

Au Ag
КУЧНОЕ
ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ
БЛАГОРОДНЫХ
МЕТАЛЛОВ

AUG
AUG HEAP

**LEACHING
OF NOBLE
METALS**

Under the editorship
of Prof., D. Sc. M.I.Fazlullin

Moscow
Academy of Mining Sciences
Publishing House
2001

ААg
ААg КУЧНОЕ
ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ
БЛАГОРОДНЫХ
МЕТАЛЛОВ

Под редакцией проф.,
д-ра техн. наук М.И.Фазлуллина

Москва
Издательство
Академии горных наук
2001

Книга издана в соответствии с Государственной научно-технической программой (ГНТП) "Ресурсосберегающие и экологически безопасные процессы горно-металлургического производства" при организационной и финансовой поддержке Министерства промышленности, науки и технологий РФ, Министерства Российской Федерации по атомной энергии, Гохрана РФ, Всероссийского научно-исследовательского института химической технологии, Международной Академии минеральных ресурсов, ОАО "Полиметалл".

Кучное выщелачивание благородных металлов / Под ред. М.И. Фазлуллина. — М.: Издательство Академии горных наук, 2001. — 647 с.: ил. — ISBN 5-7892-0072-9

Предпринята попытка обобщить опыт, накопленный в области кучного выщелачивания (КВ) золота как за рубежом, так и в России. Изложены физико-химические основы процесса. Описаны виды сырья, специфика КВ в различных климатических условиях. Приведены сведения о технологических исследованиях руд и материалов. Рассмотрены проблемы рудоподготовки, строительства штабелей КВ, возможные схемы орошения и дренажа растворов, методы контроля химического состава растворов, материалы по переработке растворов КВ. Освещены методы обезвреживания штабелей КВ и остаточных растворов, требования по экологическому сопровождению инвестиционно-строительных проектов, вопросы экономики. Рассмотрены технологии, которые смогут найти применение в ближайшем будущем. Приведены примеры объектов кучного выщелачивания в России и за рубежом.

Для специалистов-геотехнологов, а также предпринимателей, хозяйственных руководителей регионов, лиц, заинтересованных в инвестировании проектов КВ.

Табл. 145, ил. 126, список лит. — 100 назв.

Heap Leaching of Noble Metals / Under Editorship of M.I. Fazlullin. — M.: Academy of Mining Sciences Publishing House, 2001. — 647 p.: il. — ISBN 5-7892-0072-9

In this work the attempt has been undertaken to generalize the experience accumulated in the area of heap leaching (HL) of gold both in Russian and abroad. Physical-chemical fundamentals of the process are presented. The types of feedstock and HL specific characteristics for various climatic conditions are described. Data on technological investigations of ores and materials is given. The description is given of the problems of ore preparation, pile construction for HL, the available patterns of wetting and solution drainage, methods of control over the chemical composition of solutions, materials for the reprocessing of HL solutions. Methods for the neutralization of HL piles and residual solutions, as well as the requirements to environmental monitoring of investment-construction projects and some economic issues are discussed. The perspective technologies, which could find an application in the nearest future, are described. The case studies of heap leaching in Russia and abroad are given.

The work is addressed to process engineers and experts of geotechnologies, as well as businessmen, regional economic managers, perspective investors of HL projects.

Tabl. 145, il. 126, references — 100 items.

ПРЕДИСЛОВИЕ Н.П. ЛАВЕРОВА

Минерально-сырьевая база России за последнее десятилетие существенно сократилась. Новые экономические требования к качеству минерального сырья и экологическому обеспечению безопасности освоения месторождений резко сузили перечень рентабельных для отработки объектов.

В этих условиях принципиальное значение имеет создание и освоение таких технологий эффективной добычи полезных ископаемых, в особенности благородных металлов, которые обеспечивают при более низких расходах, по сравнению с традиционными методами, увеличение объемов получаемой продукции.

Несомненно, что к таким технологиям относится кучное выщелачивание (КВ) золота, серебра, меди, урана и других металлов не только из первичных руд, но и из техногенных отходов горных производств (старых отвалов и хвостохранилищ), содержащих эти металлы.

В последние годы в ряде стран методы кучного выщелачивания медных, молибденовых, золотых и серебряных руд получили широкое распространение. Особенно большой опыт КВ золотосеребряных руд накоплен в США, Австралии и Канаде. Интерес к КВ объясняется тем, что эта технология обладает рядом достоинств, является предпочтительной по отношению к традиционным технологиям. При КВ отсутствуют энергоемкие и материалоемкие операции — измельчение руд и их обогащение. Малооперационность технологических процессов технологии КВ обуславливает существенное снижение как капитальных, так и эксплуатационных затрат. Капитальные затраты уменьшаются за счет исключения из объектов капитального строительства обогатительных фабрик с комплексом оборудования (мельницы, концентрационные столы, сепараторы, флотомашин, сгустители и т.д.). Текущие эксплуатационные затраты снижаются благодаря сокращению в процессе КВ объема используемой технической воды. Удельные расходы воды на 1 тонну руды в обогатительных процессах на два порядка выше, чем при кучном выщелачивании. Исключение некоторых технологических операций уменьшает численность работающих, способствует повышению производительности труда. Снижаются требования к качеству исходного материала, в результате появляется возможность расширения сырьевой базы за счет вовлечения в эксплуатацию забалансового сырья (небольшие по

размеру месторождения, отвалы, хвосты обогатительных фабрик и гидрометаллургических заводов).

С учетом перечисленных выше достоинств метода КВ Министерство промышленности, науки и технологий РФ включило в Государственную научно-техническую программу (ГНТП) "Ресурсосберегающие и экологически безопасные процессы горно-металлургического производства" проект создания и освоения в промышленных условиях геотехнологических методов добычи благородных, цветных и редких металлов. Руководителем проекта утвержден профессор, доктор технических наук М.И. Фазлуллин. В числе ведомств — соисполнителей проекта были Госгеолком РФ, Минатом, Госкомдрагмет. Главным научно-исследовательским институтом определен ВНИИХТ Минатома РФ.

К реализации проекта на договорных началах привлекались производственные геологические объединения, золотодобывающие предприятия Уральского, Дальневосточного и Северо-Восточного регионов страны.

В работе над монографией, подводящей итоги выполненных исследований, участвовал большой коллектив научных сотрудников и работников производственных организаций, усилиями которых в последние годы в России в промышленных масштабах начало внедряться кучное выщелачивание благородных металлов.

Это первая в России монография, охватывающая все стороны процесса кучного выщелачивания: изучение природных свойств сырья, физико-химические основы извлечения благородных металлов, рудоподготовку, сооружение оснований и штабелей, строительство систем орошения, сам процесс КВ, переработку растворов, обезвреживание штабелей, экономику и проектирование предприятий, пути совершенствования техники и технологии КВ.

В работе приведены примеры деятельности объектов КВ в других странах — США, Австралии, Канаде, Узбекистане, Перу, Чили. Обобщен накопленный за последние годы опыт работы золотодобывающих предприятий России.

Представляется, что научно-методические основы кучного выщелачивания, изложенные в настоящей книге, будут полезны для специалистов разного профиля, занимающихся добычей не только благородных металлов, но и других полезных ископаемых, а также работников НИИ, преподавателей, аспирантов и студентов вузов.



*Академик Н.П. Лавров,
научный руководитель работ по ГНТП
"Ресурсосберегающие и экологически безопасные
процессы горно-металлургического производства"*

ПРЕДИСЛОВИЕ В.В. РУДАКОВА

В настоящее время российская золотодобыча испытывает значительные трудности, связанные в первую очередь с истощением запасов богатых и легкодобываемых руд. Резкое удорожание энергоресурсов и транспортных услуг привело к снижению рентабельности отечественных предприятий золотодобычи, традиционно расположенных в отдаленных северных регионах страны.

Разработка и вовлечение в производство бедных и забалансовых руд, отвалов и хвостов золотоизвлекательных фабрик является первоочередной задачей, успешное решение которой повлечет за собой рост золотодобычи в России.

