13,0	
Потери касситерита с галей, % к исходным пескам	0,4	0,5	1,6	3,0	4,0	4,7	9,3	



Касситерит и шеелит независимо от крупности зерен выделяются в основном первым отсекателем (табл. 120).

Таблица 120

Извлечение минералов различной крупности в концентрат отсекателей винтовых сепараторов

Отсекатели	Крупность, мм							Итого
	+ 2	2-1	1-0,5	0,5-0,25	0,25-0,15	0,15-0,1	-0,1	
	Извлечение, %							

Касситерит

Первый	51,0	70,5	78,0	79,5	73,5	60,6	—	75,0
Второй	33,8	16,5	13,0	14,1	19,2	19,7	—	16,2
Третий	3,0	6,5	4,8	3,5	3,2	7,6	—	4,1
Итого	87,8	93,5	95,8	97,1	95,9	87,9	—	95,3

Шеелит

Первый	78,5	92,5	84,8	74,3	64,1	45,7	30,8	75,6
Второй	17,7	5,6	11,3	15,9	20,3	19,2	21,1	13,6
Третий	3,3	0,9	3,0	6,8	9,1	12,7	18,7	5,6
Итого	99,5	99,0	98,1	97,0	93,5	77,6	70,6	94,8

Применение концентрационных столов для пересортировки концентратов отсадочных машин и винтовых сепараторов позволяет извлекать касситерит и шеелит до 99,5%. Столы работают при ходе 14—16 мм, числе качаний 280—300 в минуту, Ж:Т в питании 6(8):1.

§ 64. Обогащение при разработках гидравлическим способом

Олово-вольфрамовые россыпи разрабатываются гидравлическим способом, в основном с искусственным напором, реже с естественным.

Размытая мониторами в забое порода направляется на гидравлический вашгерд. Гидровашгерд состоит из наклонного 6—8-метрового желоба шириной 0,5—0,7 м с уклоном 20—25°. Отверстия решет на наклонном желобе обычно 40—50 мм.

Гидромонитор с насадкой 50—63 мм, установленный на расстоянии 5—10 м от понура гидровашгерда, подает песок на наклонный желоб. После размыва на грохоте галля выбрасывается в отвал, материал —40(50) мм, скатываясь вниз по дну наклонного желоба, поступает на двух-трехсекционные шлюзы шириной секции 0,6—0,8 м, длиной 30—40 м, установленные с уклоном 0,04—0,08. Шлюзы застилаются деревянными трафаретами типа венгерских или ячейковыми (размер ячеек 70 × 15 см, высота 15—20 см).

Съемка касситеритового концентрата производится обычно каждую смену, реже раз в сутки.

На северо-востоке Тасмании оловоносная россыпь разрабатывается гидравлическим способом.

Вместе с касситеритом в песках содержатся марказит, турмалин, монацит, плеонаст, топаз, корунд (включая сапфир), циркон и вольфрамит.

Мощность наносов местами достигает 30 м.

Вода к гидромониторам подается центробежными насосами из р. Рингарума по трубам диаметром 304—330 мм.

После размыва мониторами в забое песков они транспортируются по канаве до зумпфов песковых насосов. Песковые насосы смонтированы по два последовательно и установлены на передвижной барже размером 10,5 × 9 м.

Нижний насос находится на уровне палубы и нагнетает пульпу в зумпф верхнего насоса, установленного на высоте 1,8 м над палубой.

Верхний насос нагнетает пульпу в пульпопровод диаметром 330 мм, длиной 91 м, уложенный на эстакаде под углом 20°. Высота подъема пульпы по вертикали 39,5 м, расчетная высота напора 45,7 м.

Пульпа из пульпопровода разгружается в головную часть шлюзов шириной 3,6 м и падает с высоты 457 мм на двухсекционные шлюзы шириной секции 2,7 м, длиной 54,8 м, установленные с уклоном 0,04.

Полотно шлюзов облицовано стальными листами, в качестве трафаретов применяются деревянные бруски размером 76 × 50 мм, установленные на расстоянии друг от друга 5,4 м. Снимаемые со шлюзов концентраты содержат около 50% олова. Концентрат доставляется на доводочную фабрику. Производительность предприятия колеблется от 53,5 до 97,9 м³/ч, чаще 61—68 м³/ч.

Баржа с песковыми насосами устанавливается в котловане, пройденном в плотике. При достижении предельного расстояния баржа передвигается. Для передвижки баржи выработки заполняют водой, пока баржа не всплывет, затем ее передвигают при помощи скреперной лебедки на новое место и закрепляют. После установки баржи на новом месте песковые насосы присоединяют к всасывающему и нагнетательному пульпопроводам.

§ 65. Обогащение на драгах

При дражных разработках пески дезинтегрируются и классифицируются в бочках.

В Малайе дражные бочки имеют длину до 18 м, диаметр до 3 м. Конструкция у них такая же, как и на золотодобывающих драгах, но с усиленными продольными наборными и коль-

цевыми порогами. Верхний глухой став имеет длину 3—6 м. Уклон бочки 8—12°. Мощность приводов бочки 55—75 квт.

Эфеля обогащаются на поперечных шлюзах шириной 0,7—1,0 м, покрытых кокосовыми матами или кордером, сверху обычно венгерскими трафаретами.

Хвосты шлюзов обрабатываются на отсадочных машинах. Концентраты основных отсадочных машин содержат до 5% олова, концентраты перечистных до 45—50% олова.

Ввиду того что в большинстве россыпей Малайи наряду с оловом содержится и золото, на береговых фабриках подрешетные концентраты отсадки предварительно амальгамируются в бочках. Амальгаму отбивают на шлюзе с ртутными ловушками. Хвосты шлюза после отбивки амальгамы обогащают на двухкамерных отсадочных машинах. Хвосты отсадочных машин направляют в отвал, концентраты, содержащие до 70% олова, на дальнейшую доводку или на металлургический завод.

На драге Глен-Эльджин (Малайя) емкостью черпака 170 л, со сплошной цепью, с месячной производительностью 45 600 м³, в качестве дезинтегратора и классификатора установлена бочка диаметром 1,52 м, длиной 6,1 м с отверстиями диаметром 6 мм. В конце коротких шлюзов имеется шесть трехкамерных отсадочных машин Гарца площадью $1,22 \times 1,06$ м.

Для перечистки концентрата на каждой стороне драги установлено еще по одной отсадочной машине.

Нагрузка на одну основную отсадочную машину составляет 8—10 м³/ч. В качестве постели применяется гематит. Число пульсаций в минуту: основных машин 160, перечистных 180. Извлечение касситерита достигает 95%.

В Малайе рекомендуется установка перед отсадочными машинами шлюзов, покрытых кокосовыми матами или кордером.

На драгах с отсадочными машинами большое внимание уделяется контролю и регулировке процесса. Регулировке подлежат: расход воды в питании, ход поршня, выход подрешетного концентрата. Особое внимание уделяется равномерной подаче и распределению нижнего продукта грохочения на отсадочных машинах. Наиболее совершенным считается подблочный распределитель, собирающий пульпу в центре под бочечной и распределяющий ее тройным или четверным разветвлением (перегородками) по количеству установленных отсадочных машин.

На старых драгах обогащение нижнего продукта грохочения производится на шлюзах с наклонными типа венгерских.

Проведенными исследованиями на драгах Малайи установлено, что при драгировании основными причинами, вызывающими потери олова, являются:

- а) неполнота задиры плотика, особенно при наличии известняков с карстовыми явлениями;
- б) плохая обмывка валунов;
- в) недостаточное опораживание черпаков в завалочный люк;
- г) плохая обмывка гали.

Из всех потерь наибольший процент следует отнести за счет плохого обмыва черпаков с галей и валунами во время их опораживания.

На современных драгах Индонезии дезинтеграция и классификация песков производится в дражных бочках; нижний продукт обогащается на отсадочных машинах «Пан Америкен»; концентраты отсадки перечищаются на концентрационных столах. Концентраты столов содержат 70—75% олова.

На старых драгах обогатительное оборудование представлено: дражными бочками, поперечными шлюзами, на некоторых драгах отсадочными машинами. На этих драгах получают первичный концентрат, содержащий 15—40% олова. Концентрат перечищается на береговых доводочных фабриках.

§ 66. Доводка оловянных концентратов

Оловянно-вольфрамовые концентраты, поступающие на доводочные фабрики, всегда в какой-то степени отличаются друг от друга по минералогическому составу и крупности зерен.

На доводочных фабриках обработка концентратов производится по разнообразным схемам, из которых наиболее характерной является схема, представленная на рис. 121.

Коллективные концентраты направляются на грохот, работающий в замкнутом цикле с дробилкой.

Нижний продукт обрабатывается на магнитных сепараторах: в первой фракции получается магнетитовый концентрат, во второй — имельнито-гранатовый продукт, в третьей — вольфрамитовый концентрат; в немагнитной фракции концентрируются: касситерит, шеелит, топаз, кварц и другие немагнитные минералы.

Вторая фракция разделяется на электросепараторе на три продукта: ильменитовый концентрат, гранатовый продукт, направляемый в отвал, и промпродукт, возвращаемый на сепаратор.

Электросепарация немагнитной фракции позволяет выделить в проводниковую часть касситеритовый концентрат и в непроводниковую — все остальные минералы. Непроводниковая фракция после обработки на столе разделяется на шеелитовый концентрат, промпродукт, возвращаемый на стол, и хвосты, направляемые в отвал.

В Северной Нигерии для доводки коллективного концентрата применяется сложная схема (рис. 122). Содержание

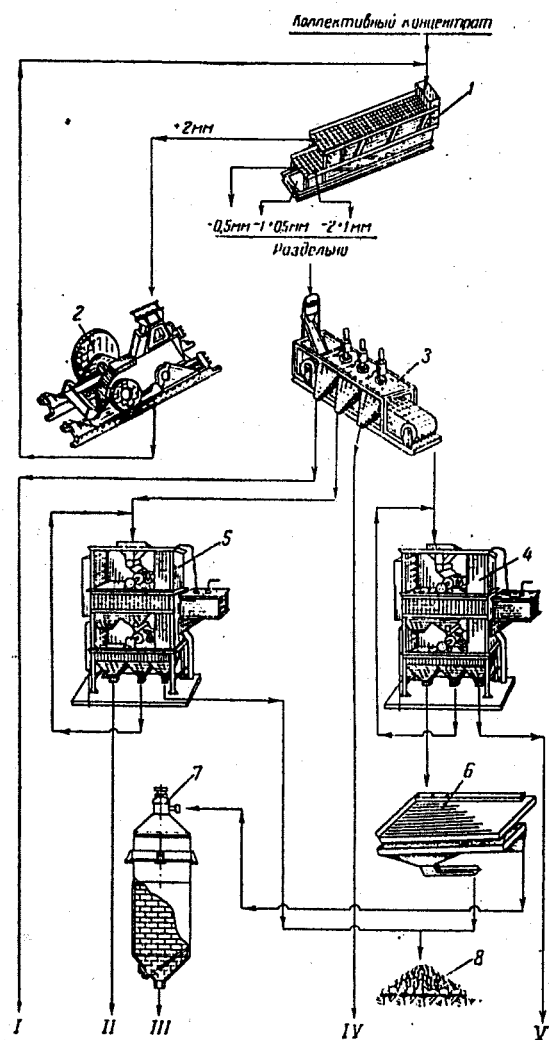


Рис. 121. Схема доводки концентрата с сложным шлиховым комплексом:

1 — грохот; 2 — дробилка; 3 — магнитный сепаратор; 4, 5 — электрические сепараторы; 6 — концентрационный стол; 7 — сушильная печь; 8 — отвал; I — магнетитовый концентрат; II — ильменитовый концентрат; III — шеелитовый концентрат; IV — вольфрамовый концентрат; V — касситеритовый концентрат

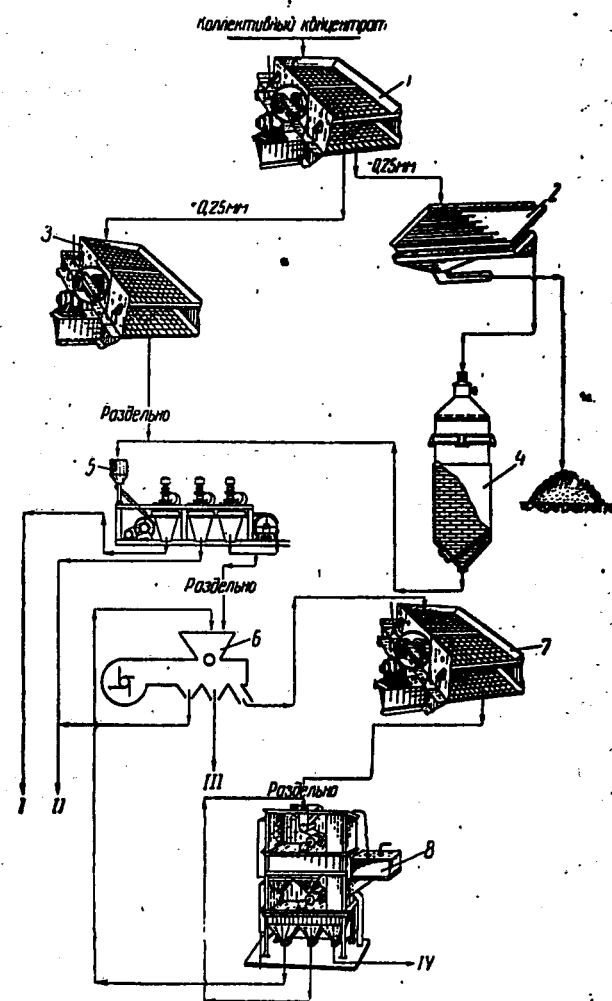


Рис. 122. Схема доводки концентрата в Нигерии:

1 — грохот с отверстиями $0,25\text{ мм}$; 2 — концентрационный стол; 3 — грохот; 4 — сушильная печь; 5 — магнитный сепаратор; 6 — пневматические столы; 7 — грохот; 8 — электросепаратор; I — ильменитовый концентрат; II — колумбитовый концентрат; III — касситеритовый концентрат; IV — монацитовый концентрат

касситерита в концентратах, поступающих на доводочную фабрику, изменяется от 30 до 45%.

В Южной Америке высококачественные оловянные концентраты поступают на электрические и магнитные сепараторы.

При доводке оловянно-вольфрамовых продуктов, содержащих шеелит, на электросепараторах коронного типа выделяют касситеритовый концентрат с содержанием олова 74% при извлечении его 92% и вольфрамовый концентрат с содержанием окиси вольфрама 67% при извлечении его выше 96%.

Получение кондиционного вольфрамового концентрата значительно усложняется, когда в коллективных концентратах присутствуют: вольфрамит, шеелит, гюбнерит, ферберит, касситерит, повелит, висмутит и др. И особенно усложняется, когда присутствуют вредные примеси в виде серы, фосфора, мышьяка, сурьмы и пр. Наличие последних приводит к необходимости ввести обжиг и выщелачивание.

Примером обогащения подобных концентратов может служить одна из крупнейших фабрик на берегу бухты Лонг Исленд, в 30 милях от Нью-Йорка.

Фабрика имеет обширное здание с несколькими отделениями, в том числе для магнитной сепарации с пятью ленточными сепараторами типа Виттерилль, общей производительностью 60 т готового концентрата в сутки и для электросепарации с двумя электросепараторами.

Удаление вредных примесей (серы, мышьяка, фосфора, сурьмы, висмута) проводится в отделении, оснащенном двумя печами Гересгофа, с суточной производительностью 30 т концентрата. В отделении имеются восемь выщелачивающих чанов с мешалками, два коллектора, барабанный фильтр, серия фильтр-прессов и осадительных чанов. Имеется флотационное отделение с флотационными машинами, шаровой мельницей, сгустителями и барабанным фильтром.

Обработка пыли производится в плавильном отделении производительностью 10 т в сутки.

Глава XIV

ОБОГАЩЕНИЕ ПЕСКОВ, СОДЕРЖАЩИХ АЛМАЗЫ

Считают, что за все время разработки алмазных месторождений добыто приблизительно 100 т алмазов, причем на долю Африки приходится 90%, Южной Америки — 5,3%, Азии — 4,2%.

Преобладающее количество алмазов добывается из россыпей: Добыча из коренных месторождений за последние годы возросла за счет ввода в эксплуатацию новых рудников в Южной Африке и составляет около 15% от общей добычи.

Пески промывались на лотках и ушерах, представляющих прямоугольные желоба длиной до 2 м и шириной 45—50 см, в которых материал с водой перемешивался гребками. Мелкие зерна пустой породы сносились в хвосты, осевший концентрат доводился на лотках.

В 70-х годах прошлого столетия для обогащения алмазов начали устанавливать алмазные чаши диаметром до 1 м. Их применение позволило сократить количество материала, доводимого на лотках, до 80%.

Несколько позднее стали применять отсадочные машины и различного рода пульсаторы.

С ростом производства общее количество первичных концентратов возросло, доводка их на лотках стала неэффективной. Это обстоятельство привело к применению жирового процесса, предложенного Ф. Кирстеном в 1897 г. Вначале жировой процесс осуществлялся в неподвижных шлюзах, с 1950 г. последние заменены подвижными резиновыми лентами. В ряде районов на алмазных фабриках применяется процесс обогащения в тяжелых суспензиях.

Крупные алмазодобывающие предприятия Кимберлея, Танганьики, Юго-Западной Африки, Конго, Золотого Берега оснащены современным оборудованием: грохотами, отсадочными машинами, приборами для тяжелых суспензий, ленточными жировыми шлюзами, электрическими сепараторами и т. п. Однако на многих предприятиях по-прежнему сохранились примитивные способы извлечения алмазов. Так, в Венесуэле вследствие не-

совершенства приборов алмазы извлекаются весом только до 0,3 карата.

В Гвиане применяют ручные промывочные чаши, извлечение алмазов на которых не превышает 50%.

В Западной Африке алмазы извлекают разборкой раскласифицированного материала вручную.

Представляет интерес процесс добычи алмазов в районе р. Оранжевой.

Среднее содержание алмазов 0,4 карата на 1 м³ промышленного пласта.

Крупность алмазов в песках в основном 25—2,8 мм, но она уменьшается по мере удаления к северу от устья реки. Добытые пески транспортируются на полевые установки, которые строятся из расчета обслуживания до 5 горных участков и состоят из бункера и вибрационных грохотов. Установки рассчитаны на 4—5-летний срок эксплуатации и бывают двух типов: с мокрым и сухим грохочением.

Пески из разреза доставляются на установку в вагонетках локомотивом и разгружаются на колосниковый грохот с прозорами 450 мм, установленный над бункером (рис. 123). Верхний продукт удаляется в отвал. Нижний продукт из бункера питателем Синтрона размером 0,9 × 0,6 м подается на ленточный конвейер шириной 500 мм, поднимается им на высоту 5 м и разгружается на вибрационный грохот Саймонса с отверстиями сит 50 мм.

Галля крупностью +50 мм транспортируется ленточным конвейером в отвал; материал крупностью —50 мм наклонным конвейером поднимается на высоту 10 м и разгружается в бункер емкостью 35 м³.

Из бункера материал подается на двухситный вибрационный грохот Саймонса размером 1,5 × 5 м, размер отверстий сит которого выбирается в зависимости от того, с каких площадей обрабатываются пески. Самый верхний и самый нижний продукты удаляются в отвал, средний продукт 25—2,5 мм или 20—2,8 мм, или 18—2 мм ленточным конвейером подается в бункер, откуда транспортируется на центральную обогатительную установку.

В песках встречается конгломерат, поэтому на разгрузочном конвейере вручную отбирают куски конгломерата и направляют его в щековую дробилку Персона размером 0,3 × 0,6 м. Из дробилки материал поступает на сортировочный ленточный конвейер, с которого куски пустой породы отбирают вручную и удаляют в отвал, конгломераты направляются в короткоконусную дробилку Саймонса с разгрузочной щелью 8 мм. Дробленый конгломерат поступает на двухситный грохот Робинс-Гирекс размером 0,9 × 1,8 м с ситами, размер отверстий которых 9,5 мм и 2,8 мм. Верхний продукт грохота возвращается в дробилку Саймонса, нижний удаляется в отвал, средний (9,5—2,8 мм) направляется на центральную обогатительную фабрику.