В этой связи важное значение приобретает работа, направленная на разработку и внедрение высокоэффективных, малозатратных технологий извлечения золота, к которым несомненно можно отнести технологию кучного выщелачивания, позволяющую в значительной степени снизить себестоимость производства золота.

Представленная вниманию читателей монография по технологии кучного выщелачивания золота в достаточно полном объеме обобщает мировой и, что особенно важно, отечественный опыт по переработке бедного золотосодержащего сырья и представляет практический интерес для руководителей предприятий при рассмотрении ими возможности внедрения данной технологии в отечественную золотодобывающую промышленность.



*Зам. Министра финансов
Российской Федерации,
Руководитель Гохрана России
В.В. Рудаков*

ВВЕДЕНИЕ

За последние 10 лет с 1989 по 1998 г. во всем мире получено 22 822,3 т золота, в том числе в 1989 г. — 2063 т, в 1998 г. — 2555,4 т. Годовой прирост добычи за 10 лет составил 492,4 т.

В США за этот же период получено 3214,8 т, в том числе в 1989 г. — 265,7 т, в 1998 г. — 364,4 т, т.е. годовой прирост добычи за 10 лет составил 98,7 т.

Столь высокие темпы прироста производства в мире и особенно в США объясняются широким внедрением метода кучного выщелачивания (КВ) в практику золотодобычи. Относительно небольшой стартовый капитал для организации производства, применение цианидной технологии, имеющей определенные достоинства, себестоимость получаемого золота на уровне 150 — 280 дол. при мировой цене 380 — 290 дол. за тройскую унцию способствовали внедрению метода в практику работы золотодобывающих предприятий.

Наибольшее количество участков КВ в настоящее время сосредоточено в США, что объясняется рядом благоприятных факторов: наличием пригодных для этой технологии золотосодержащих руд, большого научного и практического опыта, накопленного более чем за тридцать лет работы. По разным оценкам в самих США в разное время насчитывалось от 80 до 120 полигонов КВ. Большой опыт позволяет сегодня компаниям США активно создавать и реализовывать проекты в различных регионах мира.

Ярким примером организации КВ золота по совместной эксплуатации бедных и забалансовых руд в других странах является отработка отвального материала на месторождении Мурунтау (Узбекистан) по проекту "Зарафшан—Ньюмонт". За короткое время здесь создано крупное предприятие с годовой добычей около 14 т золота.

Отмечается широкое внедрение золотодобывающих компаний США в страны Латинской Америки. Удельный вес акций, принадлежащих американским компаниям, находится в пределах 37 — 50 %. В целом в Латинской Америке (Перу, Чили, Аргентина, Мексика) активно внедряется кучное выщелачивание золота.

За десять лет (1989 — 1998 гг.) годовой прирост добычи золота в Австралии составил 110 т. Немалое место в обеспечении прироста сыграло кучное выщелачивание.

Множится число полигонов КВ золота в Африке и Азии (Гана, Саудовская Аравия, Судан, Филиппины, Папуа-Новая Гвинея и др.).

Россия за 1992 – 1998 гг. добыла 1014,5 т золота, в том числе в 1992 г. – 151,7 т, в 1998 г. – 127,3 т, т.е. за семь лет добыча снизилась на 24,4 т. На самом деле добыча снизилась на 40 – 50 т, так как за последние годы введено новых мощностей рудных месторождений на 20 т (Олимпиадинское, Кубака, Каральвеем).

Золотодобывающая промышленность России находится в состоянии длительного застоя. Занимая по запасам золота в недрах третье место в мире, Российская Федерация по производству золота занимает седьмое место (после ЮАР, США, Австралии, Канады, Китая, Индонезии). Уверенно наращивают добычу золота Перу и Узбекистан и в ближайшее время могут догнать Россию и даже потеснить ее в списке основных производителей.

Одной из основных причин, тормозящих развитие золотодобывающей промышленности, сегодня является чрезвычайная раздробленность отрасли. В 1999 г. добычу золота осуществляли 566 недропользователей в 26 регионах Российской Федерации, при этом распределение их в зависимости от объемов добычи выглядело следующим образом:

Объем добычи золота, кг/год	Менее 100	100–300	Более 300 (в том числе более 1000)	Всего
Число предприятий	389	99	78 (16)	566
Доля предприятий, %	68,7	17,5	13,8 (2,8)	100
Удельный вес суммарной добычи, %	11,2	14,8	74 (45,9)	100

Естественно, мелкие и средние предприятия не имеют достаточных финансовых средств для реализации крупных инвестиционных проектов, связанных с освоением новых месторождений золота.

В сложившейся обстановке прирост добычи золота может быть получен за счет освоения и внедрения технологии кучного выщелачивания на рудных месторождениях.

Основные запасы (52,1 %) и прогнозные ресурсы (75 %) сосредоточены в рудных месторождениях. Большая часть (55,65 %) золота находится в крупных месторождениях с запасами более 100 т, число которых составляет всего 4 % всех месторождений. Наиболее многочисленными (76,7 %) являются мелкие месторождения с запасами менее 25 т.

Впервые работы по кучному выщелачиванию золота в СССР были проведены на Мурунтауском (Узбекистан) и Васильковском (Казахстан) месторождениях.

Предварительные результаты, полученные на Мурунтауском месторождении, показали возможность извлечения золота на уровне 50 – 60 %.

Работы на Васильковском месторождении показали перспективность метода и позволили накопить определенный опыт работы.

Научно-исследовательские организации (Ирригредмет, ЦНИГРИ, ВНИИХТ, МГГА и др.) под влиянием успехов КВ золота, полученных в США, Канаде и Австралии, стали достаточно широко изучать эту технологию в конце 80-х годов. Были выполнены научно-исследовательские работы по выщелачиванию благородных металлов, переработке продуктивных растворов, рассмотрены отдельные вопросы охраны окружающей среды. Проведены опытно-конструкторские работы по созданию технических средств для КВ. По состоянию на сегодня изучены руды и материалы более ста объектов с точки зрения возможности извлечения из них золота методом кучного выщелачивания.

Реальные работы по кучному выщелачиванию руд в России были начаты в 1993 — 1994 гг.

Золотодобывающая компания "Золотая звезда" (Республика Хакасия) с 1994 г. по настоящее время стабильно работает на месторождении Майское, а с 1997 г. — на месторождении Кузнецовское. На базе хвостов обогатительных фабрик ОАО "Южуралзолото" в течение пяти лет ТОО "Колорадо" методом кучного выщелачивания извлекло находившееся в них золото.

Успешно работают предприятия кучного выщелачивания на месторождениях Муртыкты (Башкирия), Кировское (Южный Урал, ОАО "Полиметалл").

С высокими экономическими показателями обрабатывается "Комсомольская залежь" на руднике "Юбилейный" (ЗАО "Артель старателей "Амур") в Хабаровском крае. В сложных условиях Чукотки ИФ "Чукотка" опробовала комбинированную технологию сочетания гравитационного обогащения с кучным выщелачиванием на месторождении Сопка Рудная. В зимних условиях 1999 — 2000 гг. работал штабель кучного выщелачивания на месторождении Покровское. Старательская артель "Селигдар" (Алдан, Республика Саха—Якутия) перерабатывает методом КВ руды месторождения Лопуховское.

В 2000 г. будут введены в эксплуатацию предприятия КВ на месторождениях Воронцовское (Урал, ОАО "Полиметалл"), Самолазовское (Алдан, Республика Саха—Якутия, старательская артель "Селигдар"), Дельмачик (Забайкальский ГОК).

Проектируется освоение Куранахской группы месторождений методом кучного выщелачивания. В суровых условиях Якутии планируется небывало высокая годовая производительность по руде (до 20 млн т).

Несмотря на отсутствие со стороны государства действенных координирующих усилий в виде централизованного финансирования НИР, ОКР, опытных, опытно-промышленных и промышленных работ в области кучного выщелачивания благородных металлов, процесс создания научно-практической базы метода за

счет хозяйственных договоров между научно-исследовательскими организациями и золотодобывающими предприятиями хоть и медленно, но идет. Назрела необходимость обеспечения работников золотодобывающих предприятий руководящим научно-методическим и практическим документом, призванным оказывать им повседневную помощь.