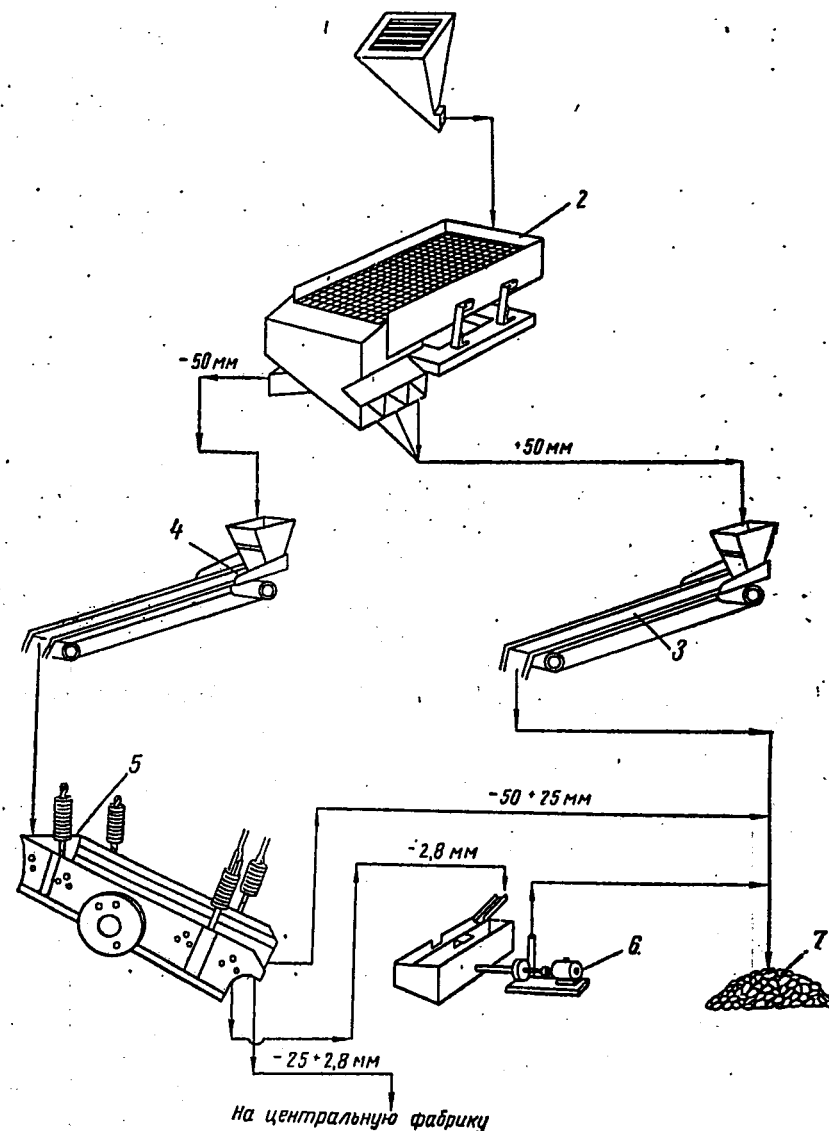


Рис. 123. Схема полевой установки на Усть-Оранжевой:
1 — бункер; 2 — вибрационный грохот с отверстиями сит 50 мм; 3, 4 — ленточные конвейеры; 5 — двухситный вибрационный грохот Саймонса с отверстиями 25 мм и 2,8 мм; 6 — песковый насос; 7 — отвал

В песках содержится магнетит в виде агломератов. Магнетит ухудшает процесс обогащения в тяжелых средах с применением ферросилиция. Для удаления магнетита построена специальная установка.

Пески, добытые на площадях с повышенным содержанием магнетита, направляются в отдельный бункер емкостью 2600 т, откуда конвейером передаются в бункер емкостью 50 т. Из бункера пески поступают в две трубные галечные мельницы размером 1,8×6,6 м с периферической разгрузкой.

Измельченный материал классифицируется на двухситном грохоте Гирекс размером 2,4×1,5 м, с диаметром отверстий сит 9,5 мм и 2,0 мм. Материал крупностью — 2,0 мм (в котором содержится основная масса магнетита) песковым насосом удаляется в отвал, а материал крупностью +2,0 мм направляется на центральную обогатительную фабрику.

Центральная обогатительная фабрика расположена в 6,5 км от устья р. Оранжевой и состоит из трех отделений: для обогащения в тяжелых суспензиях, для производства жирового процесса и электросепарации.

Пески с полевых установок, дробленые конгломераты и пески из отделения трубных мельниц классифицируются на грохоте Лоухид размером 1,5×4,5 м, с диаметром отверстий сит 2,0 мм. На грохот подается вода для отмывки мелочи во избежание ее попадания в суспензию; продукт — 2,0 мм удаляется насосами в море (рис. 124).

Материал +2,0 мм смачивается суспензией и направляется в конусные сепараторы диаметром 3,6 м с конусностью 60°. Ферросилиций удельного веса 6,8 измельчается до 45% — 0,044 мм и смешивается с водой в соотношении 1:1 по весу. Удельный вес суспензии 2,9. Питание подается через трубу, погруженную в суспензию на глубину 200 мм. Плотность суспензии поддерживается постоянной благодаря гребкам, вращающимся со скоростью 4 об/мин.

Нормальной считается разница в удельных весах верхнего и нижнего слоя суспензии 0,12.

Слив конуса поступает на грохот Лоухид размером 3×1,5 м с сеткой 2,0 мм. Суспензия, проходящая через сетки, насосом возвращается в конус, песок ленточным конвейером удаляется в отвал.

Концентрат конусного сепаратора наружным 125-миллиметровым аэролифтом поднимается на однодековый грохот Саймонса размером 3×0,9 м, где производится отмывка суспензии. Суспензия возвращается в цикл регенерации, отмытый концентрат поступает в бункера жирового отделения.

Алмазы жировым способом извлекаются плохо, поэтому весь концентрат из отделения тяжелых суспензий предварительно обрабатывается в двух истирающих мельницах размером 1,2×2,4 м.

Концентрат, полученный из мельниц, поступает для отмывки на грохот Саймонса с отверстиями сит 2 мм. Вода вместе с материалом — 2 мм направляется в сгуститель; пески сгустителя

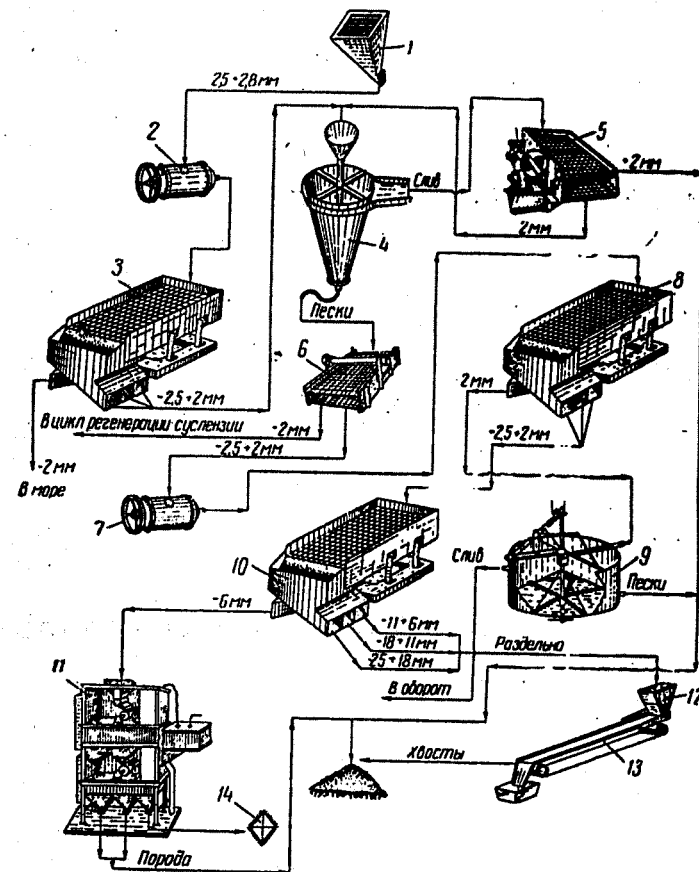


Рис. 124. Схема отделения тяжелой суспензии на Усть-Оранжевой:
1 — бункер с грохотом; 2 — трубная мельница; 3 — грохот с отверстиями сит 2 мм; 4 — конусные сепараторы для тяжелых суспензий; 5, 6, 8 — грохоты с отверстиями сит 2 мм; 7 — трубная мельница; 9 — сгуститель; 10 — грохот с отверстиями 6, 11, 18 мм; 11 — электро-сепаратор; 12 — бункер жировых лент; 13 — жировая лента; 14 — алмазы

поступают в отвал, слив направляется в оборот. Надрешетный материал поступает на грохот Саймонса размером 1,5×6 м, с которого получают 4 продукта: 25—18 мм, 18—11 мм, 11—6 мм и —6 мм. Из первых трех продуктов алмазы извлекаются жировым процессом, из последнего (—6 мм) — электрической сепарацией.

Вода вместе с ферросилицием и остатками материала — 2,0 мм пропускается через магнитный блок, где ферросилиций

намагничивается, и далее поступает в сгуститель диаметром 7 м (рис. 125). Намагниченный ферросилиций легко флокулирует и осаждается в сгустителе. Слив сгустителя возвращается в процесс; сгущенный материал насосом подается к первичному

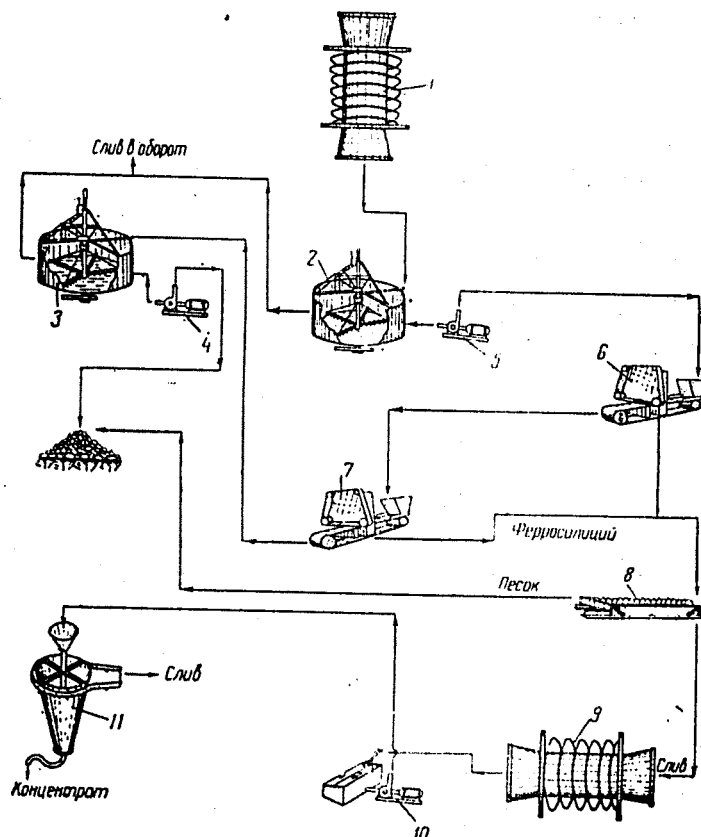


Рис. 125. Цикл регенерации суспензии.

1 — магнитный блок; 2, 3 — сгустители; 4, 5 — песковые насосы; 6, 7 — магнитные сепараторы; 8 — классификатор; 9 — разматывающая катушка; 10 — песковый насос; 11 — конусный сепаратор для тяжелых суспензий

(900 мм) и вторичному (600 мм) магнитным сепараторам Дингса. Ферросилиций направляется в классификатор Акинса размером 1×8 м, установленный с уклоном 0,2. На разгрузочном конце классификатора ферросилиций проходит через разматывающую катушку. Регенерированная суспензия вместе с оборотной суспензией возвращается в конус.

Пустая порода с магнитных сепараторов удаляется в отвал. Плотность суспензии регулируется в классификаторе Акинса: для получения плотной суспензии вал классификатора опускается и спираль снимает слой осевшего на дно ферросилиция; при слишком плотной суспензии, наоборот, вал классификатора поднимается и некоторое количество ферросилиция осаждается на дно.

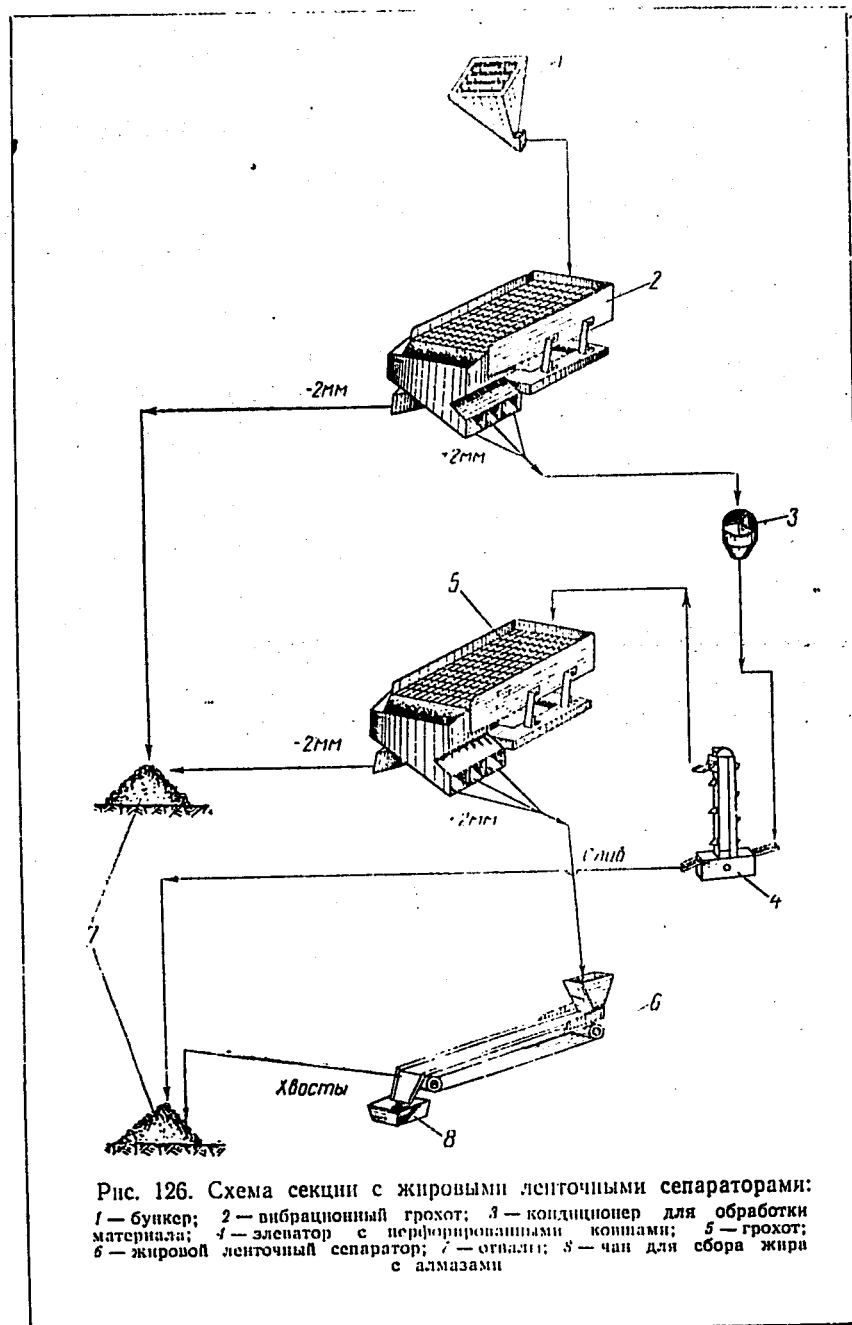
В конусном сепараторе плотность суспензии контролируется ежедневно путем взвешивания проб, взятых тарированным сосудом емкостью 500 мл, в верхней и нижней частях конуса.

Материал 25—18 мм, 18—11 мм и 11—6 мм обрабатывается отдельно на жировых ленточных сепараторах. Предварительно материал поступает на грохот (размер отверстий сита 2 мм), где отмывается водой. Отмытый материал обрабатывается в специальном барабане (кондиционере) размером 1×2 м, вращающемся на фрикционных роликах со скоростью 10 об/мин. В кондиционере концентраты контактируют со смесью, состоящей из рыбьего жира, каустической соды и воды в соотношениях 2,5:30:1000. Продолжительность контакта 2,5 мин; при более длительном контакте частицы пустой породы также становятся гидрофобными. Из барабана смесь направляется к элеватору с перфорированными ковшами: концентрат поднимается на высоту 5 м и разгружается на грохот Аэро-Файб размером 0,6×1,5 м (рис. 126).

В отделении установлено четыре параллельных жировых ленточных сепаратора с непрерывно движущимися лентами длиной 1,2 м, шириной 0,6 м. Скорость движения ленты 3 м/мин. Поверхность ленты покрыта слоем жира толщиной 10 мм, состоящего из 45% петроценового воска и 55% вазелина.

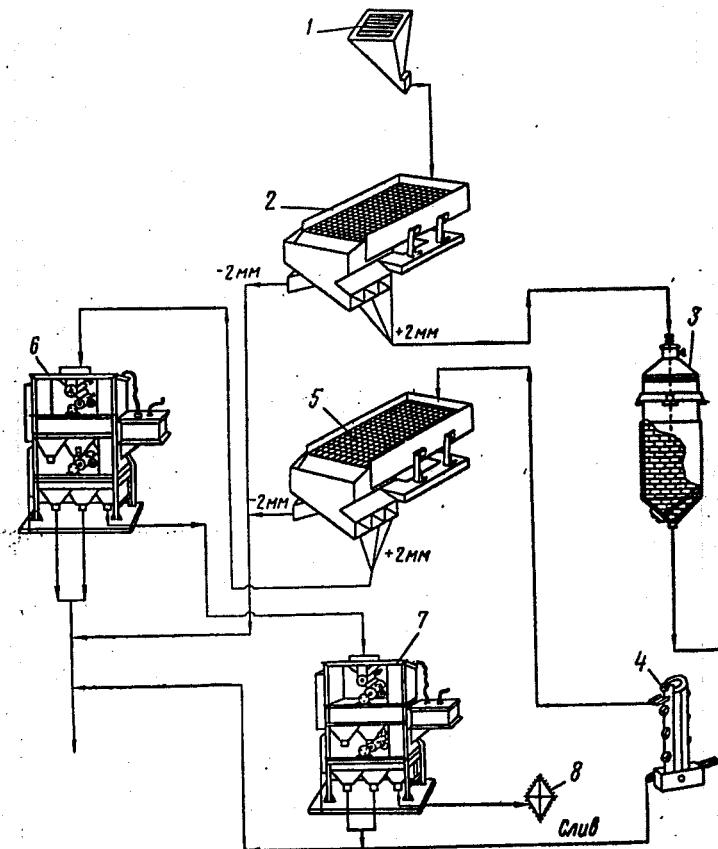
Алмазы, прилипшие к жиру, снимаются с ленты специальным ножом, нагретым электротоком, и поступают в перфорированную кружку, которая по мере наполнения сменяется и обрабатывается в горячей воде. Жировая масса всплывает на поверхность и возвращается в процесс, алмазы вместе с небольшим количеством песка, пристававшего к жиру, поступают в сортировочное отделение. Степень концентраций на жировых лентах 180:1.

Концентрат крупностью — 6 мм обрабатывается на электрических сепараторах. Материал предварительно просеивается на грохоте Аэро-Файб размером 0,6×1,5 м с диаметром отверстий сита 2,0 мм (рис. 127). Верхний продукт сушится в печи Эдгар-Аллена диаметром 1 м и длиной 7,2 м при помощи газов, нагретых до 400—500°С. Сухой продукт еще раз просеивается для удаления тонких частиц, а затем при температуре 130°С поступает на шестиступенчатый барабанный электрический сепаратор диаметром 100 мм и длиной 2,4 м под напряжением 25 кв. Расстояние между электродами 50 мм. Производительность



сепаратора до 1,2 т/ч. Выход концентрата 0,3—0,4%. Извлечение алмазов свыше 99%.

Концентраты жировых столов сортируются вручную в специальном помещении на столах размером 0,6×0,9 м.



Типовыми для зарубежной промышленности являются барабанные и чашевые установки.

На барабанных установках (рис. 128) порода из разреза (в тачках или вагонетках) подается на высоту 4—5 м, иногда подъем осуществляется ленточным конвейером.

Пески сбрасываются в наклонный желоб, в головную часть которого подается вода, смывающая материал на колосниковый грохот с прозорами 25 мм. Верхний продукт после просмотра удаляется в отвал. Нижний продукт направляется в четыре

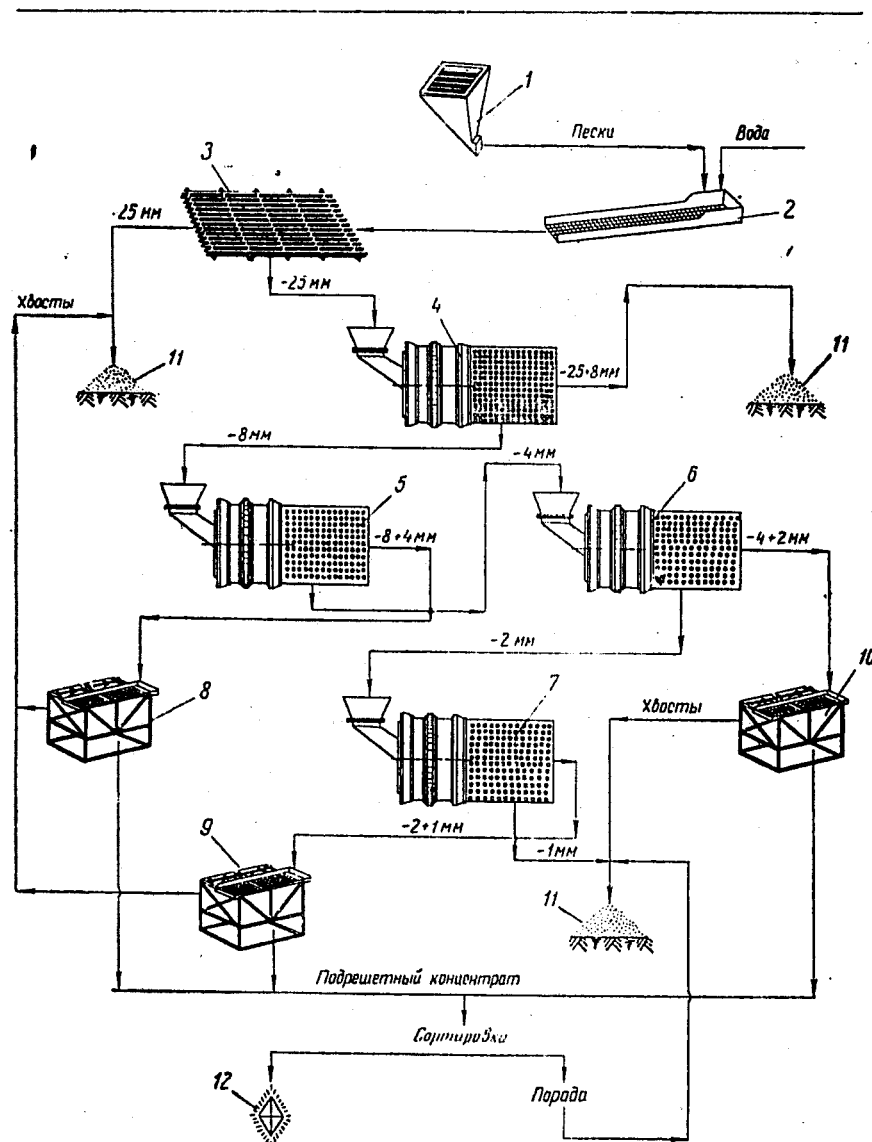


Рис. 128. Схема барабанной установки:

1 — бункер с грохотом; 2 — желоб; 3 — колесный грохот; 4, 5, 6, 7 — барабанные грохоты с отверстиями 8, 4, 2 и 1 мм; 8, 9, 10 — отсадочные машины; 11 — отвал; 12 — алмазы

последовательно установленных барабанных грохота с отверстиями 8, 4, 2 и 1 мм. Материал +8 мм из первого грохота складывается; под воздействием солнца, осадков или искусственного орошения он дезинтегрируется и возвращается на повторную обработку.