В настоящей работе сделана попытка обобщить накопленный опыт в области кучного выщелачивания золота как за рубежом, так и в России.

В главе 1 приведены общие сведения о кучном выщелачивании благородных металлов: характеристика исходного материала, пригодного для КВ, основные положения рудоподготовки, включающей в себя дробление руды, агломерацию, требования к площадкам, их конструкции, техника и технология отсыпки штабелей, варианты орошения штабелей выщелачивающими растворами, система сбора и хранения продуктивных и оборотных растворов, цикл извлечения металла из продуктивных растворов, мероприятия по охране окружающей среды, достоинства и недостатки метода КВ. Материалы, представленные в главе, позволяют получить общее представление о технике и технологии кучного выщелачивания.

В главе 2 описаны геолого-минералогические, географические и климатические условия, влияющие на процесс кучного выщелачивания, виды сырья, дана краткая характеристика золото-содержащих месторождений, природные условия, влияющие на процесс кучного выщелачивания (географические и климатические), описана специфика КВ в суровых климатических условиях, в районе средних и южных широт, условия химического взаимодействия реагентов с различными минеральными формами благородных металлов.

В главе 3 изложены физико-химические основы процесса кучного выщелачивания благородных металлов. Даны общие сведения и методы получения золота и серебра, физико-химические основы растворения минералов, химия цианидного, тиокарбамидного, тиосульфатного, аммиачно-тиосульфатного, сульфитного, хлоридного, йодидного и бромидного выщелачивания. В главе достаточно подробно рассмотрены возможные варианты взаимодействия растворителей с химическими элементами, входящими в состав золото- и серебросодержащих минералов, отрицательное воздействие тех или иных элементов на процесс КВ и указаны технологические пути преодоления возникающих трудностей.

Глава 4 содержит описание технологических исследований руд и материалов, предназначенных для КВ. Отбор проб на объектах, подготовка пробы к исследованию, анализ по крупности, физическая, водно-физическая характеристика выщелачиваемого сырья, исследования вещественного состава характеризуют в целом природные свойства сырья. В составе технологических ис-

следований описаны гидродинамические режимы выщелачивания, режимы орошения и способы подачи растворов, стадии исследований (предварительные, детальные, полупромышленные), методы переработки растворов, обезвреживание выщелоченной руды и остаточных растворов, исходные технологические параметры процесса КВ.

В главе 5 рассмотрены вопросы рудоподготовки. Описаны стадии дробления руды, агломерации руды и материалов, приведены характеристики дробильного оборудования, прочностные расчеты материалов агломерации и конкретные примеры из зарубежной и отечественной практики.

Глава 6 посвящена рассмотрению проблем сооружения оснований штабелей КВ — это одна из ответственных операций, от качества которой зависит дальнейшая судьба предприятия КВ в различных государственных экологических органах, контролирующей горно-добывающую и перерабатывающую промышленность. В главе описаны виды площадок, выбор их местоположения, требования к основанию штабеля, глинистые экраны, экраны из предварительно обработанных грунтов, геомембранные экраны, конструкции противофильтрационных экранов, методы контроля герметичности экранов основания штабеля и конкретные примеры сооружения оснований площадок на действующих полигонах КВ.

Проблемы строительства штабелей КВ, методы их сооружения, характеристики применяемого оборудования, влияние высоты штабеля на процесс КВ, изоляция поверхности штабеля, обеспечение прочности сооружения изложены в главе 7.

Системы орошения и дренажа растворов рассмотрены в главе 8. Материалы главы содержат варианты размещения оросителей, их геометрическое расположение, режимы орошения (заводнение, непрерывное орошение, циклическое орошение), системы коммуникации выщелачивающих и продуктивных растворов, конструкции оросителей (виглеры, вобблеры, эмиттеры), элементы дренажной системы, возможные схемы дренажа, требования к прудкам продуктивных и оборотных растворов, составляющие водного баланса процесса КВ (технологический оборот и оборот природной воды), определение вместимости прудков, осадкообразование и меры по его предупреждению. Содержание главы учитывает работу штабелей КВ как в условиях избытка, так и дефицита воды.

В главе 9 рассмотрены вопросы, связанные с контролем химических растворов: определение количества растворенного кислорода, щелочности растворов, количества осадков, их химического состава; методы контроля осадкообразования; обработка растворов с повышенной жесткостью с целью получения растворов с требуемыми характеристиками и свойствами. Оперативный контроль химического состава растворов позволяет поддерживать технологический регламент на проектном уровне.

Материалы по переработке растворов КВ изложены в главе 10. Здесь рассмотрены вопросы извлечения металлов из растворов методами цементации, сорбции на углях и ионообменных смолах и процессы дальнейшей переработки концентратов до получения сплава Доре.

Очень важные вопросы обезвреживания штабелей КВ и остаточных растворов рассмотрены в главе 11. С достаточной подробностью освещены методы обезвреживания: естественное разложение, водная отмывка, щелочное хлорирование, окисление пероксидом водорода, а также смесью сульфита и воздуха, цианосорбция и озонирование. Рассмотрены все достоинства и недостатки методов и определены условия их применения. Предложены способы обезвреживания цианидных растворов и почв при ситуациях, возникающих при утечках и авариях транспортных средств.

Различные аспекты экономики, которые должны учитываться при проектировании и строительстве предприятия, порядок финансирования, система кредитования, взаимодействие с инвесторами нашли отражение в главе 12.

В последние годы со стороны государства предъявляются высокие требования к экологичности используемых в горно-добывающей промышленности технологий. Все мероприятия, обеспечивающие экологическую безопасность производств, уже на стадии проектирования должны учитываться при разработке рабочих проектов золотодобывающих предприятий. Практически во всех разделах проекта содержатся элементы экологических требований. Порядок проектирования предприятий с учетом экологических требований описан в главе 13, в которой приведены последние требования Госстроя России по экологическому сопровождению инвестиционно-строительных проектов.

Пути совершенствования КВ посвящены материалы главы 14. В ней рассмотрены технологии, которые смогут найти широкое применение в ближайшем будущем.

В главе 15 приведены примеры объектов кучного выщелачивания в США, Канаде, Австралии, Перу, Чили, Узбекистане и России. В США наиболее активно работающие объекты КВ размещены в штатах Невада, Калифорния, Нью-Мексико, Монтана. В штате Невада значительным количеством месторождений владеет компания "Ньюмонт Майнинг Корпорейшн". В главе охарактеризована работа предприятий, расположенных в указанных штатах, их специфика, производительность и экономика. Из российских объектов читателю предлагаются объекты ЗДК "Золотая звезда", старательской артели "Амур", ОАО "Полиметалл", ИФ "Чукотка" и проекты Воронцовского и Куранахского месторождений.

Следует отметить, что работы на каждом месторождении имеют много индивидуальных особенностей, знакомство с которыми может оказать неоценимую помощь читателям. Этим объясняет-

ся рассмотрение большого числа объектов США и России. Специалисты смогут найти в материале главы ответы на свои вопросы, которые недостаточно освещены в обобщенных материалах предыдущих глав.

В конце книги представлены справочно-информационные материалы, в которых приведены характеристики материалов и технических средств, применяемых при кучном выщелачивании, указаны заводы-изготовители, фирмы-поставщики. Эти данные могут быть использованы как производителями, так и проектными организациями.

Определяя содержание настоящей книги, авторы полагали, что ее читателями будут как специалисты-геотехнологи, так и предприниматели, руководители коммерческих банков, инвесторы, хозяйственные руководители регионов. В связи с этим книга построена таким образом, что лицам, заинтересованным в инвестировании проектов КВ, вовсе необязательно сразу читать всю книгу. Знакомство с первой и двенадцатой главами дает полное представление о технологии и экономике процесса кучного выщелачивания и поможет принять решение об участии в тех или иных конкретных проектах. Естественно, что в последующем понадобится углубление знаний и дальнейшее знакомство со всей книгой.