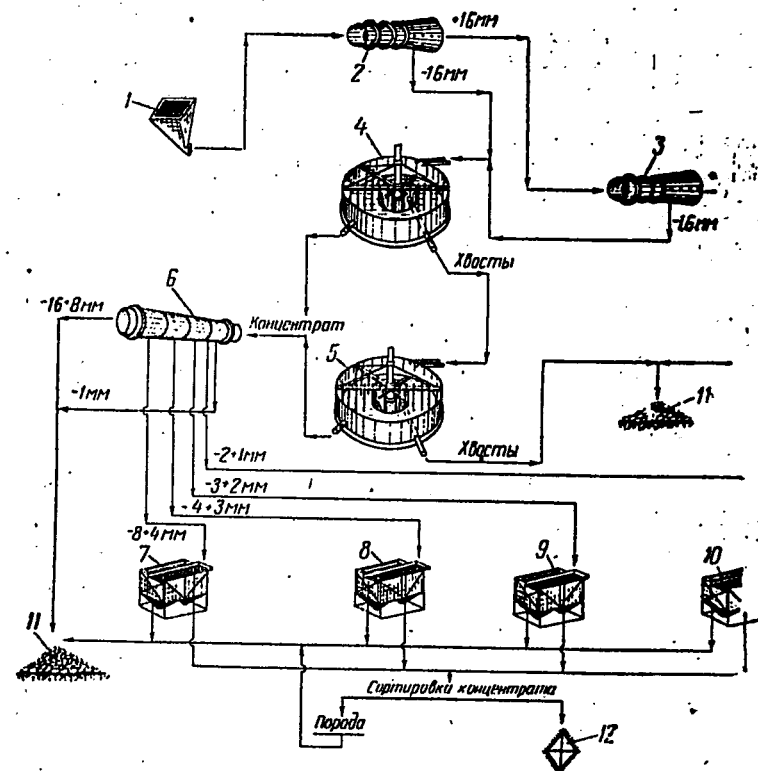


Рис. 129. Схема чашевой установки:

1 — бункер; 2, 3 — скруббер-бугары; 4, 5 — алмазные концентрационные чаши; 6 — барабанный грохот; 7, 8, 9, 10 — отсадочные машины; 11 — отвал; 12 — алмазы

Продукты 8—4 мм, 4—2 мм и 2—1 мм, полученные в последующих барабанных грохотах, подвергаются обогащению в отсадочных машинах Гарца. Материал — 1 мм с последнего грохота, после обезвоживания, удаляется в отвал, вода возвращается в процесс.

Концентраты отсадки перечищаются на отсадочных машинах Гарца и поступают на разборку для выборки алмазов вручную.

Производительность барабанной установки 22—25 м³/смену. На чашевых установках (рис. 129) пески из разреза в тачках или вагокетках подвозятся к ленточному конвейеру, которым

и поднимаются в скруббер-бутару с отверстиями 16 мм. Верхний продукт +16 мм поступает в последовательно установленную скруббер-бутару с грохотом меньшего диаметра, чем дезинтегратор.

Отверстия сита грохота равны 16 мм. Нижние продукты скруббер-бутар объединяются и поступают в алмазную чашу диаметром 2,5 м, высотой 0,25 мм. Скорость вращения вала чаши 13—14 об/мин. Хвосты чаши поступают во вторую чашу. Хвосты второй чаши удаляются в отвал. Концентраты обеих чаш направляются в барабанный грохот, имеющий пять сеющих ставов с отверстиями 1, 2, 3, 4 и 8 мм. Продукты — 1 мм и +8 мм складываются в отвал. Продукты 2—1 мм, 3—2 мм, 4—3 мм и 8—4 мм поступают на отсадочные машины Гарца, с которой получают надрешетные концентраты, снимаемые вручную 3—4 раза в смену.

Хвосты отсадки складываются в отвал, концентраты разбираются вручную.

Для практики обогащения песков россыпных месторождений алмазов определенный интерес представляет опыт обработки алмазосодержащих руд [106].

Из рудных алмазных предприятий крупнейшим является рудник «Премьер» (Южная Африка), разрабатывающий алмазосодержащую трубку длиной 1080 м, диаметром 457 м и площадью 300 тыс. м².

В 1954 г. на руднике было обработано 4 млн. т породы и получено 1431,3 тыс. каратов алмазов. Работы ведутся подземным способом. Первичное дробление руды до 150 мм осуществляется в шахте на щековой дробилке типа Аллис-Чальмерса. После рудоразработки на поверхности руда поступает на два двухситовых грохота с отверстиями сит 25 мм.

Нижний продукт грохочения поступает на восемь параллельно работающих грохотов с отверстиями сит 1,65 мм. Материал крупностью 25—1,65 мм поступает на обогащение в тяжелых суспензиях, крупностью — 1,65 мм — на отсадку.

На вновь построенной в 1950 г. фабрике производительностью 1200 т руды в сутки имеется 4 секции для разделения в тяжелых суспензиях. В каждой секции установлено по сепаратору в виде перевернутого конуса диаметром 4,9 м. Сепаратор оборудован реверсивными гребками, вращающимися со скоростью 3,75 об/мин. Назначение гребков сводится не только к поддержанию суспензии во взвешенном состоянии, но главным образом для разгрузки концентрата.

В качестве суспензонта применяют ферросилиций, измельченный до крупности 40% — 0,044 мм, с удельным весом 7.

Суспензия плотностью 2,9 готовится в классификаторе Акинса, установленном с уклоном 0,075.

Для ускорения процесса осаждения ферросилиция разжи-

женная суспензия предварительно пропускается через магнитное поле, под действием которого мельчайшие частицы ферросилиция собираются в хлопья.

Приготовленная суспензия перед поступлением в конус пропускается через демагнитизатор.

На обогащение в конусах поступает около 80% всей породы. Пустая порода всплывает на поверхность тяжелой среды и затем удаляется через слив в верхней части конуса. Слив поступает на два двухситовых грохота с диаметром отверстий 9,5 и 1,65 мм.

Верхний продукт крупностью +9,5 мм додрабатывается в трех дробилках Саймонса, работающих в замкнутом цикле с грохотами.

Материал крупностью 9,5—1,65 мм объединяется со свежей рудой и поступает в конусный сепаратор.

Тяжелые минералы и алмазы тонут в тяжелой среде и разгружаются через нижнюю часть конусного сепаратора.

Извлечение алмазов в тяжелых суспензиях составляет 96% против 80% на старых установках с отсадочными машинами.

Суспензия от концентратов и хвостов (слива) отделяется на грохотах, имеющих сито с отверстиями диаметром 1,65 мм. Нижний продукт грохочения (—1,65 мм) подвергается сгущению. Сгущенный продукт подается для регенерации ферросилиция в первичные магнитные сепараторы «Крокет». Слив поступает в два вторичных сгустителя. Слив сгустителей возвращается в процесс, сгущенный продукт направляется во вторичные магнитные сепараторы.

Расход ферросилиция не превышает 155—270 г/т руды. Перед обработкой на отсадочных машинах материал крупностью 1,65 мм предварительно обесшламливается на четырех реечных классификаторах Дорра.

Шламы направляются в сгуститель, слив которого поступает в оборот, а иловая часть направляется в отвал.

Пески классификатора поступают на четыре двухкамерные отсадочные машины Денвера (размер камер 600×900 мм).

Хвосты отсадочных машин направляют на четыре классификатора Дорра. Слив классификатора возвращают в оборот, а кристаллическую часть транспортируют в отвал.

Подрешетные концентраты отсадки элеватором с перфорированными ковшами подаются на ленточный конвейер и направляются на жировые вибрационные столы со ступенчатыми деками. Вода из ковшевого элеватора возвращается в оборот. В отсадочном отделении обрабатывается 58 000 т породы в месяц. Выход подрешетных концентратов около 6,5%. Содержание алмазов в концентрате 12—16%. Извлечение около 90%.

Концентраты из отделений тяжелых суспензий и отсадки направляются в секцию жировых столов.

В зависимости от крупности концентратов и температуры воздуха для верхнего слоя жира, покрывающего столы, принимают три состава. Основными составляющими жировой массы являются желтый петролатум (температура плавления 55°С) и красный петролатум, смешиваемые в зависимости от условий в пропорциях 1:1; 1:1,5; 1:2,5.

Концентраты перед обработкой на жировых столах тщательно промываются на грохотах для удаления шламов.

Крупные концентраты, полученные в конусах при разделении в тяжелых суспензиях, классифицируются на четыре продукта: 25—19 мм, 19—9,5 мм; 9,5—1,17 мм и —1,17 мм.

Верхние продукты обрабатываются отдельно на жировых столах с трехступенчатыми деками, установленными для материала крупностью 25—19 мм под углом 25°, для 19—9,5 мм — под углом 20°, для 9,5—1,17 мм — под углом 15°.

Нижний продукт крупностью —1,17 мм вместе с концентратами, полученными из отделения отсадочных машин, после обесшламливания на грохотах с диаметром отверстий сит 0,42 мм обрабатывается на жировых столах, установленных с наклоном 10°.

Хвосты жировых столов и материал —0,42 мм поступают в сгуститель Акинса, при этом слив возвращается в оборот, шламы удаляются в отвал.

Жир, снятый со столов, загружается в специальные сосуды с перфорированными днищами. Сосуды помещаются в чан с горячей водой: жир растапливается, всплывает на поверхность воды, собирается, смешивается с парафином и наносится на столы. Алмазный продукт обрабатывается каустической содой и подвергается отмывке. Отмытые алмазы классифицируются: крупные разбираются вручную, мелкие пропускаются через электрический сепаратор.

Процессы на фабрике автоматизированы и механизированы. Каждая секция фабрики имеет свой пульт управления с красными и зелеными сигнальными лампами. Пульт снабжен указателем, отмечающим количество материала, поступившего в конус. Для всех четырех секций имеется один пульт для управления механизмами.

Магнитные сепараторы имеют отдельный пульт управления.

Демагнитизатор заблокирован с классификатором Акинса. В дробильном отделении вся аппаратура также заблокирована.

Центральная обогатительная фабрика Кимберлей обслуживает ряд рудников: Кимберлей, Дато-Испэн, Балтфонтейн и Вессельтон. Руда, полученная с различных шахт, поступает в дробильные отделения, где дробится до 32 мм и транспортируется к промывной установке, обрабатывающей по 5000 т руды в сутки от каждого из двух рудников.

Руда крупностью —32 мм промывается в две стадии в алмазных концентрационных чашах, причем перед вторичной промывкой порода дополнительно измельчается. Раньше для этой цели применялись валки, которые работали в открытом цикле и выдавали материал крупностью —19 мм. В настоящее время установлены дробилки Саймонса, работающие в замкнутом цикле с грохотами; измельчение породы ведется до 3 мм. Резкое снижение крупности дробления вызвано уменьшением крупности алмазов.

Хвосты чаш направляются в отвалы, а концентраты на алмазоизвлекающую фабрику. На первичных больших чашах извлечение алмазов достигает 80%, на вторичных малых чашах до 20%. Выход концентратов из чаш составляет 1,5—2%.

До реконструкции фабрики концентраты алмазных чаш направлялись в пульсаторы, и далее на жировые столы. В настоящее время процесс измельчения алмазов из концентратов чаш полностью перестроен. Введена классификация концентратов на два продукта: +1,65 мм и —1,65 мм. Мелкий материал (—1,65 мм) обогащается на отсадочных машинах. Крупный материал (+1,65 мм) конвейерами подается в отдельные для каждого рудника бункера емкостью по 100 т. На головных конвейерах установлены электромагниты для улавливания случайно попавших кусков металла.

Из бункера материал вибрационными питателями разгружается на ленточный конвейер и направляется на двухситный грохот с отверстиями верхнего сита 13 мм и нижнего 1,65 мм.

Верхний продукт крупностью +1,65 мм поступает в конусный сепаратор диаметром 1,5 м.

В качестве суспензии используется ферросилиций.

Концентрат конусного сепаратора поступает на двухситные грохоты с отверстиями сит размером 25 мм, 8 мм и 1,65 мм. Процессу разделения концентратов по крупности придается большое значение. Предусмотрено особенно полное выделение из них мелкой фракции крупностью —1,65 мм. С этой целью расклассифицированные концентраты отдельными элеваторами поднимаются в бункера емкостью 10 т каждый и подвергаются дополнительной промывке на грохотах с отверстиями сит, равными 1,65 мм, после этого поступают на жировые столы.

Слив (хвосты) конусного сепаратора обрабатывается на грохоте с диаметром сит 13 мм и 1,65 мм. В первом отделении грохота удаляется ферросилиций (—1,65 мм) и насосом возвращается в конус. Остальной материал промывается, ферросилиций направляется на регенерацию, материал крупностью +13 мм поступает в дробилку Саймонса. Дробленый материал возвращается на головной двухситовый грохот и далее подвергается повторной обработке в тяжелой суспензии.

Все мелкие концентраты ($-1,65$ мм) из отделений промывки и тяжелых суспензий вместе с осевшим материалом зумпфов обезвоживаются в классификаторе Дорра.

Слив классификатора крупностью $-0,074$ мм удаляется в отвал, пески направляются на две отсадочные машины Денвер размером 300×900 мм.

Хвосты отсадки удаляются в отвал, подрешетные концентраты насосом подаются в сборный конус отделения жировых столов.

Продукты отмывки суспензии поступают в сгуститель Дорра, из нижнего продукта которого ферросилиций извлекается на магнитных сепараторах. Очищенный от шламов ферросилиций направляется в классификатор Акинса с диаметром спирали $0,6$ м, служащий для образования суспензии и регулирования ее плотности (удельный вес суспензии $2,98$). Перед сгущением ферросилиций намагничивается, перед поступлением в цикл размагничивается.

Концентраты отсадки ($-1,65$ мм) обезвоживаются в классификаторе Дорра, слив направляется в оборот, а песковая часть обрабатывается на двух вибрационных жировых столах.

Концентраты конусного сепаратора крупностью $25-8$ мм и $8-1,65$ мм обрабатываются на электровибрационных жировых столах, установленных под углом 35° . Крупные концентраты ($+25$ мм) обрабатываются на столах, имеющих боковое качание.

В качестве жирового покрытия для столов в настоящее время на фабрике применяют рафинированный петролатум.

Жировая масса совместно с алмазами снимается со столов периодически и обрабатывается в кипящей воде в специальных сосудах, в дне которых имеются отверстия диаметром $1,6$ мм. Жир всплывает на поверхность и возвращается в процесс.

Из продукта крупностью $+1,6$ мм алмазы извлекаются при помощи сортировки вручную, а из продукта $-1,6$ мм на электрических сепараторах.

В холодное время года жир для процесса подогревается до температуры $17-18^\circ\text{C}$ в специально установленном для этой цели паровом котле.

Средний расход петролатума составляет примерно 300 г на одну тонну концентрата.

На фабрике все процессы механизированы. Для подачи продуктов, в том числе и концентратов, внутри фабрики используются ленточные конвейеры, причем продукты предварительно обезвоживаются на вибрационных грохотах или классификаторах Дорра и Акинса.

В Танганьике на руднике Вильямсон в 1956 г. сдана в эксплуатацию крупнейшая алмазная обогатительная фабрика производительностью 7200 т породы в сутки.

Алмазы на месторождении содержатся в россыпях элювиаль-

ного и делювиального происхождения, а также в кимберлитах, находящихся внизу рыхлых отложений.

Добыча рыхлых отложений и плотного кимберлита производится экскаваторным способом. Предварительная обработка породы (дробление, отделение пустой породы) осуществляется на передвижной установке. Порода дробится до крупности -150 мм и ленточными конвейерами подается в бункер фабрики емкостью 1800 т. В случае перестановки или ремонта конвейеров порода направляется на фабрику грузовиками с грузоподъемностью $12-14$ т.

Из бункера системой питателей порода подается для дезинтеграции в пять скрубберов тяжелого типа, диаметром $2,1$ и длиной $4,9$ м. Размытая порода поступает на вибрационные грохоты с сетками, имеющими отверстия 38 мм, $1,8$ мм и $0,8$ мм.

Материал крупностью $38-1,8$ мм ленточными конвейерами подается в отделение тяжелых суспензий. Материал крупностью $1,8-0,8$ мм транспортируется на грохот, затем смешивается с магнетитовой суспензией, состоящей из 75% магнетита и 25% воды, и насосом подается в гидроциклоны. Материал крупностью $-0,8$ мм направляется в отвал.

Обогащение материала крупностью $38-1,8$ мм в тяжелых суспензиях производится в конусных сепараторах диаметром $3,7$ м. Суспензия содержит ферросилиция $80-85\%$ и воды $20-15\%$. Удельный вес суспензии $2,9$. Степень сокращения при обогащении в тяжелых суспензиях весьма высокая: выход концентрата не превышает $0,04\%$.

Концентрат конуса дренируется на грохотах и направляется в отделение извлечения алмазов, а суспензия возвращается в процесс.

Слив конуса транспортируется на грохоты и после отделения суспензии просеивается на другом грохоте с отверстиями сит $9,5$ мм. Нижний продукт грохочения ($-9,5$ мм) направляется в отвал, верхний продукт грохочения ($38-9,5$ мм) поступает в дробильное отделение и далее на повторную обработку в тяжелых суспензиях. После обработки материала крупностью $1,8-0,8$ мм в гидроциклонах выход концентрата составляет до $0,5\%$ от поступившего в гидроциклон.

Слив гидроциклона дренируется на грохотах: хвосты удаляются в отвал, суспензия возвращается в процесс. Извлечение алмазов в этом цикле достигает 99% .

Концентраты конусных сепараторов и гидроциклона подвергаются избирательному измельчению в шаровой мельнице.

Материал, полученный с мельницы, разделяется на многоситном грохоте на шесть продуктов: $38-19$ мм, $19-12,7$ мм, $12,7-6,3$ мм, $6,3-2,5$ мм, $2,5-0,8$ мм и $-0,8$ мм. Первые четыре класса направляются на жировой процесс. Материал $2,5-0,8$ мм возвращается на избирательное измельчение, после чего подвер-

гается электрической сепарации. Материал — 0,8 мм транспортируется в отвал.

Перед жировым процессом продукты обрабатываются олеиновой кислотой, благодаря чему алмазы лучше пристаю к жировой поверхности.

Ленточные жировые сепараторы устанавливаются под углом 15° и покрываются слоем жира толщиной 12,7 мм. Слой жира с алмазами снимается в конце ленты скребками в сетчатую корзинку и обрабатывается в горячей воде.

Жировая масса возвращается в процесс, концентрат сортируется вручную.

Хвосты жирового процесса измельчаются и вновь пропускаются через жировые ленты.

Извлечение алмазов жировым процессом при пропуске материала один раз составляет по операции 99%, по отношению к исходному около 70%. Концентрат крупностью 2,5—0,8 мм после избирательного измельчения поступает на электрический сепаратор, на котором производится трехкратная обработка концентрата. При этом обеспечивается примерно 10-кратное сокращение при 100-процентном извлечении алмазов (по операции).

Извлекаемые алмазы имеют вес: при жировом процессе 0,25 карата и выше, при электрическом способе от 0,015 до 0,218 карата.

В послевоенные годы в Южно-Африканском Союзе для извлечения алмазов находит широкое применение электрический метод.

На электрических сепараторах обрабатывается материал обычно крупностью — 3 (4) мм и реже — 5 мм.

Барабан, на который поступает подогретый концентрат, представляет собой заземленный электрод, против которого устанавливается коронный электрод. Минералы пустой породы, являясь проводниками, в ионизированном поле получают положительный заряд, при этом хорошие проводники немедленно передают этот заряд заземленному электроду и, заряжаясь отрицательно, притягиваются к положительному коронному электроду.

Алмазы и другие минералы (плохие проводники), получив положительный заряд, не могут прямо передать его заземленному электроду, некоторое время удерживают его на себе и отталкиваются от коронного электрода, прижимаясь к заземленному барабану.

Для максимального удаления сопутствующих минералов концентраты пропускают через сепаратор несколько раз. На крупнозернистом материале эта операция повторяется до 10 раз.

При влажном материале электропроводность алмазов повышается, поэтому перед электросепарацией материал всегда предварительно подогревается. Установлено, что при нагревании материала до 100° С с целью сохранения низкой электропровод-

ности алмазов степень концентрации падает, так как в этом случае электропроводность частиц пустой породы при нагревании становится более низкой. Степень просушки и температура подогрева устанавливаются в зависимости от состава и качества материала.

При обработке концентратов, особенно из песков россыпных месторождений, часть алмазов вследствие загрязнения их поверхности попадает в хвосты, поэтому перед электросепарацией концентраты обрабатываются с целью удаления из них илов (шламов).