В создании книги приняли участие: М.И. Фазлуллин, Р.Х. Садыков, В.В. Шаталов, Р.Н. Смирнова, А.П. Татарников, В.Н. Звонарев, В.В. Доброскокин (ВНИИХТ); В.В. Скрипченко (МАПО-банк); В.Е. Дементьев (Иргиредмет); И.Г. Абдульманов, В.П. Дробаденко, Н.Г. Малухин, И.Д. Остроумова, В.С. Круцко (МГГА); В.А. Чантурия (ИПКОН РАН); К.Г. Бровин, В.В. Тен, Н.В. Воробьев-Десятковский (ЗАО "Полиметалл"); В.И. Ступин, И.А. Золотенков, А.Н. Кадаков, М.Л. Подоляко, Б.А. Гарбарский (ООО НПП "ГЕОТЭП"); Ю.О. Федоров (ООО "РАДОС"); В.А. Дудник (ЗАО "Артель старателей "Амур"); А.И. Тертичный (ГОХРАН РФ); К.М. Цитлидзе (ЗАО ЗДК "Золотая звезда"); В.И. Разумов (ОАО "ТВЭЛ"); Г.М. Адосик (ОАО "ЗабГОК"); С.М. Плотников (Артель старателей "Томь"); А.Б. Белоусов (ИФ "Чукотка"); А.З. Перелюбский (ПО "Востокредмет").

Значительную поддержку при проведении НИОКР, опытных, опытно-промышленных и промышленных работ по кучному выщелачиванию оказали Н.П. Лаверов, В.В. Менчинский, Б.А. Яцкевич, В.М. Долгополов, Қ.Н. Трубецкой, Д.Р. Каплунов, А.Н. Нессис, В.А. Лопатюк, И.Н. Баклашова. Большое участие в подготовке монографии к печати приняла А.С. Андреева. Всем им авторы выражают искреннюю признательность.

Глава 1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О КУЧНОМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ

Более 6000 лет человечество использует золото. За это время, по оценкам специалистов, во всем мире получено около 100–110 тыс. т. Вместе с развитием цивилизации росло потребление золота. Особенно быстрыми темпами производство металла увеличивается с конца XIX века, когда братья Роберт и Уильям Форрест вместе с химиком Джоном Макартуром предложили цианидный метод извлечения золота из руд (1887–1889 гг.). Этот метод и сегодня считается единственным способом промышленного получения золота. Современные масштабы добычи золота приведены в табл. 1.1.

Существенная доля приходится на золото, добытое способом кучного выщелачивания (КВ). Кучное выщелачивание золота цианированием было предложено в 1967 г. Горным Бюро США. Первое промышленное использование кучного выщелачивания относится к концу шестидесятых годов, когда компания "Карлин Голд Майнинг" на выявленном ею золоторудном поясе Карлин Тренд (штат Невада) организовала крупные полевые эксперименты. Первую крупномасштабную отработку с выщелачиванием 2 млн т бедной руды провела компания "Кортес Голд Майнз" в начале 1970 г. в районе Кортес Тренд (штат Невада).

Предпосылками для разработки и внедрения КВ послужили постоянное снижение среднего содержания золота в перерабатываемых рудах (так, в США оно снизилось в 1990 г. по сравнению с 1988 г. с 3 до 2,3 г/т; в Канаде – с 6,1 до 4,5 г/т; в ЮАР – с 6,1 до 4,5 г/т) и стремление обеспечить максимальное извлечение из недр золота за счет вовлечения в технологический процесс бедных и забалансовых руд.

Однако освоение КВ применительно к золотосодержащим рудам проходило не столь гладко, что связано с рядом геологических и технологических особенностей исходного материала. В отличие от медных и урановых руд, золотосодержащие руды характеризуются разнообразием минеральных форм, размерами их выделения, неоднородностью распределения, сложной локализацией во вмещающем минерале (минерале-носителе), многокомпонентностью вещественного состава вмещающих пород и, главное,

Добыча золота, т, в мире за период 1989—1999 гг.

Страна	1989	1990	1991	1992	1993	1994	1995	1996	1997	1998	1999
<i>Европа</i>											
Испания	8,2	6,7	7,2	6,5	6,6	5,9	5,7	5,4	5,8	7,1	8,2
Франция	3,5	5,4	4,8	3,1	3	5,1	5,3	5,7	7,7	6,4	5,3
Швеция	4,8	5,6	6,2	6,1	6,5	6,3	6,7	6,3	7,1	3,1	4,4
Югославия	4,5	8,2	6,5	3	2,5	2,8	3,3	3,8	3,9	3,9	3,9
Финляндия	2,5	2,8	2,2	1,6	1,4	1,3	1,5	2,3	2,4	3,3	2,7
Болгария	2,7	1,7	1,5	1,5	1,5	1,6	3	3,1	2,8	2,6	3
Румыния	2	2	1,7	1,9	2	2,1	2,2	2,1	2	2	1,8
Италия	—	—	—	—	—	—	—	—	0,1	0,9	0,9
Другие	2,1	2,8	2,1	1,6	1,7	1,4	1,3	1,4	1,1	1,3	1,4
Итого	30,3	35,2	32,2	25,3	25,2	26,5	29	30	32,9	33,6	31,5
<i>Северная Америка</i>											
США	265,7	294,2	296	329,1	332,1	326	319	329,3	359	364,4	341,9
Канада	159,5	168,4	175,3	160,4	153,1	146,4	150,3	163,9	168,3	164	157,9
Итого	452,2	461,6	471,3	489,5	485,2	472,4	469,3	493,2	527,3	528,4	499,8
<i>Латинская Америка</i>											
Перу	12,6	14,6	15,1	18	27,4	39,3	57,4	64,8	74,8	89,2	127,4
Бразилия	101,2	84,1	78,6	76,5	75,7	73,4	67,4	64,2	89,1	55,4	54,1
Чили	29	33,3	33	39,3	38,5	43,3	48,5	56,4	52,9	46,7	48,1
Мексика	10,8	9,6	8,5	10,4	11,1	13,9	20,3	24,5	26	26,1	22,5
Колумбия	31,7	32,5	30,7	29,9	26,4	25,5	24,1	23,1	22,2	21,8	21,4
Аргентина	1,2	1,2	1,6	1,6	1,3	2,5	1	0,9	2,5	21,5	35
Боливия	11,5	10,4	10	7,9	12,1	14,7	16	15,2	15,8	17,3	15,4
Гватемала	2	2,5	2,8	3,4	10	11,7	8,8	11,4	14,3	14,5	13,3
Венесуэла	17,1	14,2	13,2	11,7	11,2	13,7	17,1	19,9	19,9	14,3	14,7
Эквадор	11,3	10	9,2	8,6	8,1	7,6	10,6	12,2	10,5	9,7	9,8
Никарагуа	1,5	1,6	1,2	1,3	1,6	1,4	1,6	1,8	2,8	4,4	4,3

Доминиканская Республика	5,5	4,3	3,6	2,6	0,4	1,6	3,3	3,3	3,5	3,5	2,3
Уругвай	—	—	—	—	0,3	—	0,3	0,3	1,8	2,4	2,3
Французская Гвиана	0,6	1	1,6	2,4	3,1	2,7	3,3	2,6	2,8	2,8	2,6
Панама	1	0,1	0,1	0,1	0,1	0,1	0,2	0,8	1,7	1,9	0,5
Другие	0,9	0,9	0,9	1,2	1,8	1,9	2,2	2,5	2,5	4,4	4,6
Итого	237	220,3	210,1	214,9	229,1	252	282,1	303,8	313,1	335,9	378,2
<i>Азия</i>											
Индонезия	10,8	17,6	24,4	45,9	52,2	55,3	74,1	92,5	101,6	139,3	154,5
Папуа-Новая Гвинея	33,8	33,6	60,8	71,2	61,5	60,5	54,9	54,1	49,1	63,2	65
Филиппины	38	37,2	30,5	27,2	29,8	31	29,4	31,8	33,8	34,9	31,9
Япония	6,1	7,3	8,3	8,9	9,4	9,6	9,2	8,6	8,4	8,6	9,4
Саудовская Аравия	2,9	3,5	4,8	6	6,8	7,6	8	7,6	5,9	5,1	4,6
Малайзия	3	2,9	2,8	3,5	4,5	4,1	3,2	3,8	5,5	4,3	4,5
Индия	1,7	2,4	2,1	1,8	2	2,2	2,5	2,4	2,8	2,6	2
Вьетнам	1	1	1	1,8	1,5	1,5	1,7	2	1,8	1,8	1,9
Другие	5,1	2,9	3,9	3,9	3,8	4	5,1	5,5	5,2	4,5	4,2
Итого	102,4	108,4	138,6	169,4	171,5	175,8	188,1	208,6	215,7	266,6	278

Африка

ЮАР	607,5	605,1	601,1	614,1	619,5	583,9	522,4	494,6	492,6	473,8	449,5
Гана	15,3	17,3	27,3	33,3	41,4	44,5	53,2	50,3	55,7	73,3	78,2
Зимбабве	16,6	17,9	19,1	19,9	20,7	22,5	26,1	26,7	26,3	27,1	29,7
Мали	—	—	4,6	6	6,4	6,3	7,8	6,6	17,1	22	25,4
Гвинея	—	—	4,5	4,2	3,8	4,3	6,5	7	7,1	13,1	13,3
Судан	—	—	0,3	1,2	1,7	2,8	3,6	4,7	4,7	5,7	5,7
Танзания	—	—	5	6	7,5	6,5	5,3	5,5	5,3	5,5	6,2
Республика Конго	10,6	10,3	10	9	8,7	11,1	10	8,2	9,6	4,8	4
Кот-д'Ивуар	—	—	1,8	2,8	3,1	2,9	3,2	3,6	4	3,4	3,2
Эфиопия	—	—	3	3,9	3,5	3,1	2,9	2,9	2,8	2,9	4,2
Буркина Фасо	—	—	6	5	4	3	2,7	2,5	2,3	2,7	2,7
Намбия	—	—	1,9	2	2	2,4	2,1	2,1	2,3	1,9	2,1
Другие	25,2	25	6,4	8	8,6	9,4	8,9	9	7,3	7	7,1
Итого	675,2	675,6	691	715,4	730,9	702,7	654,7	623,7	637	643,2	634,2

Окончание табл. 1.1

Страна	1989	1990	1991	1992	1993	1994	1995	1996	1997	1998	1999
<i>Океания</i>											
Австралия	203,6	244,2	236,2	243,5	247,3	254,9	253,5	289,5	313,2	313	302,8
Новая Зеландия	5	6	7,5	10,5	11,2	10,6	12,1	11,6	11,4	8,5	8,6
Другие	4,4	4,1	2,8	3,8	3,8	4,1	3,5	4,6	4,7	3,5	4,3
Итого	213	254,3	246,5	257,8	263,2	269,6	269,1	305,6	329,3	325	319,2
<i>Восточные страны</i>											
Китай	84,3	93,6	103,9	112,2	119,4	120,7	132,6	144,6	153	161	156,3
Россия	—	—	—	151,7	164,5	158,1	142,1	132,8	138	127,3	138,2
Узбекистан	—	—	—	63	65,4	65	66,6	78,3	83,1	80,6	85,8
Киргизстан	—	—	—	1,2	1,4	2,1	2,1	4,1	17,4	22	20
Монголия	1,1	1	0,8	1	1,4	2,1	4,9	5,3	8,9	9,9	13,2
Казахстан	—	—	—	13,6	13,7	14,5	15	12,2	10,9	9,1	9,1
Северная Корея	9,5	13	13	17	15	14	14	12,2	9	6,7	6,6
Таджикистан	—	—	—	0,7	1,1	1,5	1,7	1,5	2,6	3,1	2,7
СССР	285	270	252	—	—	—	—	—	—	—	—
Другие	—	—	—	1	1,4	2	2,3	1,5	2,2	3,1	3,4
Итого	379,9	377,6	369,7	361,4	383,3	380	381,2	392,5	425,1	422,7	435,3
Всего в мире	2063	2133	2159,4	2233,7	2287,5	2279	2273,5	2357,4	2480,4	2555,4	2576,2

Примечание. Данные журнала "Gold Fields Mineral Services LTD" за 2000 г.

весьма низким содержанием полезного компонента, особенно в материале, поступающем на КВ. Другая проблема состоит в используемом растворителе – цианиде (как правило, в виде цианистого натрия, калия или кальция), который наряду с высокой эффективностью и избирательностью является высокотоксичным веществом, при использовании которого требуются строгое соблюдение техники безопасности и охраны внешней среды, создание непроницаемых оснований площадок КВ, учет выпадения осадков и возможности разрушения штабеля и т.д.

На первых порах были неудачи, к которым следует отнести:

- отсутствие максимально приближенного к натурным условиям опробования. Оно сводилось в основном к получению показателей по извлечению золота и расходу реагентов;

- недостаточную представительность проб для технологических исследований, объясняющуюся крайней изменчивостью золото-содержащих руд;

- отсутствие надежных и качественных оснований под площадки КВ. Основным материалом являлись почвы и глины, иногда смешанные с бентонитом, цементом;

- игнорирование явления сегрегации рудного материала при отсыпке, в результате чего по сечению штабеля формировались участки с неравномерными и низкими фильтрационными свойствами;

- отсутствие учета (контроля) водного баланса в системе (объема поверхностных вод, возможных осадков в виде дождя и снега), что приводило к вынужденному сбросу излишних вод из системы и аварийным ситуациям – разрушению штабеля вследствие осадки и расползания.

Учет и исправление отмеченных недостатков позволили сегодня рассматривать КВ как перспективный дополняющий заводской процесс способ отработки золотосодержащих руд.

Технологическая схема КВ золотосодержащих руд и материалов достаточно проста и состоит из следующих операций (рис. 1.1):

- поставка руды (исходного материала);
- подготовка исходного материала, рудоподготовка, включая агломерацию;

- подготовка площадки КВ;

- отсыпка штабеля;

- орошение штабеля выщелачивающим раствором;

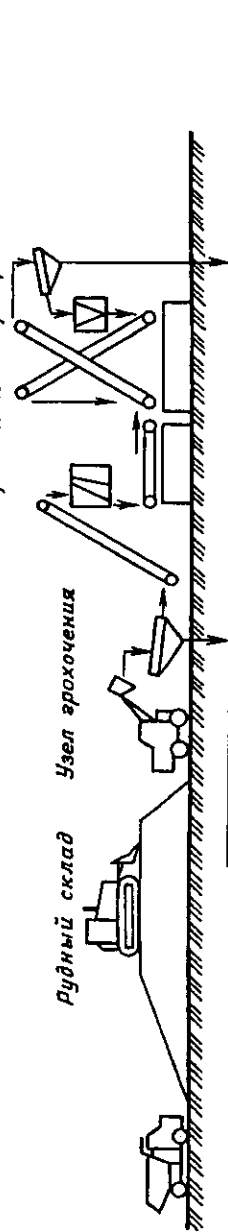
- обустройство системы сбора и хранения продуктивных и маточных (оборотных) растворов;

- цикл извлечения металлов;

- охрана среды и обезвреживание штабеля с рекультивацией полигона КВ.