При относительной влажности воздуха внутри сепаратора ниже 60% и при чистой поверхности алмазов извлечение последних в концентрат электросепаратора значительно повышается. При влажности выше 60% некоторые алмазы сбрасываются в хвосты вместе с сопутствующей породой.

Процесс разделения минералов улучшается, если материал предварительно обрабатывается раствором хлористого натрия.

Положительные результаты получаются, если содержание соли в растворе не превышает 0,5%.

Добавление к 0,5-процентному раствору хлористого натрия 0,05% соляной кислоты значительно увеличивает поверхностную проводимость сопутствующих минералов и совершенно не влияет на алмазы.

Результаты сепарации зависят и от электрода. Металлический электрод создает возможность короткого замыкания между коронным электродом при обработке относительно крупного материала. Более эффективным и безопасным является вращающийся цилиндрический электрод из бакелитовой трубки, покрытой шеллаком, содержащим 30% тонкого графитового порошка.

Ввиду того что в процессе электросепарации не получается идеального разделения материала на проводники и изоляторы, производят неоднократную перецистку продуктов. Для этой цели в зарубежной алмазной промышленности применяют многоступенчатые сепараторы. Так, например, на месторождении р. Оранжевой установлен 6-ступенчатый сепаратор, что обеспечивает степень сокращения до 1 : 280. В других случаях материал многократно пропускают через одноступенчатый сепаратор, например, на руднике Вильямсон в Танганьике, где степень сокращения составляет 1 : 10.

Длина электродов достигает 2,4 м, при этом производительность, в зависимости от крупности, составляет от 100 до 500 кг на 1 м длины барабана в час.

Глава XV

ОБОГАЩЕНИЕ ПЕСКОВ, СОДЕРЖАЩИХ ТИТАНО-ЦИРКОНИЕВЫЕ МИНЕРАЛЫ

Титановые и циркониевые минералы в основном добываются из россыпей, причем наряду с этими минералами добываются и другие редкие элементы, являющиеся их спутниками, поэтому большинство месторождений титана и циркония являются комплексными.

Основными минералами, содержащими титан, являются: ильменит и рутил, а содержащими цирконий — циркон.

Добыча титано-циркониевых минералов производится из крупнозернистых песков и морских россыпей.

Исходя из крупности песков и ценности минералов, в практике обогащения применяют разнообразные схемы, включающие отсадочные машины, винтовые сепараторы и концентрационные столы.

По схеме (рис. 130) пески из скруббер-бутары поступают: крупностью — 6 (4) мм в одно отделение отсадки, крупностью +6 (4) мм в другое. На отсадочных машинах получают надрешетный и подрешетный концентраты.

Подрешетные концентраты перечищаются на концентрационных столах. Получаемые надрешетные концентраты отсадки и концентраты столов направляются на доводочные фабрики.

Существенным недостатком данной схемы является съем надрешетного концентрата с остановкой процесса.

При обработке песков, содержащих в основном титано-циркониевые минералы крупностью 1—0,25 мм, концентраты основных отсадочных машин очищают сразу же на концентрационных столах (рис. 131).

Схемы с отсадочными машинами сложны в аппаратурном оформлении, так как связаны с разветвленными трубопроводами, пульпопроводами, электролиниями и т. д. Отсадочные машины требуют большой площади для своего размещения, вызывают простои фабрик из-за технических неполадок.

Применение винтовых сепараторов вместо отсадочных машин

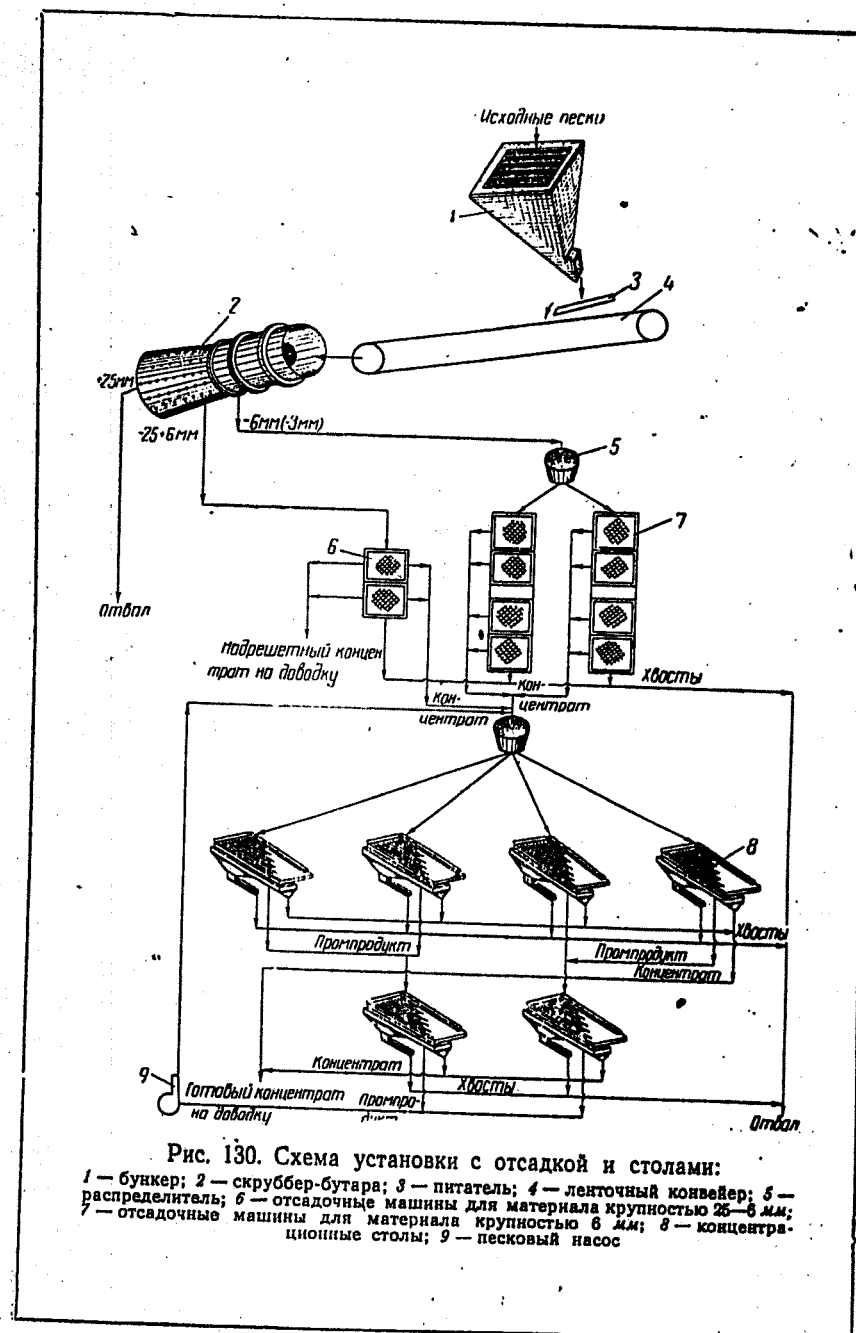


Рис. 130. Схема установки с отсадкой и столами:
1 — бункер; 2 — скруббер-бутара; 3 — питатель; 4 — ленточный конвейер; 5 —
распределитель; 6 — отсадочные машины для материала крупностью 25—6 мм;
7 — отсадочные машины для материала крупностью 6 мм; 8 — концентра-
ционные столы; 9 — песковый насос

упростило аппаратное оформление фабрик и, главное, повысило извлечение ценных минералов из песков.

Винтовые сепараторы устанавливаются в качестве основных обогатительных машин на материалах крупностью —6 (4) мм.

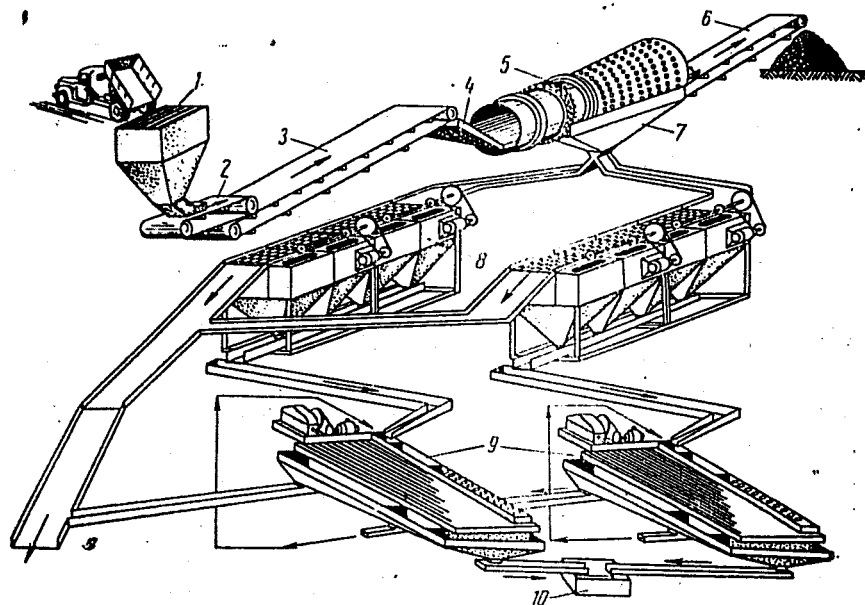


Рис. 131. Схема с отсадкой и концентрационными столами:
1 — бункер; 2 — питатель; 3 — ленточный конвейер; 4 — завалочный лоток; 5 — скруббер-бутара; 6 — ленточный конвейер; 7 — кожух бутары; 8 — отсадочные машины; 9 — концентрационные столы; 10 — бак для сбора коллективного концентрата

(рис. 132), крупностью —16 (12) мм (рис. 133), а также и в качестве перечистных машин (рис. 134).

Титано-циркониевые пески обрабатываются не только на стационарных фабриках, но и на драгах и передвижных установках. На некоторых драгах коллективный титано-циркониевый концентрат получают на понтоне драги и транспортируют его в таре на берег для доводки (рис. 135). На других драгах получают первичный коллективный концентрат, еще непригодный для селективной доводки, транспортируют его по пульпопроводу на береговую фабрику, где он перечищается и отправляется на доводочную фабрику.

При обогащении мелкозернистых песков схемы значительно сложнее.

При обработке труднопромывистых песков (рис. 136), содержащих ценные минералы крупностью 0,5—0,1 мм, применяют корытные мойки и скруббер-бутары для дезинтеграции песков,

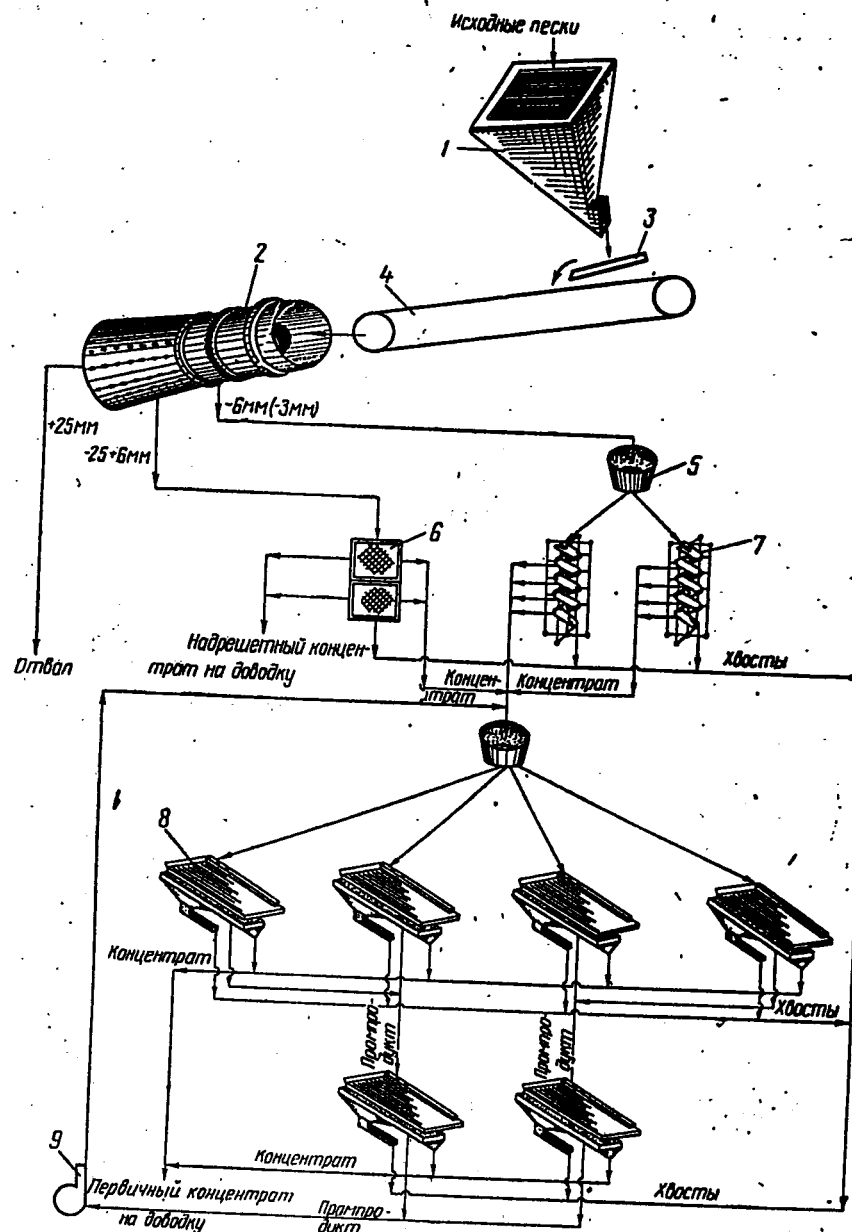


Рис. 132. Схема с отсадкой и винтовыми сепараторами:
1 — бункер; 2 — скруббер-бутара; 3 — питатель; 4 — ленточный конвейер; 5 — распределитель; 6 — отсадочные машины для материала крупностью 25—6 мм; 7 — винтовые сепараторы для материала крупностью —6 мм; 8 — концентрационные столы; 9 — песковый насос

гидроциклоны для выделения из шлама мойки кристаллической части с последующим обогащением ее на столе; пески скруббер-бутары обогащаются на винтовом сепараторе.

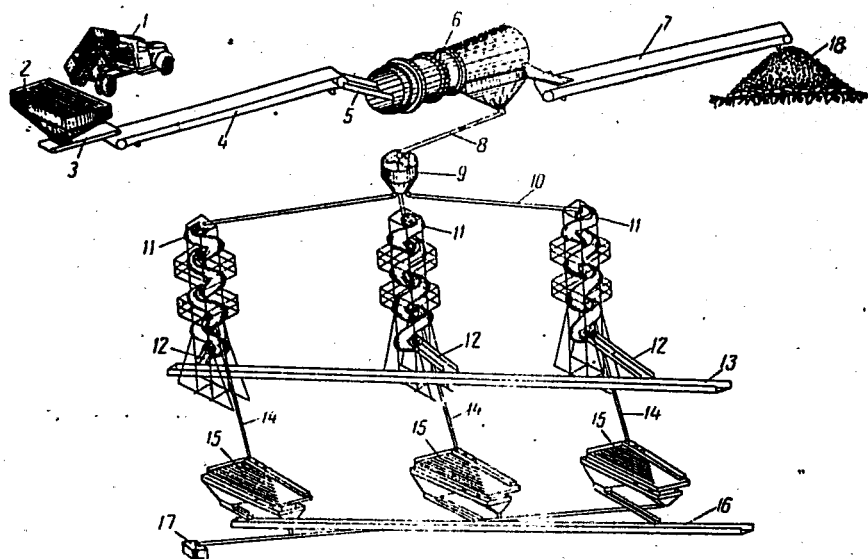


Рис. 133. Схема с основными винтовыми сепараторами:

1 — самосвал; 2 — бункер; 3 — питатель; 4 — ленточный конвейер; 6 — скруббер-бутара; 7 — ленточный конвейер; 8 — труба; 9 — распределитель; 10 — желоба; 11 — винтовые сепараторы; 12 — хвостовые желоба; 13 — сборный желоб для хвостов; 14 — желоба; 15 — концентрационные столы; 16 — хвостовой желоб; 17 — бункер для сбора коллективного концентрата; 18 — отвал

При обработке тонкозернистых песков, содержащих ценные минералы крупностью $0,25$ ($0,074$ мм), применяют схемы с основными винтовыми сепараторами и двойной — тройной пересисткой хвостов на подобных же сепараторах (рис. 137).

В процессе обогащения песков на винтовых сепараторах хорошо извлекаются ценные минералы крупностью 4 (2) $0,25$ мм (до 99,5%), несколько хуже извлекаются минералы крупностью зерен $0,25$ — $0,074$ мм (до 94—95,2%) и плохо извлекаются минералы крупностью зерен $0,074$ мм, особенно $0,050$ мм (до 30—40%).

На винтовых сепараторах наиболее эффективно протекает процесс обогащения обезыленных песков. Обезыливание песков успешно осуществляется в гидроциклонах, устанавливаемых по различным схемам (рис. 138).

На концентрационных столах ценные минералы извлекаются хорошо, так, крупностью 4 (2) $0,25$ мм до 99,9%, $0,25$ — $0,1$ мм до 99,4%, $0,1$ — $0,074$ мм до 95,2% и $0,074$ мм до 85,5%.

Получаемые на обогатительных фабриках коллективные концентраты в основном содержат ильменит и циркон, в меньшей степени рутил.

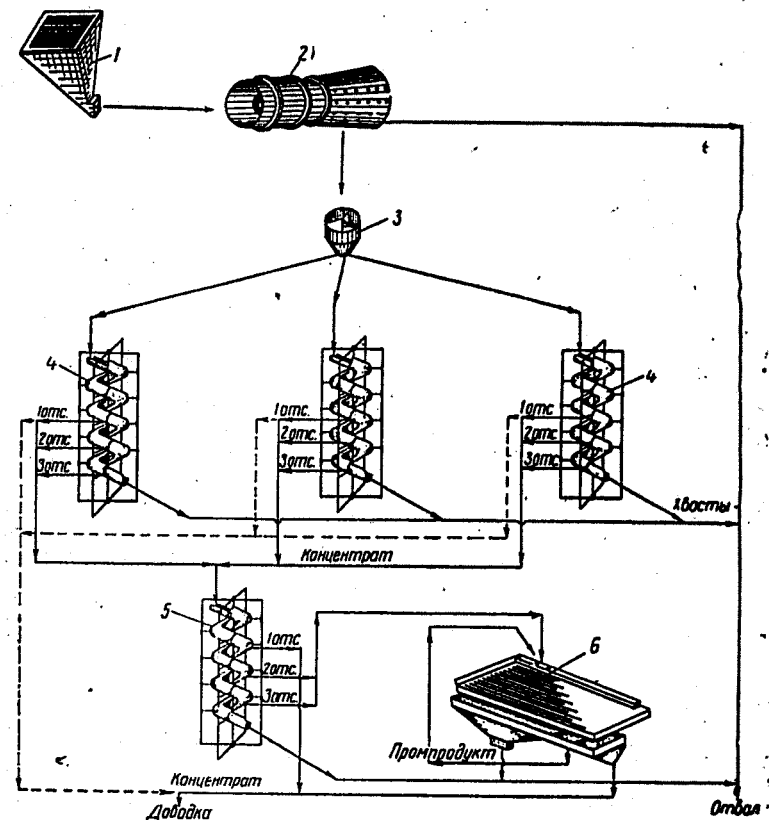


Рис. 134. Схема с основными и пересистными винтовыми сепараторами:

1 — бункер; 2 — скруббер-бутара; 3 — распределитель; 4 — основные винтовые сепараторы; 5 — пересистные винтовые сепараторы; 6 — концентрационные столы

Из числа сопутствующих минералов в концентратах встречаются кварц, магнетит, ставролит, гранат, дистен, амфиболы, пироксены, турмалин, эпидот и другие редкие минералы.

Данные концентраты обрабатываются (доводятся) до селективных концентратов на доводочных фабриках.

Типовая схема доводки представлена на рис. 139 и включает: электросепарацию, магнитную сепарацию, концентрацию и сушку.