Поставка исходного материала. Источником поставки материала для КВ могут служить карьер, подземный рудник, ранее

Узел дробления и сортировки



Рудный склад

Узел грохочения

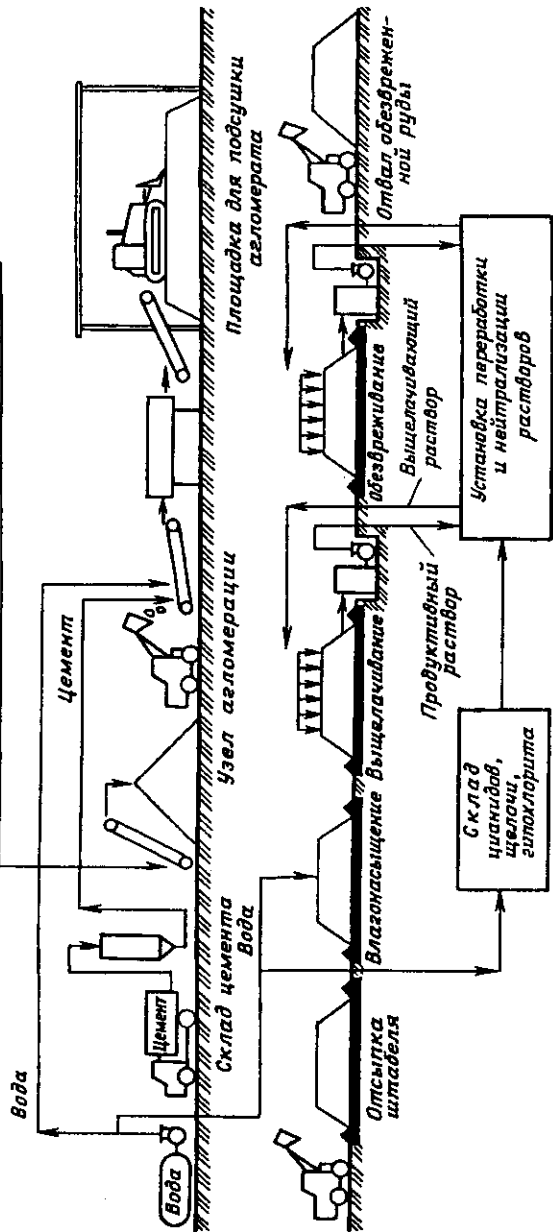


Рис. 1.1. Технологическая схема кучного выщелачивания

заскладированная низкосортная руда, минерализованная отвальная порода, хвосты обогатительных фабрик.

Каждый из названных источников пригоден для организации КВ, но большинство существующих предприятий перерабатывают вновь добытую руду, получаемую преимущественно из карьеров. Этот источник получения материала для КВ наиболее экономичен для отработки крупных по объему низкосортных месторождений.

Применительно к этому источнику сырья для организации КВ перед началом проведения каких-либо оценок должна быть получена геолого-минералогическая информация, освещающая следующие вопросы:

- общие размеры рудной зоны, тип руды и содержание благородных металлов;
- преобладающие минералы — носители благородных металлов, их относительные содержания, размеры частиц золотин и минералогическая ассоциативность;
- запасы руды и среднее содержание благородных металлов в рудных телах, проектируемых к отработке;
- бортовое содержание металлов для подсчета запасов полезных компонентов;
- содержание тонко измельченных минералов, которые могут повлиять на процесс выщелачивания.

Основные типы используемых при КВ руд:

- окисленные руды с рассеянным золотом;
- сульфидные руды, в которых золото не ассоциировано с сульфидными минералами;
- руды жильных или пластовых месторождений, содержащие тонкие частицы золота с высоким отношением их площади поверхности к массе.

При переработке других источников сырья, указанных выше, информация должна быть дополнена сведениями о гранулометрическом составе, о содержании влаги в исходном сырье, о степени окисленности руды. При положительном решении вопроса о пригодности данной руды к отработке способом КВ (которая устанавливается путем лабораторных и опытных работ) осуществляется горная добыча и складирование поступающей руды.

Наиболее благоприятными для организации КВ золота цианированием являются условия, когда руда:

- успешно выщелачивается цианидом;
- содержит крайне мелкие и плоские частицы золота;
- приурочена к пористой и проницаемой среде;
- не содержит углистые или другие поглощающие извлекаемый металл составляющие, которые вызывают преждевременную адсорбцию или осаждение растворенных ценных компонентов;
- относительно свободна от "цианицидов", которые потребляют цианид или влияют на реакцию растворения;

- не содержит тонкие частицы или глины, которые препятствуют равномерной перколяции растворов. В противном случае требуется предварительная агломерация;

- не содержит кислотообразующих составляющих, которые вызывают расходы цианида и щелочи.

Подготовка исходного материала. Обычно руды, пригодные для кучного выщелачивания, находятся в окисленной форме. В зависимости от комплексов, в которых удерживаются благородные металлы, руда требует такого измельчения, чтобы частицы металлов могли контактировать с раствором и эффективно переходить в жидкую фазу. Предварительная подготовка включает в себя дробление, агломерацию (для мелкодробленых руд) или только агломерацию (для хвостов). В отдельных случаях выщелачивание может осуществляться без какой-либо предварительной подготовки из руд забойной крупности.

Основная цель рудоподготовки для кучного выщелачивания состоит в подборе размера материала, чтобы создать условия для хорошего контакта раствора с металлами, иметь проницаемую и прочную систему, позволяющую обеспечить соответствующую скорость выщелачивания. Эти требования в некоторых случаях, когда оптимальный размер частиц ведет к снижению проницаемости, могут оказаться взаимно исключаящими. Затраты на рудоподготовку, зависящие от конечного размера материала, напрямую связаны с экономикой извлечения металла. Если затраты на дробление крупных кусков до размеров, являющихся оптимальными для выщелачивания, превышают дополнительную величину прибыли, получаемую от увеличения извлечения, такое измельчение не оправдано. Поэтому технологические схемы рудоподготовки, разработанные в результате лабораторных и укрупненных исследований, должны корректироваться экономическими расчетами.

Дробление осуществляется стандартными щековыми и конусными дробилками. В последнее время процесс дробления имеет тенденцию к усовершенствованию за счет снижения крупности материала, направляемого на КВ, с целью достижения более высокого процента извлечения золота. Поэтому в некоторых случаях обычная заводская технология заменяется кучным выщелачиванием тонко дробленного и агломерированного материала. Отмечается тенденция перехода от стандартных дробилок (щековых и конусных) к дробилкам самоизмельчающего типа. В то время как дробилки ударного действия характеризуются высоким износом и необходимостью замены отдельных деталей, новейшие самоизмельчающие дробилки сокращают размер частиц руды до 3,5 мм с износом и заменой деталей при стоимости 0,2 дол/т руды. Недавно внедренные в эксплуатацию валковые прессы не столько измельчают материал, сколько образуют в нем микротрещины, обеспечивая тем самым доступ реагента в глубь частицы руды,

обеспечивая повышение извлечения и увеличение скорости выщелачивания. Они потребляют меньше энергии по сравнению с обычными дробилками. Зазоры между валками – 10–30 мм, а достигаемая степень сокращения размеров частиц составляет 3 : 1. Новые разработки в области дробления руд, несомненно, станут существенным толчком к еще большему распространению способа КВ.

Агломерация. Важным этапом в освоении КВ явилась разработка Горным Бюро США процесса агломерации. Исследования начались в 1974 г., в 1980 г. была осуществлена первая промышленная реализация этого процесса. Как известно, помимо условия хорошей выщелачиваемости золота в контакте с цианидом не менее важной характеристикой руды является приемлемая проницаемость ее после дробления и укладки в штабель. Присутствие большого количества шламов тоньше 50 мкм в руде ухудшает перколяцию, вызывает образование каналов или закупоренных зон внутри штабеля, обуславливая увеличение времени выщелачивания и понижение степени извлечения. В ряде случаев глины или шламы могут полностью закупорить штабель, что делает невозможным процесс КВ. Поэтому целью агломерации является получение пористого материала, достаточно прочного, способного выдерживать нагрузку в процессе укладки в штабель и его эксплуатации. Кроме того, штабель из агломерированного материала должен обладать однородными фильтрационными свойствами. Потребовалось разработать связующее, способное окомковывать тонкие частицы в крупные рыхлые агрегаты, обладающие достаточной механической прочностью. В качестве такого связующего в настоящее время широко используют портландцемент, который за счет обмена катионов натрия в глинистой составляющей руды на катион кальция связующего улучшает проницаемость, а за счет цементирующего его действия упрочняет окатыши.

Разработаны аппараты для окомкования – ленточные, чашевые и барабанные агломераторы. Первые используют на рудах, содержащих сравнительно мало тонких частиц, чашевые – на рудах с высоким содержанием тонких фракций, а барабанные – со средним содержанием.

При окомковании важными являются три параметра: количество связующего, вводимого в сухой исходный материал, количество воды (или цианистого раствора), добавляемое к смеси (связующее + руда), и время выдерживания, необходимое для формирования окатышей.

Практика показала, что для большинства руд, дробленных тоньше 25 мм, оптимальными условиями агломерации являются: расход портландцемента – 4,5–5 кг/т руды, влажность – 12 %, механическое перекачивание влажного материала и последующее время выдерживания – около 8–12 ч. При окомковании хвостов, материал которых больше чем наполовину представлен

фракцией 200 меш¹, для уменьшения расхода портландцемента рекомендуется добавка извести. В южной части штата Невада на подобном материале скорость перколяции составляла 0,4 м³/ч·м², время выщелачивания — 27 сут, извлечение — 16 %, а после агломерирования с расходами извести и цемента по 4,5 кг/т руды скорость перколяции возросла до 21 м³/ч·м², время выщелачивания уменьшилось до 3 ч, а извлечение составило 80 %.

Подготовка площадки КВ. Основным элементом установки КВ и одной из серьезных проблем этой схемы с точки зрения охраны окружающей среды является площадка выщелачивания. Выбор способа сооружения площадки и ее элементов должен определяться поиском наиболее экономичного метода отсыпки штабеля, управления процессом, технической оснащенности и охраны окружающей среды.

Основное требование к площадке — она должна оставаться непроницаемой в течение всего периода эксплуатации полигона и дополнительного времени, необходимого для "жизни" штабеля на стадии его обезвреживания химическими способами или же за счет естественного разложения оставшегося цианида. Помимо хорошей изоляции, основание площадки должно обеспечивать стабильность и устойчивость фундамента отсыпанной горной массы в течение всего периода эксплуатации и также представлять прочную основу при сооружении и формировании штабеля.

Гидроизоляция площадки КВ преследует две цели: предотвратить возможные потери продуктивных растворов при эксплуатации и исключить загрязнение окружающей среды за счет утечки растворителей, в особенности опасных цианидных растворов.

Гидроизоляция осуществляется с помощью специальных покрытий. Гидроизолирующие покрытия на площадках обычно состоят из материалов, которые классифицируются на четыре категории:

- синтетические;
- естественные или модифицированно-естественные;
- композитные синтетические и естественные;
- двойные (иногда тройные).

Конструкция гидроизолирующих покрытий зависит от характера раствора, используемых материалов (полихлорвинил, гипалон, высокоплотный полиэтилен, геотекстиль, местные грунты, привозные грунты, смеси бентонитов, асфальт, бетон, железобетон), их прочностных характеристик и проектируется с учетом индивидуальных особенностей объекта.

Гидроизолирующие основания площадок превратились в двухслойные, а в некоторых случаях и в трехслойные, состоящие из нескольких слоев синтетики и природных материалов. Одновременно выросли и затраты с 4—5 дол. за 1 м² основания до 23—

¹ Меш — единица, характеризующая число отверстий в ситах, проходящихся на 1 дюйм (25,4 мм).

25 дол/м². Толщина гидроизолирующего покрытия колеблется от 30 до 60 см.

Каждый участок КВ является уникальным, и сооружение площадки требует учета ряда факторов и, в частности, типа и генезиса руды, минералогии, выщелачиваемости, рельефа местности, ее геотехнологических и гидрогеологических характеристик, климатических условий.

Современная тенденция развития КВ состоит в том, чтобы сооружать штабели как можно ближе к руднику, даже если местность представляет для организации процесса далеко не идеальную площадку.

В настоящее время на практике используют три основных метода сооружения и эксплуатации площадок (и связанных с ним штабелей):

- повторно используемые площадки (ПИП);
- постоянно наращиваемые площадки (ПНП);
- площадки со строительством дамб (дамбовое выщелачивание).

Выбор площадки осуществляется с учетом преимуществ и недостатков каждого способа ее использования и конкретно диктуется для каждого случая значительным числом географических, геологических, технологических, технических, экологических, экономических факторов.

Отсыпка штабеля. Формирование штабеля может совершаться разными способами (от использования грейдеров до засыпки погрузочными и конвейерными механизмами), а это, в свою очередь, зависит от физических свойств руды. Требования к методу сооружения штабеля – исключить сегрегацию частиц при отсыпке, т.е. получить максимальную однородность для просачивания растворов, по возможности ограничить уплотнение горной массы при сооружении, обеспечить защиту непроницаемых пленок или прокладок в основании штабеля.

Неразрывная связь штабеля и площадки состоит в том, чтобы она обеспечивала стабильность структуры, вмещающей в себя твердую и жидкую фазы.

Основание штабеля должно противостоять нагрузке, создаваемой горной массой руды за счет перепада давления в ней по горизонтам штабеля, что может повлиять на дренирование растворов в штабеле и повредить и площадку, и прокладку. В случае дамбового выщелачивания или в районах с крутонаклонным рельефом материалы основания штабеля и прокладки на границе их раздела должны противостоять смещению.

Становится более распространенным сооружение и обработка многоэтажных (многослойных) штабелей. Хотя теоретически и практически использование многоэтажных штабелей приводит к некоторым потерям извлечения металлов и увеличению продолжительности процесса, эта схема привлекает простотой и компактностью организации производства.

В настоящее время наиболее часто используют три метода сооружения штабелей.

Первый метод применяют обычно для руды с высоким содержанием кремния, которая не образует значительного количества рудной мелочи. Как правило, это материал забойной крупности.

Второй метод – кучная отсыпка используется в тех случаях, когда руда способна образовывать большое количество тонкого материала при воздействии на нее. Этим же способом отсыпают дробленые и агломерированные руды, требующие крайне низкой степени физического воздействия до выщелачивания. Вариантом рассматриваемого метода является кучная отсыпка с выравниванием поверхностного слоя штабеля (производится после выщелачивания руды первого этажа для создания плоского основания для отсыпки следующего этажа).

Третий метод, получающий все большее применение в последние годы на полигонах КВ, – конвейерная отсыпка штабелей. Этот способ обеспечивает минимальное воздействие на руду и предназначен для сооружения штабелей из дробленых и агломерированных руд и хвостов.

Орошение штабеля выщелачивающим раствором. Эта стадия наряду с рудоподготовкой и отсыпкой штабеля является определяющим элементом всего процесса КВ. Основная операция – химическое извлечение полезного компонента – совершается благодаря орошению, и от продуманной системы ее проведения зависят окончательные технологические показатели: степень извлечения, содержание полезных компонентов в растворе, объем получаемых продуктивных растворов на 1 т обрабатываемой руды, расход реагентов.

Основное требование к стадии орошения – равномерное распределение выщелачивающего раствора по всей поверхности штабеля. Обычно выщелачивающий раствор перекачивают на верхнюю часть штабеля с помощью насоса для обеспечения достаточного давления на распылители (разбрызгиватели). На ряде рудников в качестве метода подачи растворов используют прудки, сооружаемые на поверхности отсыпаемой горной массы.

Выщелачивающие растворы подаются в штабель способом нисходящей перколяции или просачивания под воздействием силы тяжести, они обтекают поверхность частиц, не затопляя их. Это дает возможность кислороду диффундировать через жидкую пленку, обволакивающую частицы. Захвату кислорода раствором выщелачивания способствует также распыление. Известен ряд приемов подачи, при которых введение раствора выщелачивания осуществляют погружением системы труб в штабель. Эта система может снять проблемы замерзания и потерь за счет испарения в процессе разбрызгивания. Обычно применяемые скорости орошения – от 0,002 до 0,003 л/с·м². Некоторые методы КВ (дамбовое выщелачивание) предполагают сохранение раствора в пределах самого штабеля. В этом случае возникает необходимость проведения земля-

ных работ с целью создания водоудерживающих структур и дополнительных прокладок. Отвод растворов для переработки или рециркуляции может быть осуществлен путем откачки из отстойников или дренирования из более низких уровней в пределах штабеля.