За рубежом титановое сырье добывается в Индии из прибрежных песков Манавалакуручи в Южном Траванкоре и север-

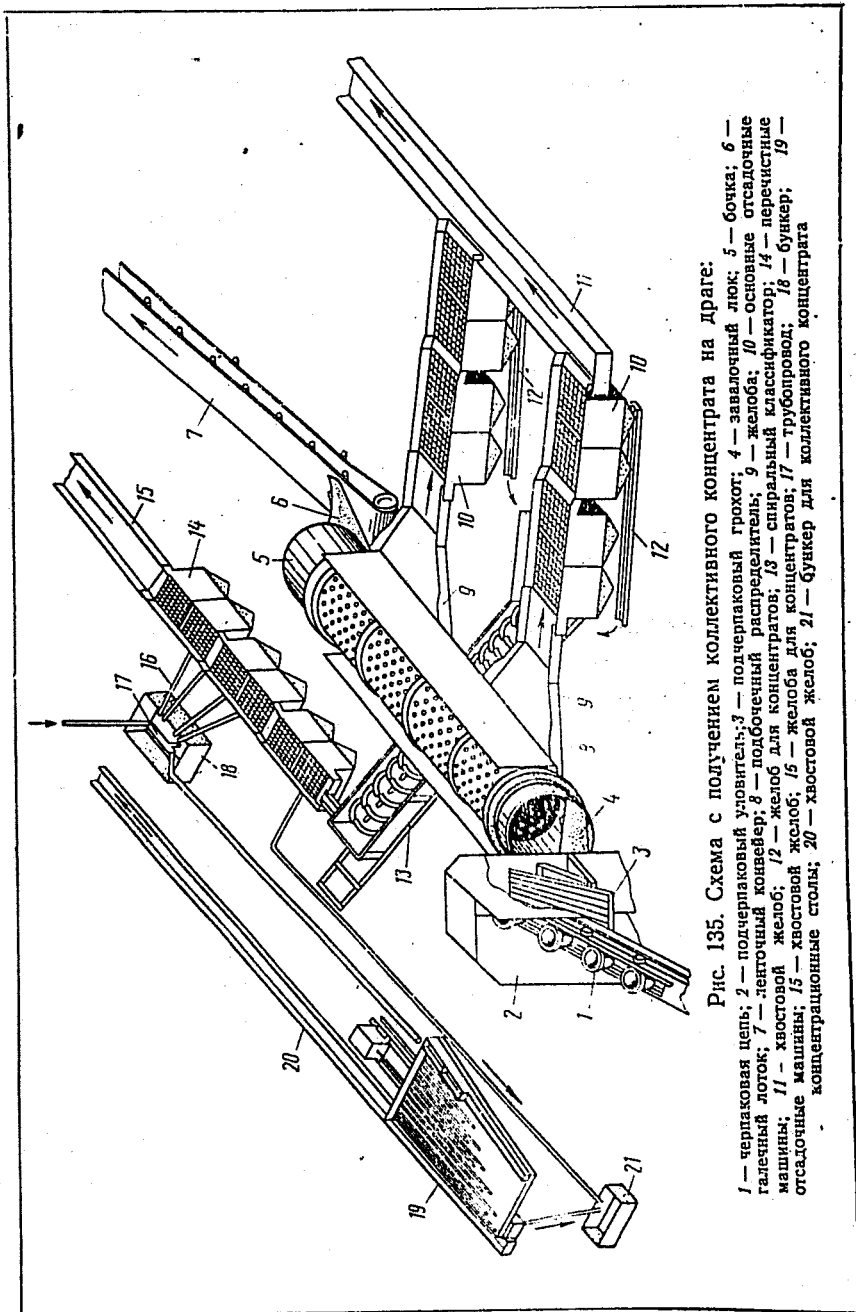


Рис. 135. Схема с получением коллективного концентрата на драге:

1 — черпачковая цепь; 2 — подчерпачковый уловитель; 3 — подчерпачковый грохот; 4 — заваляный люк; 5 — бочка; 6 — галечный лоток; 7 — ленточный конвейер; 8 — подбортный распределитель; 9 — желоба; 10 — основание отсадочных машин; 11 — хвостовой желоб; 12 — желоб для концентратов; 13 — спиральный классификатор; 14 — перечистные машины; 15 — хвостовой желоб; 16 — желоба для концентратов; 17 — трубопровод; 18 — бункер; 19 — отсадочные машины; 20 — хвостовой желоб; 21 — бункер для коллективного концентрата

нее его. Пески северного месторождения более богаты и содержат ильменит с 60% двуокиси титана.

В Индии имеются также другие титановые месторождения, но наиболее богатыми месторождениями являются россыпи Чавара, находящиеся между двумя берегами Нинданара и Канажуль.

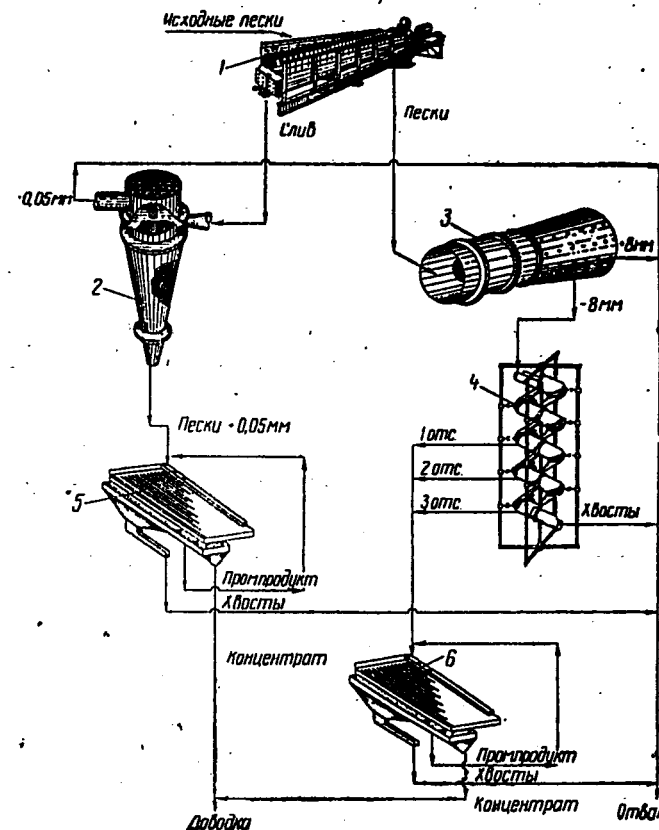


Рис. 136. Схема для обогащения труднопромывистых тонкозернистых песков:

1 — корытная мойка; 2 — гидроциклон; 3 — скруббер-бута; 4 — видовые сепараторы; 5 — столы с шламовой деккой; 6 — столы с песковой деккой

Пески однородны по составу и богаты ильменитом. Даже самые бедные участки содержат 50% ильменита, содержание 80% ильменита является обычным. Затопления в устьях рек и морские приливы и отливы отлагают на берегах ильменит, рутил, циркон, силлиманит и другие минералы, образуя природные готовые концентраты для перечистных и доводочных операций.

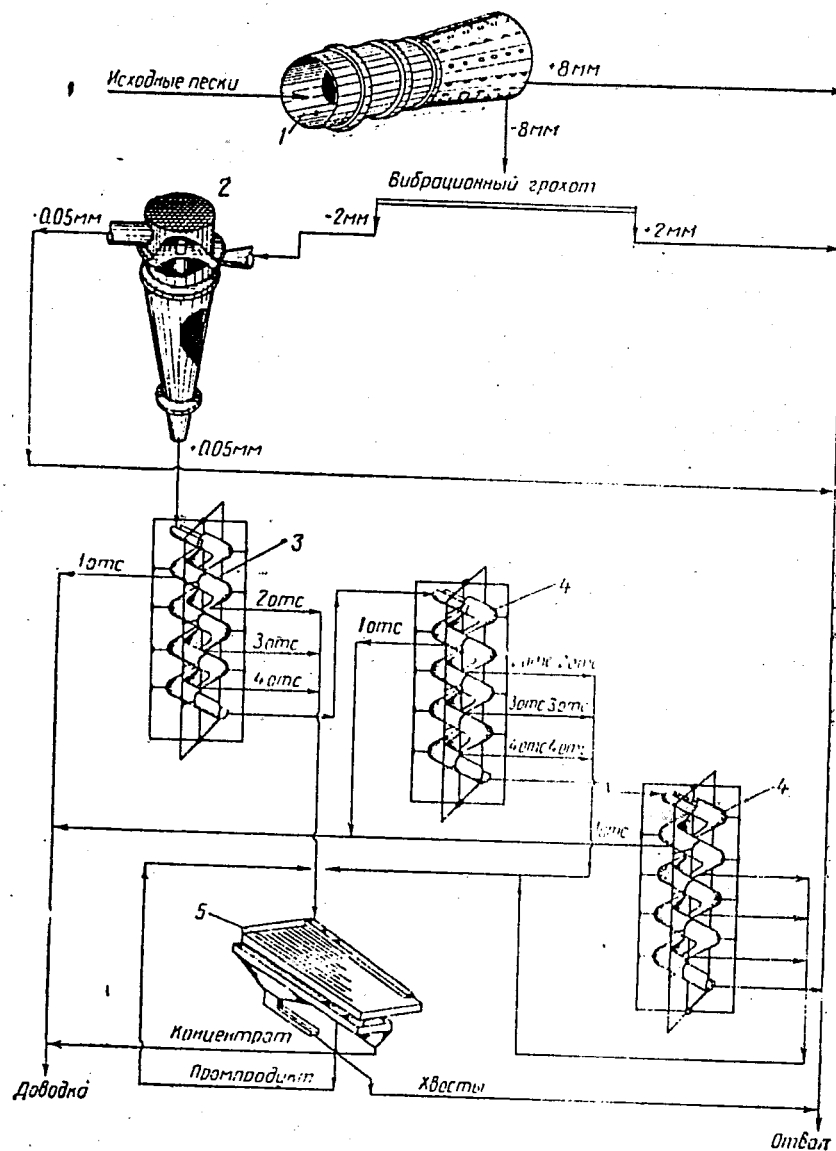


Рис. 137. Трехстадийная схема обогащения тонкозернистых песков: 1 — скруббер-бутара; 2 — гидроциклон; 3 — основные винтовые сепараторы; 4 — винтовые сепараторы для перечистки хвостов; 5 — концентрационные столы

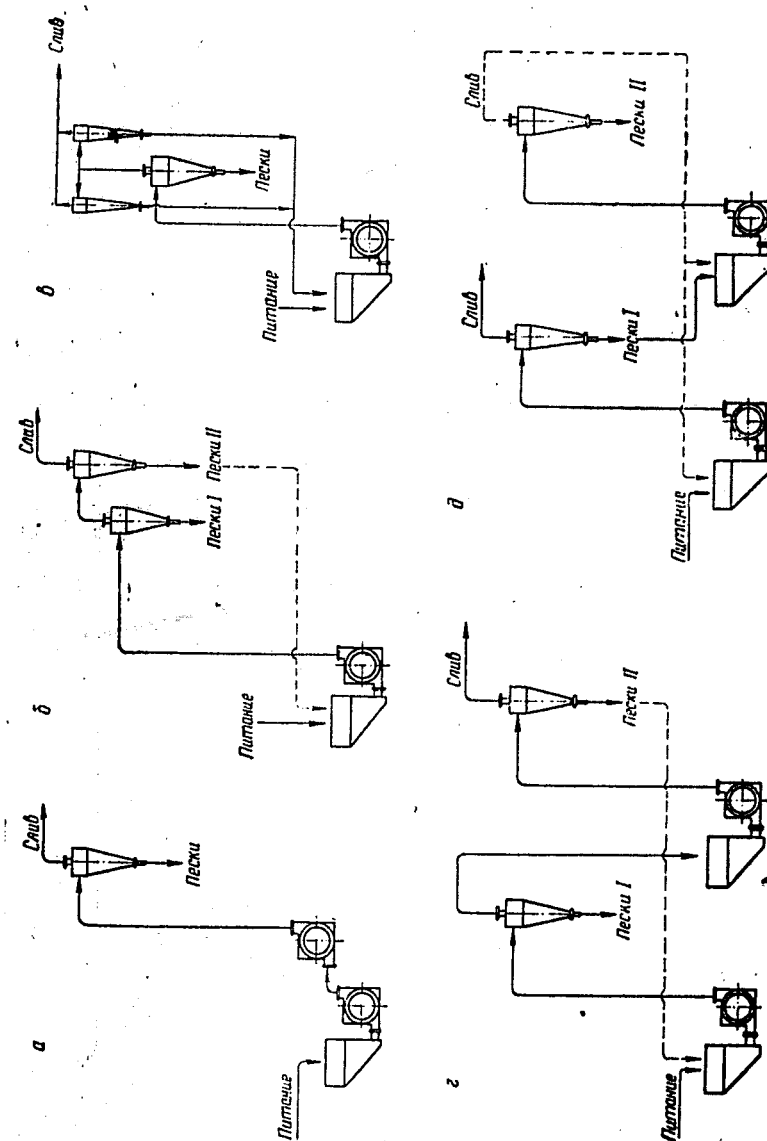


Рис. 138. Схемы установки гидроциклонов: а — одностадийная; б — двухстадийная с перечистой слива; в — двухстадийная с перечистой слива; г — двухстадийная с перечистой слива

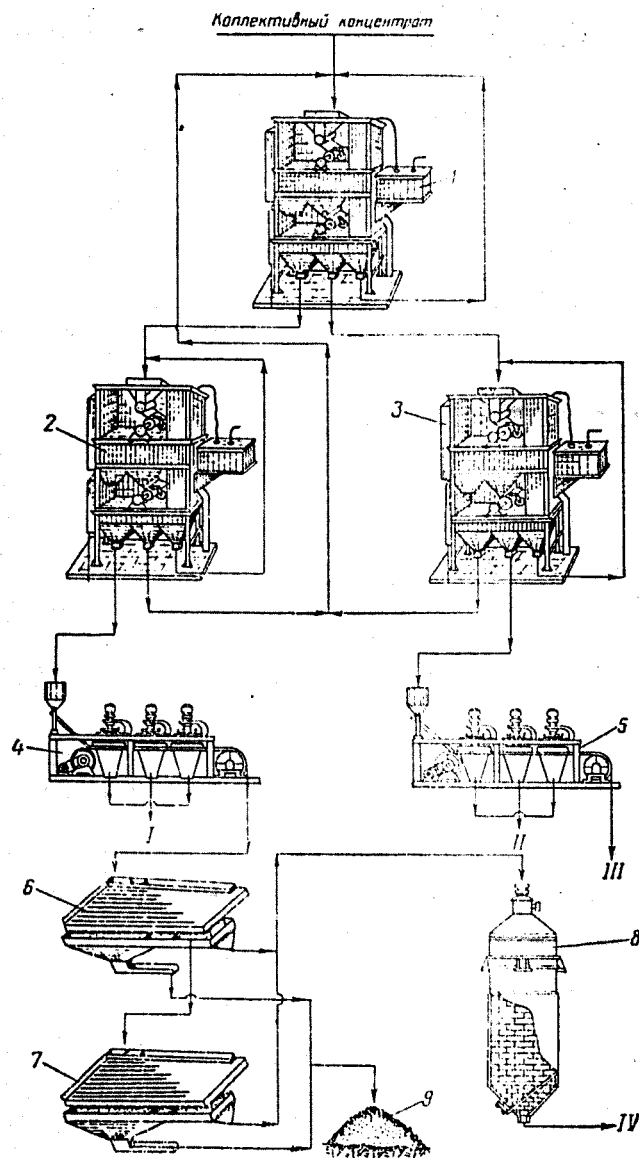


Рис. 139. Типовая схема разделения коллективного титано-циркониевого концентрата:

1 — основной электрический сепаратор; 2 — электросепаратор для пересортировки непересортированной фракции; 3 — электросепаратор для пересортировки проводниковой фракции; 4 — магнитный сепаратор для пересортировки непересортированной фракции; 5 — магнитный сепаратор для пересортировки проводниковой фракции; 6 — концентрационный стол для пересортировки немагнитной фракции; 7 — концентрационный стол для пересортировки промпродукта; 8 — печь; 9 — отвал; I — ставролит-гранатовый продукт; II — ильменитовый концентрат; III — рутиловый концентрат; IV — циркониевый концентрат

Месторождения Манавалакуричи содержат значительное количество темно-красного граната, трудно отделяемого от ильменита; месторождения Чавара его не содержат, что облегчает получение селективных концентратов.

Добытый песок из россыпи транспортируется до обогатительной фабрики на судах, называемых «фаллаши», грузоподъемностью 10—15 т.

Для удаления растительности и ракушечника пески просеиваются на вибрационных грохотах с отверстиями 0,4 мм. Просеянный песок обрабатывается на магнитных сепараторах типа «Лифт», имеющих сосредоточенное магнитное поле. При этой операции получается концентрат, содержащий 98% ильменита, извлечение в него составляет 50—60%.

Немагнитная фракция обрабатывается на более мощных магнитных сепараторах Гумбольдта. Ильменит удаляется ротором, вращающимся между двумя мощными магнитами. Магнитная фракция с данного сепаратора переочищается на сепараторе «Лифт», где получают концентрат с содержанием ильменита 98%.

Немагнитная фракция, полученная на сепараторе Гумбольдта, содержит рутил, циркон, силлиманит, монацит и другие минералы и поступает на индукционно-барабанный электромагнитный сепаратор высокой интенсивности. В немагнитную фракцию данного сепаратора выделяются весь рутил и другие немагнитные минералы. Рутил выделяется на электрическом сепараторе в концентрат, содержащий 95—96% окиси титана.

Наиболее крупными титановыми месторождениями в США являются морские россыпи, расположенные в штате Флорида. Пески содержат ильменит, рутил, циркон, кианит, ставролит, силлиманит, турмалин и другие тяжелые минералы.

Для обогащения песков применяют винтовые сепараторы.

Эксплуатационная установка в Джаконсвилле работает по схеме, представленной на рис. 140.

Пески из прибрежной россыпи драглайном с ковшом емкостью 1,53 м³ подаются на передвижную установку, смонтированную на шасси драглайна с ковшом емкостью 0,95 м³. На передвижной установке пески поступают в загрузочный бункер, откуда в барабанный грохот с отверстиями 3 мм. Галля (+3 мм) ленточным конвейером удаляется в отвал. Эфель (—3 мм) вместе с водой поступает в зумпф пескового насоса, которым перекачивается в сборный обезвоживающий конус.

Обезвоживающий конус для пульпы в форме опрокинутой пирамиды с основанием 3 м и высотой 7,2 м установлен на уровне 6,3 м ниже поверхности плотика. Слив конуса по желобу поступает в зумпф насоса, который перекачивает его обратно в конус (рис. 141).

Сгущенная пульпа (плотностью 25—30% твердого) через желобки размером 150×300 мм поступает в 200-миллиметровую

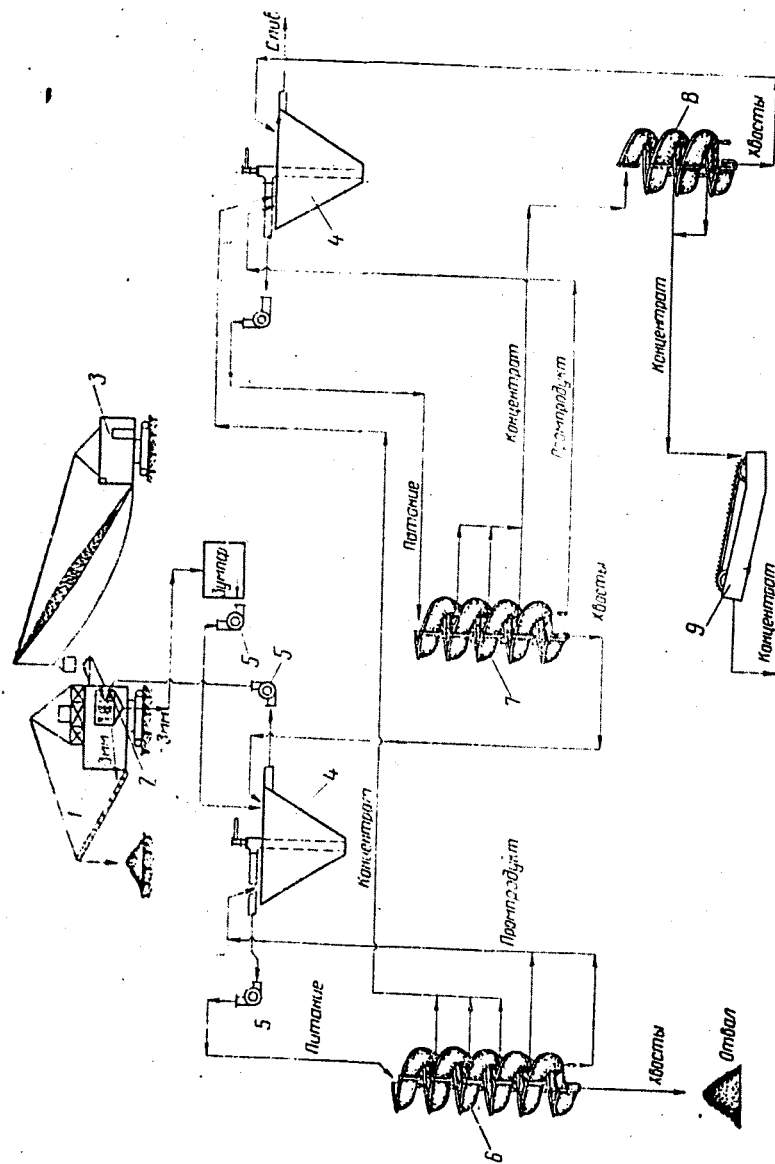


Рис. 140. Экскаваторная установка в Джексонвилле:

1 — дизельный кабельный экскаватор емкостью ковша $0,95 \text{ м}^3$; 2 — барабанный грохот с перфорацией 3 мм ; 3 — лобовой электрический кабельный экскаватор емкостью ковша $1,53 \text{ м}^3$; 4 — обезвоживающий сборный конус для пульпы; 5 — песковые насосы; 6 — винтовые сепараторы по 4 и 5 витков для основной обработки песков; 7 — перечистные винтовые сепараторы; 8 — очистные винтовые сепараторы по 3 витка; 9 — обезвоживающий классификатор

трубу, проходит вверх и по всасывающей трубе песковым 150-миллиметровым насосом перекачивается в головную часть батареи винтовых сепараторов.

Плотность пульпы и количество слива регулируются в обезвоживающем конусе количеством свежей воды, подаваемой в него по трубопроводу 4 в трубу 2 диаметром 100 мм.

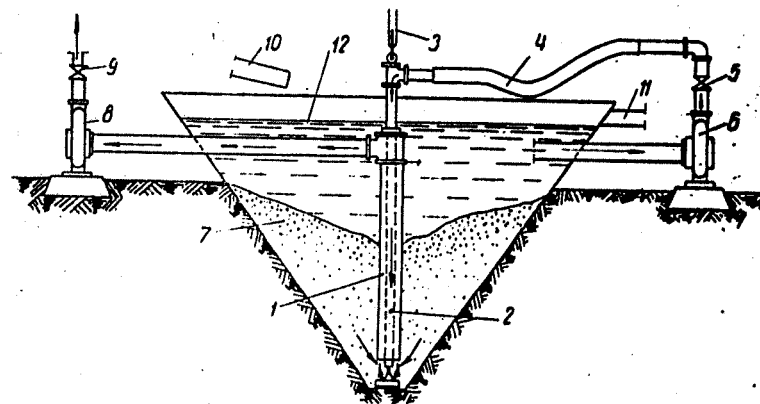


Рис. 141. Обезвоживающий конус:

1 — 200-миллиметровая труба; 2 — 100-миллиметровая труба; 3 — подвес к ручной лебедке для регулирования плотности пульпы; 4 — шланг для воды; 5 — задвижка; 6 — циркуляционный насос; 7 — уровень осаждаемых песков; 8 — 150-миллиметровый песковый насос, подающий пульпу на винтовые сепараторы; 9 — задвижка для регулирования подачи пульпы на сепараторы; 10 — желоб для подачи пульпы после промывки и классификации песков; 11 — желоб для сброса излишков воды и шламов в отвал; 12 — уровень воды

Поступление направляемого на винтовые сепараторы твердого материала регулируют, поднимая или опуская трубу 2, находящуюся внутри трубы 1. При самом низком положении трубы 2 твердые частицы движутся с максимальной скоростью, плотность пульпы также максимальная. Когда же труба поднимается примерно на 450 мм над желобками, подача пульпы в трубу 1 совершенно прекращается.

При первичном обогащении песков на винтовых сепараторах получают отвальные хвосты, промпродукт, возвращаемый обратно в сборный конус, и первичный концентрат. Выход первичного концентрата составляет 15—20% от питания. Этот концентрат поступает в сборный обезвоживающий конус, конструкция которого аналогична конструкции первого конуса, затем песковый насос подает его для перечистки на 36 перечистных винтовых сепараторов. Хвосты перечистных сепараторов возвращаются в первый конус, промпродукт — во второй, концентрат направляется для очистки на 12 очистных сепараторов. Хвосты очистных сепараторов возвращаются во второй конус, концентрат обезвоживается в классификаторе и после сушки поступает на

доводочную фабрику для получения ильменитового и рутилового концентратов.

Суточная производительность установки 5000 т.

В исходных песках содержится 5—11% ильменита и рутила. Извлечение этих минералов в концентрат превышает 95%.

Отличительной особенностью установки является ее компактность, расположена она на площади 24,4×34,2 м и за исключением насосов работает на открытом воздухе. Обслуживают ее один машинист с помощником и один рабочий у насоса.

В Джаконсвилле работает береговая установка с винтовыми сепараторами.

Добыча песков производится землесосной драгой производительностью до 400 т/ч.

Добытые землесосной драгой пески содержат до 4% минералов тяжелой фракции, в том числе ильменита 40%, циркона 11%, рутила 7%, лейкоксена 4% и монацита 0,5%. Остальное количество тяжелой фракции представлено силлиманитом, кианитом, ставролитом, трумалином и гранатом.

Драга перекачивает пески с разжижением 4,5—5,5 на береговую фабрику, где в барабанном грохоте, помимо классификации песков, производится отделение от них остатков растительности. Нижний продукт грохота поступает в приемные бункера обогатительной установки. Из бункеров пульпа песковыми насосами подается для первичного обогащения на 252 винтовых сепаратора.

Промпродукт этих сепараторов перечищается на 54 винтовых сепараторах, их концентрат очищается на 18 винтовых сепараторах. Нагрузка на один винтовой сепаратор составляет 1,7 т/ч, включая и циркулирующую нагрузку, равную 33% от исходного питания. Конечный гравитационный концентрат содержит до 90% минералов тяжелой фракции.

Обогатительная установка перерабатывает 2160 тыс. т песков в год.

На руднике Трейл Редж разрабатывается россыпь, содержащая около 4% минералов тяжелой фракции. Из этих минералов 45% титано-содержащих. Основным титановым минералом является измененная разность ильменита, содержащая 63% окиси титана.

Незначительное количество титана имеется в лейкоксене и рутиле. Общее содержание в песках титановых минералов около 1,8%. В песках также находятся циркон и другие минералы.

Россыпь разрабатывается двумя однотипными установками производительностью 18—25 тыс. т песков в сутки каждая.

Установка состоит из землесосной драги, плавучего обогатительного отделения и доводочной фабрики, построенной на берегу. Драга засасывает пески с глубины до 13,5 м ниже уровня воды в разрезе и подает их на плавучую обогатительную уста-

новку, смонтированную на трех баржах, передвигаемых независимо друг от друга.

Схема обогащения приведена на рис. 142.

Пески, добытые драгой, 20-дюймовым песковым насосом подаются в распределительную воронку, установленную на первой барже, выше ее палубы на 9 м. Размеры этой баржи 30,5×32,6 м.

Из бункера пески поступают на два вибрационных грохота размером 1,5×1,5 м на одной установке и 1,8×3,6 м на другой. Грохоты имеют сита с отверстиями размером 6,4 мм. Материал крупностью +6,4 мм поступает в молотковую дробилку и щеполоуловитель. Щепа направляется в отвал, пески возвращаются на грохоты.

Материал крупностью —6,4 мм поступает на семь обезвоживающих речных классификаторов размером 3,5×9,15 м. Слив спускают в водоем.

Сгущенная до 15—35% твердой пульпа перекачивается на вторую баржу размером 17,1×37,8 м, на которой установлены основные винтовые сепараторы в количестве 704 штук. Хвосты сепараторов направляются в отвал; промпродукт возвращается обратно на сепараторы.

Концентрат основных сепараторов перекачивается на третью баржу размером 19×30 м, на которой на верхней палубе размещено 264 перечистных винтовых сепаратора.

Хвосты перечистных сепараторов перекачиваются на основные винтовые сепараторы. Концентраты самотеком направляются на очистные сепараторы (в количестве 132 штук), расположенные в трюме баржи.

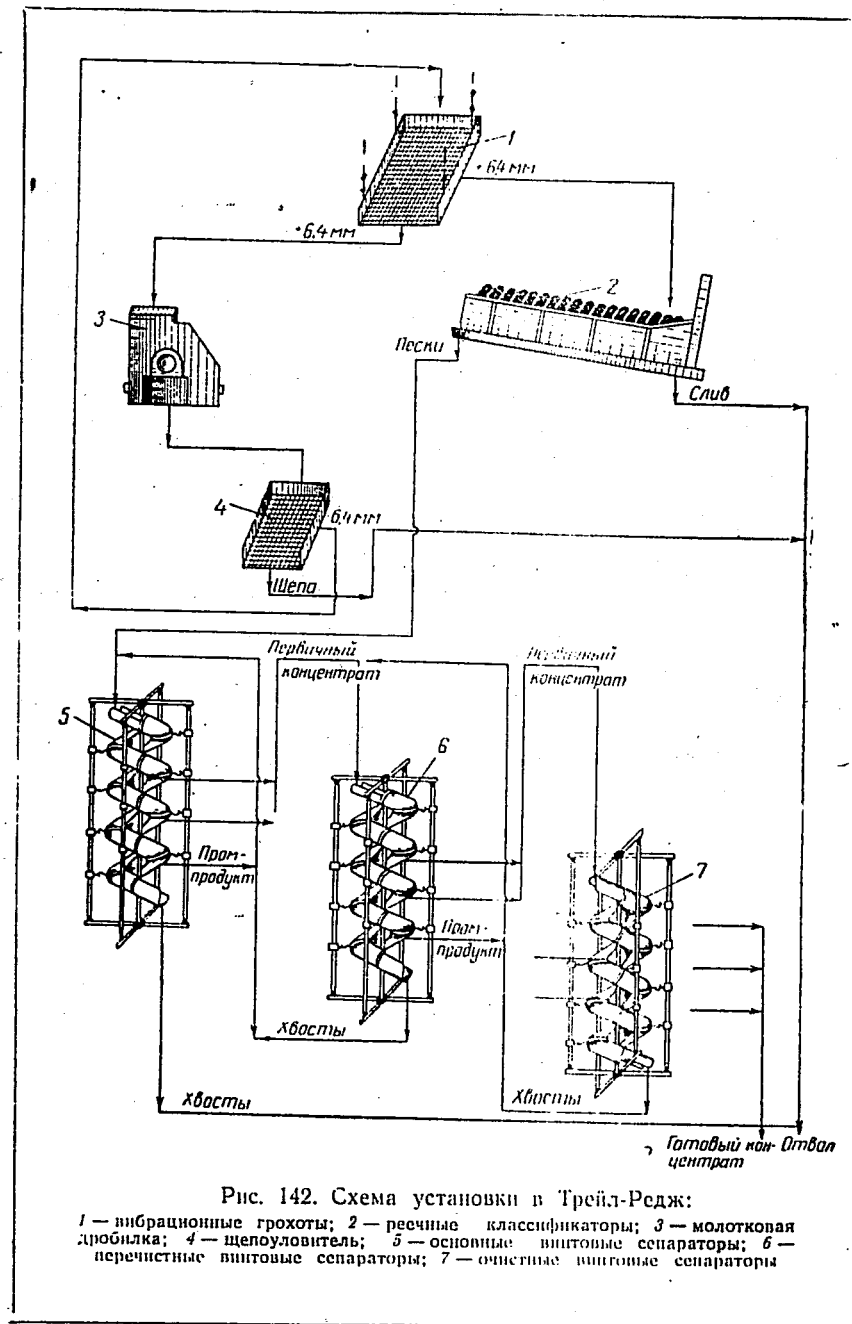
Хвосты очистных сепараторов перекачиваются на перечистные, концентраты — на берег.

Баржи соединены гибкими пульпопроводами.

Винтовые сепараторы имеют по пять витков и смонтированы в виде отдельных батарей по одиннадцать сепараторов в каждой. Конечные концентраты очистных сепараторов содержат 35% минералов тяжелой фракции. Их выход в час составляет 40—45 т. Эти концентраты поступают в отделение обезвоживания, расположенное на берегу рядом с доводочной фабрикой. В этом отделении концентраты обезвоживаются в механических речных классификаторах размером 1,5×5,1 м. Слив классификаторов обрабатывается на винтовых сепараторах. Обезвоженный концентрат складывается на складе доводочной фабрики.

Доводка полученных на фабриках в Трейл-Редж и Джаконсвилле коллективных концентратов осуществляется на специальных доводочных фабриках, состоящих из двух отделений: ильменитового и цирконового.

На фабрике в Трейл-Редж коллективный концентрат направляется в приемные бункера ильменитового отделения. Концентрат нагревается до 110° и обрабатывается на электрических



сепараторах в несколько стадий. Это делается для того, чтобы титансодержащие минералы отделились от силикатов.

Питание коронирующего электрода электрического сепаратора производится током напряжением в 40 кВ от специального генератора.

После первичного цикла электрической сепарации выделенный в проводниковую фракцию титановый концентрат обрабатывают на индукционном роликовом магнитном сепараторе. В магнитную фракцию идет ильменитовый концентрат, содержащий 63% окиси титана.

Немагнитная фракция подвергается повторной электрической сепарации, в процессе которой выделяется титановый концентрат, состоящий из лейкоксена, содержащего около 80% окиси титана. Полученные титановые концентраты смешиваются.

Объединенный концентрат содержит около 98% титановых и около 2% силикатных минералов.

Хвосты (непроводники), полученные в процессе электрической сепарации, обрабатываются также на индукционном роликовом магнитном сепараторе с получением в магнитную фракцию довольно значительного количества ставролита и некоторого количества турмалина. Этот продукт, содержащий около 45% окиси алюминия, используют в качестве абразивного материала. Его поставляют также на цементные заводы для производства портланд-цемента. Немагнитная фракция, состоящая из циркона, кварца, кианита, силлиманита и других минералов (в основном силикатных), направляется в цирконовое отделение. В цирконовом отделении этот продукт обогащается на 120 винтовых сепараторах, расположенных четырьмя последовательными ступенями. На винтовых сепараторах получают хвосты из силикатных минералов и концентрат, содержащий около 90% циркона и менее 1% силикатов.

Цирконовый концентрат обезвоживают и сушат, затем его нагревают в печи с нефтяным отоплением при температуре 650°, чтобы удалить пленки органических веществ.

Полученный продукт перечищается сначала на 16 электрических сепараторах с выделением из цирконового концентрата титансодержащих минералов, затем на двух индукционно-роликовых электромагнитных сепараторах с выделением в магнитную фракцию силикатов — ставролита и турмалина. Немагнитная фракция представляет готовый цирконовый концентрат, содержащий 98% циркона.

Производительность ильменитового отделения 700 т в сутки коллективного концентрата, из которого выделяется 300 т ильменитового и 120 т ставролитового концентратов.

Цирконовое отделение выдает ежедневно от 80 до 100 т цирконового концентрата.

На доводочной фабрике в Джаконсвилле коллективный кон-

концентрат после сушки обрабатывается на электрических сепараторах. Всего на фабрике установлено 35 электрических сепаратора, из них 190 для первичной обработки, 9 для пересортичных операций и 7 для контрольной обработки хвостов.

Выделенный на электрических сепараторах титановый концентрат (проводники) обрабатывается на электромагнитных сепараторах, на которых получают магнитную фракцию ильменитового концентрата, содержащую 62% окиси титана.

Немагнитную фракцию образует рутиловый концентрат, содержащий 92% окиси титана.

Хвосты электрической сепарации (непроводники) обрабатываются на винтовых сепараторах с получением цирконового концентрата, содержащего 85% циркона и 2—3% монацита.

После обезвоживания и сушки этот концентрат подвергается электрической сепарации с выделением оставшейся части титановых минералов, которая затем пересортичивается на индукционно-роликовом магнитном сепараторе. Его немагнитная фракция является готовым цирконовым концентратом, содержащим 98% циркона, менее 0,25% окиси титана и менее 1% окиси кремния и окиси алюминия. Магнитная фракция индукционно-роликового сепаратора, содержащая 40% циркона и 15% монацита, подвергается гравитационному обогащению. Концентрат обрабатывается на ленточном семиполосном магнитном сепараторе высокой интенсивности с получением в магнитную фракцию монацитового концентрата, содержащего 95% монацита.

Фабрика выдает в год до 36 000 т ильменитового, 10 000 т цирконового и 5850 т рутилового концентратов.

Глава XVI

КОНТРОЛЬ И ОПРОБОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ПРОЦЕССА

§ 67. Задачи контроля и опробования

Контроль технологического процесса производится в целях: уточнения вещественного состава обрабатываемых песков и шихового комплекса; количественного учета исходных песков и продуктов обогащения;

определения условий работы обогатительной аппаратуры; соблюдения режима технологического процесса; установления процента извлечения и потерь полезных ископаемых в различных стадиях обогатительного процесса. Контроль процесса может быть осуществлен двумя методами:

1) сравнением содержания полезных ископаемых на отработываемом участке россыпи, установленного геологической разведкой, с содержанием, подсчитанным по анализу извлеченных в готовый концентрат;

2) сведением баланса полезных ископаемых путем опробования всех продуктов обработки песков (концентратов, промежуточных, хвостов) с учетом выходов этих продуктов.

Первый метод применяют лишь в тех случаях, когда исходные пески опробованы достаточно точно.

Существующие способы ведения разведок россыпей (большие расстояния между линиями и разведочными выработками, точность обработки разведочных проб и т. д., усреднение содержания полезных ископаемых по разведочным линиям и в целом по россыпи) не позволяют считать первый метод опробования точным.

Второй метод наиболее распространен и точен, но требует отбора и обработки большого числа проб (концентратов, промежуточных и хвостов).

В зависимости от поставленных задач опробование может быть генеральным (полным), оперативным (текущим) и контрольным.

Генеральное опробование предусматривает отбор проб от всех продуктов обогащения и составление полного баланса по полезному ископаемому.

По результатам генерального опробования составляются количественная схема обогащения песков и карта технологического процесса.

Генеральное опробование производится ОТК или районной лабораторией.

Продолжительность генерального опробования 3—5 суток; оно осуществляется один раз в два-три месяца.

Оперативное опробование служит для проверки технологического режима и производится путем опробования отвальных продуктов обогащения и готовых концентратов. По результатам оперативного опробования устанавливается содержание полезных ископаемых в продуктах обогащения.

Оперативное опробование производится персоналом, обслуживающим данный участок, или отделом технического контроля.

Период оперативного опробования равен 1—2 сменам через 3—5 суток.

Контрольное опробование заключается в наблюдении за работой одной обогатительной машины или одной стадии (узла) обогащения. Оно необходимо для проверки и регулирования режима процесса и производится по мере надобности в продолжение смены (не менее).

§ 68. Объемы проб

Точность процесса опробования зависит от объема и способа отбора средней пробы продуктов обогащения.

Средней называют такую пробу, которая содержит все составляющие компоненты в той пропорции, в которой они находятся в опробуемом продукте.

Для облегчения обработки объем проб должен быть минимальным.

Проба должна соответствовать следующим условиям:

1) отражать с достаточной точностью истинное содержание золота и минералов в опробуемом продукте;

2) обеспечить такое количество отдельных классов золота и ценных минералов, которое можно достаточно точно взвесить;

3) содержать определенное число золотинок и ценных минералов данного класса, обеспечивающее точность анализа.

Многочисленными работами по регулировке технологического процесса на обогатительных установках определено, что крупность золота в отвальных продуктах (хвостах шлюзов, отсадоч-

ных машин и винтовых сепараторов) при соблюдении оптимальных режимов работы приборов не превышает, в основном, размера —0,15 мм.

На основании расчетов и экспериментальной проверки в производственных условиях минимальные объемы проб могут быть приняты согласно данным табл. 121.

Таблица 121
Минимальные объемы проб хвостов в зависимости от содержания и крупности золота

Крупность золота, мм	Содержание золота в хвостах, г/м³					
	1,0	0,3	0,15	0,08	0,05	0,02
	Объем пробы в литрах					
—1	90	250	300	400	500	900
—0,25	50	130	160	200	300	500
—0,15	10	15	30	40	70	150

Объемы проб по твердому (во всех случаях при золотосодержащем материале) должны быть не менее:

а) для хвостов очистных отсадочных машин и винтовых сепараторов 50 л;

б) для хвостов доводочной бутары, вашгерда и концентрационного стола 15 л;

в) для гали с конвейера 500—750 л;

г) для илов 5—10 л.

При проведении контрольного опробования объемы проб принимаются меньше на 50%.

Крупность и содержание золота в продукте чаще всего неизвестны, поэтому для установления объемов проб приходится исходить из общих соображений, а затем в процессе дальнейших работ вводить коррективы.

При опробовании россыпей на шлиховые минералы объемы проб берутся меньше, так как содержание данных минералов значительно выше, чем золота. Так, для россыпей, содержащих ценные минералы в количестве 0,5—1,2 кг/м³, минимальные объемы проб могут быть приняты согласно данным табл. 122.

Таблица 122
Минимальные объемы проб продуктов обогащения песков, содержащих шлиховые минералы

Продукт	Объем пробы в литрах
Гали	200—250
Хвосты основной отсадки, винтовых сепараторов	100—150
Хвосты очистной отсадки, винтовых сепараторов	50—70
Концентрат основной отсадки, винтовых сепараторов	10—20
Концентрат очистной отсадки, винтовых сепараторов	5—10
Концентраты столов	2—3

Из всего многообразия существующих методов отбора проб обычно применяют: при опробовании хвостов — метод сокращения или полного отсечения струи потока, при опробовании концентратов (промпродуктов) — метод полного отсечения струи продукта. Отбор проб производят вручную или механическим способом. При отборе проб вручную применяют метод сокращения струи при помощи ручного пробника-сократителя.

Пробники-сократители изготовляют различной конструкции и емкости.

Емкость пробника выбирают такой, чтобы, будучи наполненным, он мог легко переноситься рабочим, отбирающим пробу.

Ширина щели пробника должна быть в три раза больше максимального диаметра зерна материала, отбираемого в пробу. Высота пробника зависит от величины перепада с желоба прибора на сборный желоб обогатительной установки и должна обеспечивать свободное прохождение пробника под перепадом. Стороны (борта) щели пробника должны иметь вертикальные острые ребра.

При отборе пробы хвостов пробником-сократителем последний располагают длинной стороной параллельно направлению движения пульпы. В начальный момент отбора пробы пробник подставляют под одну из стенок хвостового желоба опробуемого оборудования, плавно передвигают (выдерживая одну и ту же скорость перемещения) в направлении противоположной стенки желоба. При этом следует сохранять параллельное положение пробника относительно направления движения пульпы (недопустимо, чтобы пробник поворачивался под углом). Пробник перемещают по всей ширине желоба независимо от того, как идет струя пульпы. При отборе пробы объем ее не должен превышать $\frac{2}{3}$ объема пробника.

При отборе пробы определяется коэффициент сокращения потока опробуемого продукта, который равен отношению ширины хвостового желоба к ширине щели пробника.

Интервалы между отбором частных проб обычно принимают в 5—10 мин. Если отбирают пробу для одновременного определения содержания полезных ископаемых в опробуемых хвостах или определения производительности прибора и расхода воды, то начальный и конечный моменты отсечки струи пульпы в пробник фиксируют по секундомеру. Точность отсчета времени отсечения струи пульпы в пробе 0,1 сек.

Если производительность и расход воды не определяют, то пробу можно отбирать без фиксации времени. Отобранные частные пробы хвостов сливают в специальный бак.

В конце отбора суммируют время, необходимое для отбора каждой частной пробы. Воду после отстаивания сливают из

бака. Объемы слитой воды и оставшегося твердого в баке замеряют.

При опробовании обогатительного прибора или всей установки в целом должно фиксироваться чистое время работы, т. е. время, в течение которого поступали пески для обогащения.

Полное отсечение струи хвостов при опробовании вручную производится специальным желобом или ендовкой.

Интервалы между отдельными отсечками материала в частную пробу зависят от длительности опробования, минимально необходимого объема средней пробы и производительности обогатительного прибора или установки в целом.

При производительности до 15 л/сек опробование можно производить полной отсечкой струи хвостов ендовкой. При этом длина ендовки должна быть несколько больше ширины хвостового желоба прибора. Ендовка наполняется материалом до $\frac{2}{3}$ своего объема. Частные пробы отбирают через равные промежутки времени в 5—10 мин.

Пробу концентратов (промпродуктов) отбирают при полном пересечении потока мерным сосудом: бачком, ендовкой или литровой кружкой.

Сосуд наполняется материалом на $\frac{2}{3}$. Отобранные пробы сливаются в бак. Время каждого опробования засекают по секундомеру.

Все указанные методы отбора проб относятся к периодическим и имеют существенные недостатки.

Наиболее целесообразно производить опробование хвостов обогатительных приборов и установки в целом при помощи механических пробоотбирателей.

Механические пробоотбиратели подразделяются на два типа:

1. Действующие по методу поперечных сечений и отбирающие через определенные промежутки времени часть струи.
2. Действующие по методу продольных сечений и отбирающие непрерывно часть струи.

Наибольшее распространение получили механические пробоотбиратели первого типа.

При помощи пробоотбирателей ПАГ-1 отбирают пробу из непрерывного потока пульпы (рис. 143). Они имеют винтовой механизм, сообщающий движение отсекающему, и муфту сцепления. Эта муфта посредством паузного механизма позволяет изменять направление движения отсекающего.

Направление вращения изменяется через заданный интервал с помощью автоматического переключателя. Число отсеканий в час от одного до двенадцати.

Электродвигатели пробоотбирателя ПАГ-1 получают ток через автоматический переключатель АП-1, который включает их в сеть в соответствии с утвержденным графиком.

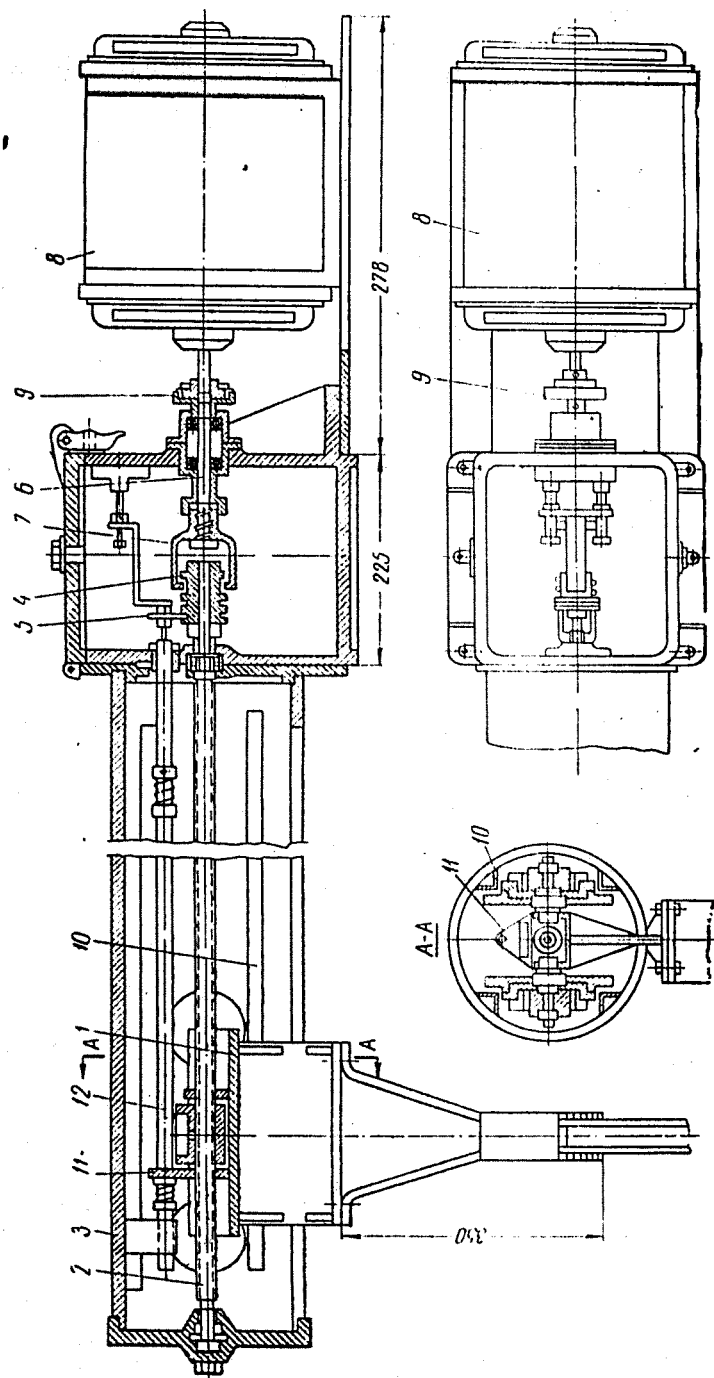


Рис. 143. Пробоотборник ПАГ-1:

1 — каретка; 2 — ходовой винт; 3 — труба; 4 — зубчатая муфта; 5 — вилка; 6 — вилка; 7 — инерционная вилка; 8 — электродвигатель; 9 — направляющие; 10 — направляющие; 11 — упор; 12 — шток

Пробоотбиратели ПАГ-1 могут применяться на драгах со шлюзами, отсадочными машинами и винтовыми сепараторами, но при этом крупность отбираемого материала не должна быть больше 4 мм. При установке пробоотбирателя ширина щели должна быть в 2—3 раза больше самого крупного зерна отбираемого материала.

Для отбора проб от хвостов шлюзовых приборов применяют автоматический пробоотбиратель Нигризолото ПК-НЗ-120, который состоит из тележки с ковшем и механической двухбарабанной лебедки, смонтированной на деревянной раме совместно с приемными лотками. Материал крупнее 16 мм направляется по одному лотку, замеряется и направляется в отвал. Материал мельче 16 мм проходит через отверстия сита грохота на другой лоток и направляется на обработку.

Техническая характеристика пробоотбирателя

Число отсечек в час	2—10
Продолжительность отсечки, сек	6
Объем отсечки, м ³	1,2
Скорость перемещения ковша, м/сек	0,3
Рабочий ход ковша, мм	1800
Размеры ковша, мм:	
ширина	900
длина	800

Для непрерывного отбора проб хвостов с эфельных колод драги применяют неподвижные щелевые пробоотбиратели (рис. 144).

На расстоянии 650—900 мм от суженной части колоды укладывается металлическая плита размером 800×1240×5 мм, в которую врезаются три верхних отсека размером каждый 40×300×350 мм.

Снизу под плитой на болтах крепится сборный ящик размером 5×800×800 мм с ложным днищем. В дно ящика врезаются три нижних отсека размером 40×200×250 мм, под ними устанавливается сборная труба диаметром 100 мм, выведенная внизу за борт хвостовой колоды.

Отбор гали производится с помощью специального пробника следующим образом: ниже галечного лотка на ленту конвейера ставят пробник, который, двигаясь вместе с лентой, проходит под лотком и наполняется галей. По выходе пробника из-под лотка его снимают с ленты и высыпают из него галю в мерный сосуд. Иногда применяют устройство с подвесным ковшом.

Проба гали отбирается через равные промежутки времени (обычно 1—2 ч) в течение не менее суток. Продолжительность периода отбора определяется характером опробования (оперативное, генеральное).

Учет количества продуктов обогащения производится по приведенным объемам и объемно-весовым методом. Метод приведен

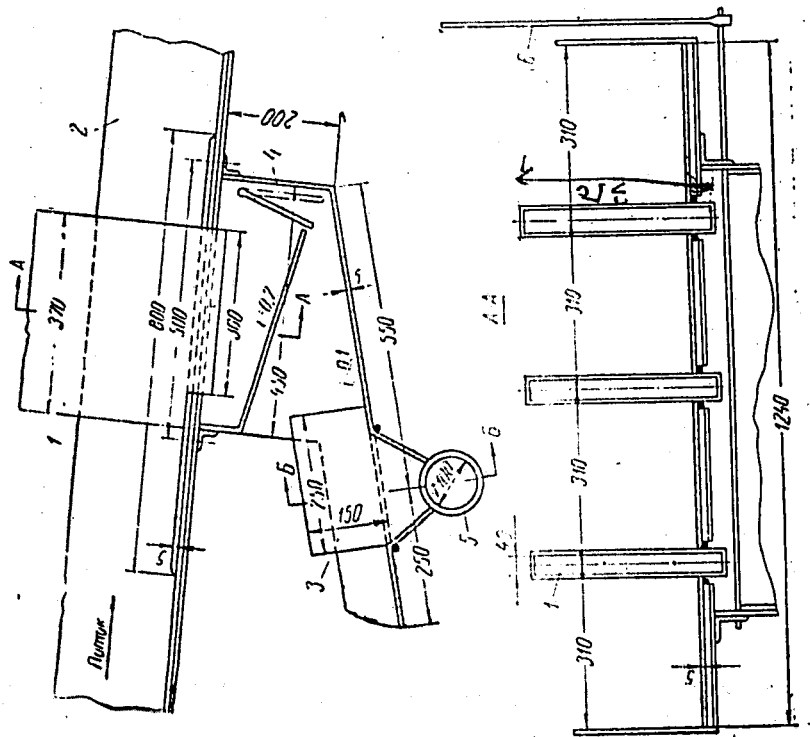


Рис. 144. Щелевой пробоотборник непрерывного действия:

1 — верхние отсекатели; 2 — хвостовой желоб; 3 — нижние отсекатели; 4 — ящик для сбора пробы; 5 — сборная труба; 6 — ручка

ных объемов заключается в определении действительного объема, занимаемого продуктами обогащения в плотной массе.

Объем пробы в плотной массе определяется по разности замеренного объема пробы и объема пустот. Для определения объема пустот в пробу заливают воду, которая предварительно замеряется.

Метод приведенных объемов целесообразно применять при оперативных опробованиях.

При объемно-весовом методе или методе подсчета количества продуктов в весовых единицах объем пробы умножается на объемный вес опробуемого продукта. Данный метод целесообразно применять при генеральных опробованиях.

§ 70. Способы обработки проб

Для определения содержания в пробах полезных ископаемых операции сокращения их (квартование, деление и т. д.) не применяются, так как они из-за сравнительно низкого содержания полезных ископаемых в пробах приводят к большим погрешностям.

Сокращение проб обычно производят после концентрации их перед аналитическими и минералогическими анализами.

Основными операциями обработки проб являются: замер и взвешивание, дезинтеграция, ситовый анализ, концентрация, амальгамация и выделение амальгамы, обработка амальгамы, пробирный, минералогический и химический анализы.

Схемы обработки проб зависят от целей опробования, объема проб и характера материала пробы.

Обработка проб должна дать возможность определить:

- выход продуктов обогащения;
- содержание полезных ископаемых;
- распределение полезных ископаемых в продуктах обогащения.

Замер объема пробы производится мерными сосудами, величина которых зависит от количества материала в пробе. Взвешивание производится на чашечных или технических весах.

Дезинтеграция осуществляется совместно с грохочением на механических или ручных грохотах.

Отверстия сит грохотов определяются предъявляемыми к пробе требованиями.

Ситовый анализ производится на ручных ситах или на механическом встряхивателе типа Ротап.

Для концентрации материала пробы крупностью — 2 мм следует применять концентрационные лабораторные столы с песковой декой, для илов — с шламовой декой. Материал крупностью +2 мм концентрируется на вашгерде или лотке с рифлями, с просмотром на самородки.

При контроле на золото концентраты столов амальгамируются в бочках или мельницах. Отбивка амальгам производится или на лотке с рифлями или в коробчатом амальгамоуловителе.

Амальгама разваривается в азотной кислоте: фильтр с осадком направляется на пробирный анализ. Материал после выделения из него амальгамы подвергается минералогическому, химическому или спектральному анализу.

§ 71. Подсчет результатов опробования

Своевременная и регулярная обработка проб с фиксацией результатов опробования является залогом действительности контроля и его оперативности.

Запись результатов отбора проб и режимных условий ведется в соответствующих журналах.

Для определения величины потерь полезных ископаемых необходимо знать:

а) γ — выход продуктов обогащения, в которых должны быть определены потери, в % к исходному материалу (по объему);

б) β — содержание полезных ископаемых в продуктах обогащения, г/м³ или кг/м³;

в) c — содержание полезных ископаемых в исходных песках, т. е. количество ценных компонентов, получаемых при обогащении 1 м³ исходных песков в плотной массе.

Величина потерь определяется по формуле:

$$\varepsilon = \frac{\beta \gamma}{100 \cdot c} \cdot 100 \% \quad (101)$$

где $\frac{\beta \gamma}{100}$ — абсолютные потери полезных ископаемых с хвостами обогатительных приборов, пересчитанные на 1 м³ промытых песков.

Полный баланс полезных ископаемых составляется с учетом фактически извлеченных ценных минералов и потерь их со всеми хвостами (отвальными продуктами).

Баланс рассчитывается в г/м³, г/т исходных песков и в % от общего содержания полезных ископаемых.

По результатам опробования и изучения процесса устанавливаются оптимальные режимные условия и показатели обогащения, которые записываются в карту режима технологического процесса, состоящую из двух частей:

1. Режим работы обогатительной установки.
2. Баланс продуктов обогащения, распределение и содержание полезных ископаемых по продуктам.

В первой части записываются режимы, обеспечивающие высокое извлечение полезных ископаемых при оптимальных условиях — раздельно по всем обогатительным приборам.

Во второй части записываются все расчеты по составлению баланса извлечения полезных ископаемых на основе данных генерального опробования потерь ценных минералов с отвальными продуктами, а также геологические данные о содержании в исходных песках.

Контроль режима технологического процесса, обусловленного картой, осуществляется ежемесячно мастером или обогатителем установки по данным результатов оперативного опробования.

Для проверки постоянства заданного режима обогатительной аппаратуры и ориентировочного определения отклонений от него для немедленного устранения неполадок на драгах, обрабатывающих золотосодержащие пески, применяют методы косвенного контроля. Так, потери золота с хвостами шлюзов определяются шлюзовым коэффициентом K_1 , представляющим собой отношение количества золота, снятого с поперечных шлюзов, к количеству золота, полученному за тот же период с продольных шлюзов драги. Величины шлюзовых коэффициентов неодинаковы и зависят от характера обрабатываемых драгой песков, крупности золота, удельной нагрузки на шлюзы, величин дифферента и крена драги, типа покрытий шлюзов и т. п.

За контрольную часть продольных шлюзов принимается их полная длина.

Согласно инструкции Главзолото коэффициент K_1 должен быть:

а) при наличии в россыпи мелкого золота и труднопромывистых песков не менее 10;

б) при наличии крупного золота и хорошо промывистых песков не более 30.

Подсчет шлюзовых коэффициентов производится отдельно по шлюзам каждой стороны драги.

Потери золота с галей, выходящей из дражной бочки, определяются бочечным коэффициентом K_2 , представляющим собой отношение количества золота, снятого со всех предыдущих поперечных шлюзов, к количеству золота, снятому с последнего поперечного шлюза. При нормальной работе бочки бочечный коэффициент K_2 не должен быть меньше 30.

Установление оптимального режима работы любой обогатительной установки и его соблюдение необходимы для получения надлежащего производственного эффекта и могут быть достигнуты только при регулярном контроле технологического процесса.

Систематический контроль процесса должен быть организован на всех предприятиях, при этом на крупных предприятиях следует иметь районные приисковые лаборатории.

Необходимо указывать плановые проценты извлечения полезных ископаемых на предприятиях и строго контролировать выполнение этого крайне важного показателя обработки песков.

ЛИТЕРАТУРА

1. Абрамович И. М. Модернизация концентрационного стола, «Цветные металлы», 1955, № 4.
2. Билибин Ю. А. Основы геологии россыпей, изд-во АН СССР, 1955.
3. Бублейников Ф. Д. История открытия ископаемых богатств нашей страны, Географиздат, 1948.
4. Бетехтин А. Г. Минералогия, Госгеолгиздат, 1950.
5. Белов А. Е. Опыт применения гидравлических на металлических промысловых приборах МПД-2 и МПД-6, «Колыма», 1956, № 12.
6. Бинкевич В. А., Линчевский Г. В. Внедрение грохотов с электрическим подогревом сит, «Горный журнал», 1956, № 4.
7. Вавилов С. И. Тридцать лет советской науки, издательство «Правда», 1947.
8. Верховский И. М. Основы проектирования и оценки процессов обогащения полезных ископаемых, Углетехиздат, 1949.
9. Верховский И. М., Хван В. И. Обогащение неклассифицированной угольной мелочи методом высокочастотной отсадки, «Уголь», 1953, № 6.
10. Васильев Н. В., Олевский В. А. Транспорт на обогатительных фабриках, Углетехиздат, 1949.
11. Васеев И. А. Амальгамация дражного концентрата, «Цветные металлы», 1956, № 8.
12. Годен А. М. Основы обогащения полезных ископаемых, Metallurgizdat, 1946.
13. Гражданцев И. И. Опыт промышленной эксплуатации гидроциклонов, «Горный журнал», 1955, № 12.
14. Данилевский В. В. Русские ученые в цветной металлургии. Открытие золота на Урале, Metallurgizdat, 1948.
15. Деркач В. Г., Дацюк И. С. Электромагнитные процессы обогащения, Metallurgizdat, 1947.
16. Деркач В. Г. Магнитное обогащение слабомagnetных руд, Metallurgizdat, 1954.
17. Деркач В. Г., Копычев П. А. Специальные методы обогащения полезных ископаемых, Metallurgizdat, 1956.
18. Дубрава Т. С. Основные этапы развития техники обогащения полезных ископаемых в СССР. Труды по истории техники, изд-во АН СССР, 1954, вып. IX.
19. Евсинович С. Г. Обогащение руд в тяжелых суспензиях, Госгортехиздат, 1959.
20. Евсинович С. Г. Рациональная конструкция аппаратов для обогащения руд в тяжелых суспензиях, «Горный журнал», 1954, № 3.
21. Жевновский И. А. Батарейный гидроциклон с последовательно-параллельным прохождением пульпы, «Цветные металлы», 1956, № 5.
22. Зворыкин А. А. Очерки по истории Советской горной техники, изд-во АН СССР, 1950.
23. Кулибин В. А. Больше внимания изучению технологических свойств полезных ископаемых при разведке, «Разведка и охрана недр», 1954, № 4

24. Качан С. З. Гидроциклоны, их устройство и расчет, «Химическая промышленность», 1956, № 6.
25. Костин И. М., Маева П. Я. Новый механический пробоотбиратель, «Горный журнал», 1953, № 11.
26. Кузькин С. Ф. О работе двух установок по обогащению касситерито-вольфрамитовых россыпей, «Цветные металлы», 1949, № 3.
27. Кузькин С. Ф. К вопросу о физических основах электростатической сепарации. Сборник научных трудов Минцветметзолото, Metallurgizdat, 1952.
28. Ковальский И. Л., Невский Б. В. Диспетчерский контроль и автоматическое управление на обогатительных и золотоизвлекательных фабриках, Metallurgizdat, 1941.
29. Кузовлев А. А. Усовершенствование поверхности концентрационного стола, «Цветные металлы», 1951, № 2.
30. Кириллов А. С., Шиврин Г. Н. Сравнение гидросепаратора и гидроциклона как классифицирующих аппаратов, «Цветные металлы», 1956, № 4.
31. Кизевальтер Б. В. Влияние постели на разделение мелкого и тонкого материала в процессе отсадки. Сборник трудов института Механобр, Metallurgizdat, 1953.
32. Кизевальтер Б. В. Разрыхление слоя частиц в процессе отсадки, «Горный журнал», 1957, № 3.
33. Копылов Н. Г. Особенности регулировки механизма стола СС-2, «Горный журнал», 1954, № 3.
34. Качан И. Н. Скорости стесненного падения мелких минеральных зерен в воде, Сб. трудов института Механобр, Metallurgizdat, 1953.
35. Кузнецов Г. Г. Об исследовании работы отсадочных машин, «Колыма», 1954, № 6.
36. Кинжалов П. С. Винтовые сепараторы на 210-литровых драгах, «Цветные металлы», 1956, № 9.
37. Ляшенко П. В. Гравитационные методы обогащения ОНТИНКТП, 1935, Госоптехиздат, 1940.
38. Леднев А. П. Разработка оловянных россыпей, Metallurgizdat, 1950.
39. Лейтес И. Д. К вопросу обогащения оловянных руд, «Цветные металлы», 1951, № 2.
40. Лиандов К. К. Грохочение полезных ископаемых, Metallurgizdat, 1948.
41. Лисовский Д. Н. К проблеме автоматизации и контроля. Юбилейный сборник научных трудов Минцветметзолото, Metallurgizdat, 1950.
42. Лопарев Н. Г. Применение гидроэлеваторов для транспортировки пульпы на шлюзы, «Колыма», 1954, № 9.
43. Левин Е. С. Об улучшении конструкции цельнометаллических приборов и отвалных транспортеров, «Колыма», 1955, № 8.
44. Ли А. Ф. Доводка грубых оловянных и вольфрамовых концентратов до промышленных кондиций, «Цветные металлы», 1946, № 5.
45. Ли А. Ф. Методика сокращения шлиховых проб, «Разведка недр», 1948, № 1.
46. Матвеев М. А. Водоснабжение и воздушные установки обогатительных фабрик, Metallurgizdat, 1954.
47. Митрофанов С. И. Особенности в технике обогащения руд цветных и редких металлов в Германии, «Цветные металлы», 1946, № 3.
48. Митрофанов С. И. Исследование руд на обогатимость, Metallurgizdat, 1954.
49. Мельников А. Г. Хвостовое хозяйство обогатительных фабрик, Metallurgizdat, 1950.
50. Марголин И. З. Обогащение руд в тяжелых суспензиях, Metallurgizdat, 1946.

51. Марголин И. З. Утяжеление среды как основной фактор отсадки, «Горный журнал», 1954, № 3.
52. Марголин И. З. О некоторых свойствах гидроциклона, «Цветные металлы», 1950, № 1.
53. Мокроусов В. А. О комбинированных схемах при обогащении руд, «Цветные металлы», 1945, № 5.
54. Механобр. Обогащение полезных ископаемых (сборник), Металлургиздат, 1952.
55. Механобр. Гравитационные методы обогащения (сборник), Металлургиздат, 1953.
56. Мелик-Степанов Ю. Г. К вопросу оценки работы обогатительных установок при гидравлическом способе разработки, «Колыма», 1955, № 5.
57. Мелик-Степанов Ю. Г. Применение гидроциклона для сгущения хвостов, «Цветные металлы», 1956, № 1.
58. Мелик-Степанов Ю. Г. К вопросу освоения современных схем обогащения на драгах, «Колыма», 1956, № 6.
59. Мацуев Л. П. Теоретические основы разделения на шлюзах, «Колыма», 1956, № 1.
60. Мацуев Л. П. Расчет и эксплуатация промывочных приборов, Магаданское обл. изд-во, 1953.
61. Невский Б. В. Обогащение россыпей, Металлургиздат, 1947.
62. Невский Б. В. Применение гидроциклонов в обогащении, «Горный журнал», 1949, № 6.
63. Невский Б. В. Испытания дезинтегрируемости песков и расчет аппаратуры, «Горный журнал», 1950, № 10.
64. Невский Б. В. О рациональных схемах гравитационного обогащения руд, «Цветные металлы», 1953, № 1.
65. Невский Б. В. О едином показателе обогащения, «Цветные металлы», 1954, № 3.
66. Невский Б. В. Усилить работы по теории гравитационных методов обогащения, «Горный журнал», 1955, № 1.
67. Никитин А. А. К вопросу проектирования обогатительных фабрик, «Цветные металлы», 1952, № 6.
68. Олофинский Н. Ф. Электрические методы обогащения, Металлургиздат, 1953.
69. Озолни О. Т. Об основных параметрах отсадки, «Горный журнал», 1955, № 4.
70. Олевский В. А. Конструкция и расчет грохотов, Металлургиздат, 1955.
71. Плаксин И. Н. Металлургия благородных металлов, Металлургиздат, 1953.
72. Плаксин И. Н. Опробование и пробирный анализ, Металлургиздат, 1943.
73. Плаксин И. Н. Задачи науки в области обогащения полезных ископаемых, «Цветные металлы», 1944, № 3—4.
74. Плаксин И. Н. Зарождение основ металлургии благородных металлов. Русские ученые в цветной металлургии, Металлургиздат, 1948.
75. Плаксин И. Н., Руденко К. Г., Смирнов А. И., Троицкий А. В., Фишман М. А. Технологическое оборудование обогатительных фабрик. Расчет и выбор оборудования, ч. 1, Углетехиздат, 1955.
76. Полькин С. М. Обогащение руд, Металлургиздат, 1953.
77. Пожарницкий К. Л. Опробование месторождений цветных металлов и золота, Металлургиздат, 1947.
78. Поваров А. И. Применение гидроциклона на обогатительных фабриках и способ его расчета. Труды II научно-технической сессии института Механобр, Металлургиздат, 1952.
79. Певзнер М. Л., Платунов А. А. Повышение эффективности работы концентрационных столов, «Колыма», 1954, № 4.

80. Разумов К. А. Проектирование обогатительных фабрик, Металлургиздат, 1952.
81. Романовский В. И. Применение математической статистики в опытном деле. ОГИЗ-Гостехиздат, 1947.
82. Рывкин П. М. К вопросу о классификации электрических методов обогащения. Труды Московского горного института, вып. 8, Углетехиздат, 1950.
83. Рафалес-Ламарка Э. Э. К гидродинамическим основам теории обогащения в пульсирующих потоках, «Горный журнал», 1953, № 10.
84. Рамм В. Разделение в гидроциклоне мелкоизмельченных твердых материалов с близкими значениями удельных весов, «Химия и химическая технология», 1953, № 6.
85. Свиридов А. П. Драги и драгирование, Металлургиздат, 1952.
86. Саградян А. Л. Контроль технологического процесса флотационных фабрик, Металлургиздат, 1954.
87. Спицин В. Н., Кодочигов П. Н. и др. Методы работы с применением радиоактивных индикаторов, изд-во АН СССР, 1955.
88. Санин А. И. Радиотехнические методы исследования излучений, Гостехиздат, 1954.
89. Сонгина О. А. Редкие металлы, Металлургиздат, 1955.
90. Седова Г. А. Об использовании оборотной воды на обогатительных фабриках, «Цветные металлы», 1954, № 5.
91. Соломин К. В. Применение вальгерда классификатора на Чибижеской гидравлике, «Цветная металлургия», 1941, № 18—19.
92. Соломин К. В. Винтовые сепараторы, «Цветные металлы», 1954, № 3.
93. Соломин К. В. Обогащение песков на винтовых сепараторах, «Горный журнал», 1955, № 6.
94. Соломин К. В., Чугунов А. Д. Опыт работы на отсадочных машинах и концентрационных столах на драгах, «Горный журнал», 1955, № 9.
95. Соломин К. В. Применение вальгерда-классификатора при гидравлическом способе разработки россыпей, «Цветные металлы», 1956, № 1.
96. Соломин К. В. Винтовые сепараторы, Металлургиздат, 1956.
97. Соломин К. В. Исследование песков россыпей для разработки технологии обогащения, «Колыма», 1957, № 4.
98. Стахеев И. С. Обогащение алмазных руд и россыпей в Африке, типогрфия дор. отд. Трансжелдориздата, г. Иркутск, 1957.
99. Саиникова Н. П. Применение отсадки с получением крупнозернистых подрешетных концентратов, «Цветные металлы», 1958, № 2.
100. Таггарт А. Ф. Справочник по обогащению полезных ископаемых, т. I—IV, Металлургиздат, 1949—1951.
101. Троицкий А. В., Вериге К. Н. Современное направление в развитии технологии обогащения полиметаллических руд, «Цветные металлы», 1945, № 5.
102. Троицкий А. В., Ушеров Л. П. Обогащение руд цветных металлов, Металлургиздат, 1945.
103. Троицкий А. В. Обогащение руд цветных металлов в СССР, «Цветные металлы», 1947, № 5.
104. Титков Н. П. Рациональный тип концентрационного стола, «Горный журнал», 1945, № 11—12.
105. Титков Н. П. К вопросу обогащения оловянных руд, «Цветные металлы», 1950, № 2.
106. Титков Н. П. Выбор числа и амплитуды качаний поршня при отсадке, «Цветные металлы», 1952, № 5.
107. Тове П. Л. Автоматические шлюзы завода им. Котлякова, «Горный журнал», 1948, № 1.
108. Уманский М. М. Оловянная промышленность капиталистических стран, «Колыма», 1954, № 4.
109. Ферсман А. Е. Богатства Урала, ОГИЗ, 1944.

51. Марголин И. З. Утяжеление среды как основной фактор отсадки, «Горный журнал», 1954, № 3.
52. Марголин И. З. О некоторых свойствах гидроциклона, «Цветные металлы», 1950, № 1.
53. Мокроусов В. А. О комбинированных схемах при обогащении руд, «Цветные металлы», 1945, № 5.
54. Механобр. Обогащение полезных ископаемых (сборник), Metallurgizdat, 1952.
55. Механобр. Гравитационные методы обогащения (сборник), Metallurgizdat, 1953.
56. Мелик-Степанов Ю. Г. К вопросу оценки работы обогатительных установок при гидравлическом способе разработки, «Колыма», 1955, № 5.
57. Мелик-Степанов Ю. Г. Применение гидроциклона для сгущения хвостов, «Цветные металлы», 1956, № 1.
58. Мелик-Степанов Ю. Г. К вопросу освоения современных схем обогащения на драгах, «Колыма», 1956, № 6.
59. Мацуев Л. П. Теоретические основы разделения на шлюзах, «Колыма», 1956, № 1.
60. Мацуев Л. П. Расчет и эксплуатация промывочных приборов, Магаданское обл. изд-во, 1953.
61. Невский Б. В. Обогащение россыпей, Metallurgizdat, 1947.
62. Невский Б. В. Применение гидроциклонов в обогащении, «Горный журнал», 1949, № 6.
63. Невский Б. В. Испытания дезинтегрируемости песков и расчет аппаратуры, «Горный журнал», 1950, № 10.
64. Невский Б. В. О рациональных схемах гравитационного обогащения руд, «Цветные металлы», 1953, № 1.
65. Невский Б. В. О одном показателе обогащения, «Цветные металлы», 1954, № 3.
66. Невский Б. В. Усилить работы по теории гравитационных методов обогащения, «Горный журнал», 1955, № 4.
67. Никитин А. А. К вопросу проектирования обогатительных фабрик, «Цветные металлы», 1952, № 6.
68. Олофинский Н. Ф. Электрические методы обогащения, Metallurgizdat, 1953.
69. Озолн О. Т. Об основных параметрах отсадки, «Горный журнал», 1955, № 4.
70. Олевский В. А. Конструкция и расчет грохотов, Metallurgizdat, 1955.
71. Плаксин И. Н. Metallургия благородных металлов, Metallurgizdat, 1958.
72. Плаксин И. Н. Опробование и пробирный анализ, Metallurgizdat, 1943.
73. Плаксин И. Н. Задачи науки в области обогащения полезных ископаемых, «Цветные металлы», 1944, № 3—4.
74. Плаксин И. Н. Зарождение основ metallургии благородных металлов. Русские ученые в цветной metallургии, Metallurgizdat, 1948.
75. Плаксин И. Н., Руденко К. Г., Смирнов А. И., Троицкий А. В., Фишман М. А. Технологическое оборудование обогатительных фабрик. Расчет и выбор оборудования, ч. 1, Углетехиздат, 1955.
76. Полькин С. М. Обогащение руд, Metallurgizdat, 1953.
77. Пожарицкий К. Л. Опробование месторождений цветных металлов и золота, Metallurgizdat, 1947.
78. Поваров А. И. Применение гидроциклона на обогатительных фабриках и способ его расчета. Труды II научно-технической сессии института Механобр, Metallurgizdat, 1952.
79. Певзнер М. Л., Платунов А. А. Повышение эффективности работы концентрационных столов, «Колыма», 1951, № 4.

80. Разумов К. А. Проектирование обогатительных фабрик, Metallurgizdat, 1952.
81. Романовский В. И. Применение математической статистики в опытном деле. ОГИЗ-Гостехиздат, 1947.
82. Рывкин П. М. К вопросу о классификации электрических методов обогащения. Труды Московского горного института, вып. 8, Углетехиздат, 1950.
83. Рафалес-Ламарка Э. Э. К гидродинамическим основам теории обогащения в пульсирующих потоках, «Горный журнал», 1953, № 10.
84. Рамм В. Разделение в гидроциклоне мелкоизмельченных твердых материалов с близкими значениями удельных весов, «Химия и химическая технология», 1953, № 6.
85. Свиридов А. П. Драги и драгирование, Metallurgizdat, 1952.
86. Саградян А. Л. Контроль технологического процесса флотационных фабрик, Metallurgizdat, 1954.
87. Спицин В. Н., Кодочигов П. Н. и др. Методы работы с применением радиоактивных индикаторов, изд-во АН СССР, 1955.
88. Санин А. И. Радиотехнические методы исследования излучений, Гостехиздат, 1954.
89. Сонгина О. А. Редкие металлы, Metallurgizdat, 1955.
90. Седова Г. А. Об использовании оборотной воды на обогатительных фабриках, «Цветные металлы», 1954, № 5.
91. Соломин К. В. Применение вальгерда классификатора на Чибижеской гидравлике, «Цветная metallургия», 1941, № 18—19.
92. Соломин К. В. Винтовые сепараторы, «Цветные металлы», 1954, № 3.
93. Соломин К. В. Обогащение песков на винтовых сепараторах, «Горный журнал», 1955, № 6.
94. Соломин К. В., Чугунов А. Д. Опыт работы на отсадочных машинах и концентрационных столах на драгах, «Горный журнал», 1955, № 9.
95. Соломин К. В. Применение вальгерда-классификатора при гидравлическом способе разработки россыпей, «Цветные металлы», 1956, № 1.
96. Соломин К. В. Винтовые сепараторы, Metallurgizdat, 1956.
97. Соломин К. В. Исследование песков россыпей для разработки технологии обогащения, «Колыма», 1957, № 4.
98. Стахеев И. С. Обогащение алмазных руд и россыпей в Африке, типография дор. отд. Трансжелдориздата, г. Иркутск, 1957.
99. Санникова Н. П. Применение отсадки с получением крупнозернистых подрешетных концентратов, «Цветные металлы», 1958, № 2.
100. Таггарт А. Ф. Справочник по обогащению полезных ископаемых, т. I—IV, Metallurgizdat, 1949—1951.
101. Троицкий А. В., Вериге К. Н. Современное направление в развитии технологии обогащения полиметаллических руд, «Цветные металлы», 1945, № 5.
102. Троицкий А. В., Ушеров Л. П. Обогащение руд цветных металлов, Metallurgizdat, 1945.
103. Троицкий А. В. Обогащение руд цветных металлов в СССР, «Цветные металлы», 1947, № 5.
104. Титков Н. П. Рациональный тип концентрационного стола, «Горный журнал», 1945, № 11—12.
105. Титков Н. П. К вопросу обогащения оловянных руд, «Цветные металлы», 1950, № 2.
106. Титков Н. П. Выбор числа и амплитуды качаний поршня при отсадке, «Цветные металлы», 1952, № 5.
107. Тове П. Л. Автоматические шлюзы завода им. Котлякова, «Горный журнал», 1948, № 1.
108. Уманский М. М. Оловянная промышленность капиталистических стран, «Колыма», 1954, № 4.
109. Ферсман А. Е. Богатства Урала, ОГИЗ, 1944.

110. Флеров В. К., Усова А. А. Руководство по эксплуатационной геологии россыпей, Госгеолиздат, 1941.
111. Фишман М. А. Технологии полезных ископаемых, Металлургиздат, 1955.
112. Фишман М. А. Основы обогащения полезных ископаемых, Металлургиздат, 1956.
113. Фомин Я. И. Основные параметры отсадки, «Горный журнал», 1954, № 6.
114. Фомин Я. И. Производительность отсадочных машин, «Горный журнал», 1955, № 7.
115. Фридман Б. Э. Разработка россыпных месторождений гидромеханизацией, Металлургиздат, 1957.
116. Шорохов С. М. Разработка россыпей открытыми работами, Металлургиздат, 1948.
117. Широкинский М. К. Гидравлические классификаторы, Металлургиздат, 1947.
118. Шашурин С. Л. Гидромеханизация разработки оловоносной россыпи, «Цветные металлы», 1948, № 6.
119. Шашурин С. Л. К вопросу определения извлечения металла при обогащении россыпей, «Цветные металлы», 1949, № 5.
120. Шашурин С. Л. Опыт механизации добычи и обогащения оловянно-вольфрамовых песков, «Цветные металлы», 1951, № 2.
121. Эйгелес М. А. Обогащение неметаллических полезных ископаемых, Промстройиздат, 1952.
122. Эйгелес М. А. Вопросы технологии полезных ископаемых при разведке месторождений, «Разведка и охрана недр», 1956, № 2.
123. Хан Г. А. Опробование и контроль на обогатительных фабриках, Металлургиздат, 1944.
124. Хан Г. А. Опробование, контроль и автоматизация процессов обогащения, Металлургиздат, 1958.
125. Хомченко С. А. Опыт модернизации концентрационного стола, «Цветные металлы», 1956, № 7.
126. Худяков П. Ф. Применение гидроэлеватора на промысловом приборе МПД-2, «Колыма», 1955, № 1.
127. Худяков П. Ф. Технологические схемы металлических промысловых приборов Дальстроя, «Колыма», 1955, № 11.
128. Ясюкевич С. М. Обогащение руд, Металлургиздат, 1947, 1953.
129. Ясюкевич С. М., Мелик-Степанов Ю. Г. Применение отсадочных машин, ОБТИ-Главзолото, 1956.
130. Engineering and Mining Journal, 1950, August, 1953, February, July, September, November, December; 1954, January, December; 1955, February, April, May, Zaly, October.
131. Mine and Quarry Engineering, 1950, vol. 16, N 7; 1956, January.
132. American Ceramic Society Bulletin, 1955, September.
133. Bulletin of the Institution of Mining and Metallurgy, 1955, February, N 579.
134. Journal of the Chemical Metallurgical and Mining Society of South Africa, 1955 October, November.
135. Canadian Mining and Metallurgical Bulletin, 1955, August, N 520.
136. Chemical Engineering, 1955, March.
137. Canadian Mining Journal, 1955, February.
138. Mining Congress Journal, 1956, January.
139. Mining Magazine, 1954, vol., 90, N 21955 January.
140. Mining World, 1953, May.
141. South African Mining and Engineering Journal, 1954 October.
142. Mining Journal, 1944, January; 1953, January.
143. Mining Technology, 1946, May.
144. Mining Engineering, 1946, June; 1950, October.

ОГЛАВЛЕНИЕ

	Стр.
Введение	3
Глава I. Исторический обзор возникновения и развития техники обогащения песков россыпных месторождений	
Глава II. Состав песков россыпных месторождений	
§ 1. Характеристика россыпных месторождений	8
§ 2. Геологическая классификация россыпей	9
§ 3. Строение россыпей	11
§ 4. Характеристика россыпных отложений	12
§ 5. Характеристика полезных ископаемых	18
§ 6. Магнитные и электрические свойства минералов	28
§ 7. Классификация россыпных месторождений по характеру и крупности полезных ископаемых	29
Глава III. Основные способы добычи и обогащения песков россыпных месторождений	
§ 8. Способы добычи песков	32
§ 9. Обогащение песков россыпных месторождений	41
§ 10. Типовые схемы обогащения песков	43
Глава IV. Подготовка и обогащение песков россыпных месторождений	
§ 11. Дезинтеграция и классификация песков	47
§ 12. Грохоты	72
§ 13. Классификаторы и гидроциклоны	82
Глава V. Обогащение песков на отсадочных машинах	
§ 14. Общие принципы работы отсадочных машин	98
§ 15. Типы и конструкции отсадочных машин	99
§ 16. Применение отсадочных машин	126
Глава VI. Обогащение песков на винтовых сепараторах	
§ 17. Общие принципы работы винтовых сепараторов	129
§ 18. Типы и конструкции винтовых сепараторов	137
§ 19. Параметры винтовых сепараторов	147
§ 20. Факторы, влияющие на технологические показатели	150
§ 21. Применение винтовых сепараторов	154
Глава VII. Обогащение песков на концентрационных столах	
§ 22. Общие принципы работы концентрационных столов	156
§ 23. Типы и конструкции концентрационных столов	157
§ 24. Параметры, влияющие на процесс концентрации на столах	164
§ 25. Применение концентрационных столов	168

Глава VIII. Обогащение песков на шлюзах

§ 26. Общие принципы работы шлюзов	170
§ 27. Расчет шлюзов	173
§ 28. Покрывтия шлюзов	178
§ 29. Сполоск со шлюзов	181
§ 30. Конструкции шлюзов	187
§ 31. Применение шлюзовых приборов	202

Глава IX. Дополнительные методы обогащения песков

§ 32. Центробежные концентраты	205
§ 33. Обогащительная труба	208
§ 34. Концентрационные чаши	209
§ 35. Обогащение в тяжелых суспензиях	210
§ 36. Самородкоуловители	213
§ 37. Жировой процесс	216
§ 38. Амальгамация	217
§ 39. Приборы для выделения золота из первичных концентратов	223
§ 40. Приборы для получения селективных концентратов	226
§ 41. Флотация	238

Глава X. Методика исследования песков россыпных месторождений

§ 42. Изучение вещественного состава песков	240
§ 43. Технологические пробы песков	242
§ 44. Объемы технологических проб песков	244
§ 45. Подготовка технологических проб перед исследованием	245
§ 46. Определение степени промывистости песков	246
§ 47. Определение коэффициента разрыхления песков	248
§ 48. Определение объемного веса песков	249
§ 49. Ситовый анализ	—
§ 50. Определение формы и крупности зерен полезных ископаемых	254
§ 51. Принципиальные схемы обработки проб песков при изучении их вещественного состава	264

Глава XI. Технологические испытания песков россыпных месторождений

§ 52. Общие положения	269
§ 53. Вес проб	271
§ 54. Выбор технологической схемы обогащения песков	272
§ 55. Расчет количественной схемы обогащения	273

Глава XII. Практика обогащения песков россыпных месторождений

§ 56. Обогащение песков, содержащих благородные металлы	278
§ 57. Доводочные операции	298
§ 58. Технологические схемы на драгах	300
§ 59. Обогащение песков при гидравлических способах разработки	308
§ 60. Обогащение песков при экскаваторно-скреперном и подземном способах	315

Глава XIII. Обогащение песков, содержащих оловянно-вольфрамовые минералы

§ 61. Простейшие шлюзовые приборы	327
§ 62. Шлюзовые приборы с гидровашердом	328
§ 63. Скрубберные обогащительные установки	329
§ 64. Обогащение при разработках гидравлическим способом	336
§ 65. Обогащение на драгах	337
§ 66. Доводка оловянных концентратов	339

Глава XIV. Обогащение песков, содержащих алмазы

Глава XV. Обогащение песков, содержащих титано-циркониевые минералы

Глава XVI. Контроль и опробование технологического процесса

§ 67. Задачи контроля и опробования	381
§ 68. Объемы проб	382
§ 69. Методы отбора проб	384
§ 70. Способы обработки проб	389
§ 71. Подсчет результатов опробования	390

Литература