При других способах КВ слой проницаемого твердого материала (песок, отработанная руда определенного гранулометрического состава) помещается выше прокладки перед отсыпкой штабеля. Назначение этого слоя – обеспечение дренажа, а также защита прокладки в период сооружения штабеля.

Продуктивный раствор после фильтрации через штабель собирается с помощью системы труб или траншей. Чтобы способствовать сбору растворов, часто пользуются перфорированными трубами, устанавливаемыми в нижней части площадки в пределах дренажного слоя. Трубы помогают предотвратить возможное давление жидкой фазы на площадку, уменьшить вероятность потерь раствора за счет растекания и сохранить устойчивость самого штабеля.

Дренажные трубы связаны с системой труб или коллекторов и траншей, ведущих к прудкам продуктивных растворов, в которых аккумулируются металлсодержащие растворы, вытекающие из штабеля.

Обустройство системы сбора и хранения продуктивных и оборотных растворов. Системы сбора и хранения этих двух разных по содержанию полезного компонента растворов имеют много общего. В обоих случаях используется одна и та же система гидроизолирующих покрытий, обеспечивающая полную сохранность растворов, причем в случае продуктивных растворов она должна предотвратить возможные потери ценного компонента и предупредить загрязнение растворителем окружающей среды. В случае оборотного раствора надежная изоляция прудка требуется для исключения опасности для окружающей среды, вызываемой утечкой растворов.

На практике прудки продуктивных и оборотных растворов размещаются по соседству друг с другом, что позволяет сосредоточивать все объемы растворов вблизи одной оборудованной части полигона, сокращая тем самым строительные и эксплуатационные затраты.

Тесное взаимодействие прудков дает возможность варьировать объемом растворов в случае возникновения дисбаланса в системе при неблагоприятных погодных условиях (шторм, ливни и т.д.).

Прудок оборотных (маточных) растворов служит для сбора растворов после удаления металла на установке извлечения. Значение рН этих растворов около 10, в них присутствуют цианид и ряд элементов, которые перешли в раствор на стадии выщелачивания и не были извлечены на стадии переработки продуктивных растворов.

Содержащаяся в оборотном растворе концентрация цианида меньше, чем требуется для выщелачивания, поэтому перед подачей на штабель он доукрепляется. Цианид может быть введен перед поступлением в прудок оборотных растворов или же в трубу, веду-

щую на орошение рудного штабеля. Целесообразно добавлять цианид в прудок, так как в этом случае осуществляется более точная корректировка его содержания в выщелачивающих растворах. Размеры прудков определяются требуемой производительностью установки.

Цикл извлечения металла из продуктивных растворов. В настоящее время практически повсеместно используются два способа извлечения золота из продуктивных растворов: способ цементации цинком (метод Меррил—Кроу) и адсорбция на угле или синтетических смолах. Первый из способов был разработан и внедрен практически одновременно с процессом цианирования в 90-х годах прошлого столетия. Существо метода цементации сводится к обработке продуктивного золото-серебросодержащего предварительно деаэрированного раствора цинковой пылью.

Золото и серебро восстанавливаются до металла и выделяются в осадок, а цинк соединяется с цианидом. Процесс осуществляется в щелочной среде ($\text{pH} \sim 10$). Для устранения "пассивации" цинка, замедляющей осаждение золота, в раствор вводятся соли свинца (обычно нитрат свинца). Образование свинцово-цинкового соединения на поверхности металлического цинка устраняет пассивацию.

Схема Меррил—Кроу состоит из четырех основных стадий:

- осветление продуктивных растворов;
- деаэрация;
- добавление цинковой пыли и солей свинца;
- регенерация цинка и осаждение золота и серебра.

После извлечения благородных металлов осадок подвергается плавке.

Эффективность осаждения цинком зависит, главным образом, от трех компонентов в продуктивном растворе: концентрации механических взвесей, растворенного кислорода и ионов сопутствующих металлов.

Механические взвеси ухудшают качество получаемого металла, растворенный кислород препятствует полноте его осаждения, а присутствие в растворе некоторых ионов, таких как сурьма и мышьяк, снижает существенно скорость цементации. Наличие же меди, помимо уменьшения скорости цементации, вызывает повышенный расход цианида.

Метод сорбции золота на угле основан на способности древесного угля адсорбировать металл. Наиболее пригоден для этой цели уголь, полученный из кокосовой скорлупы или персиковых косточек, обугленных при температуре $700\text{--}800^\circ$ в присутствии пара. Основные характеристики активированного угля: удельная поверхность — $1050\text{--}1150 \text{ м}^2/\text{г}$; объемная масса — $0,48 \text{ г}/\text{см}^3$; плотность частиц — $0,85 \text{ г}/\text{см}^3$; поровый объем плотно набитого угля в колонке — 40%.

Процесс адсорбции золота и серебра складывается из двух основных стадий:

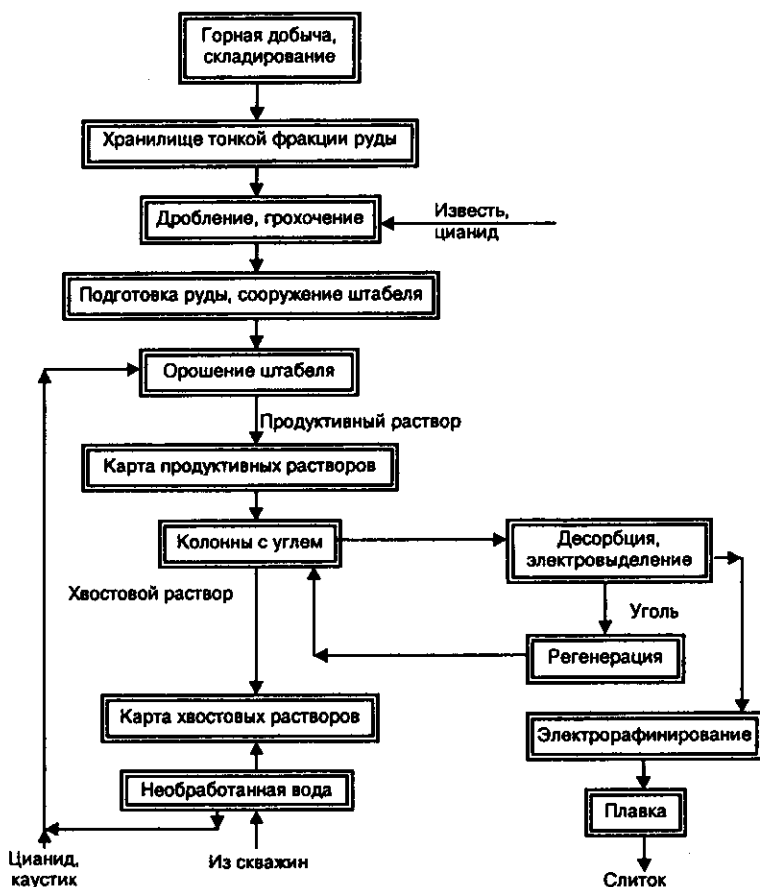


Рис. 1.2. Схема процесса кучного выщелачивания с переработкой растворов в колоннах с углем

- насыщения, когда благородные металлы адсорбируются из продуктивного раствора на частицах угля;
- элюирования и реактивации, когда золото и серебро десорбируются из угля элюирующим раствором, концентрируясь многократно, а сорбент регенерируется, т.е. восстанавливает свои свойства и возвращается на стадию насыщения.

Схема процесса КВ с переработкой растворов в колоннах с углем приведена на рис. 1.2.

Полученный концентрированный золото-серебросодержащий элюат подвергают электролизу или осаждению металлов цинковой пылью. Оставшийся обезметалленный раствор возвращают на элюирование, а из извлеченных драгоценных металлов изготавливают слитки.

При выборе системы извлечения руководствуются преимуществами и недостатками рассмотренных выше способов. Цементация цинком обычно используется при переработке продуктивных растворов с большим соотношением серебра к золоту.

Предпочтительной схемой извлечения золота в Америке является адсорбция на углях: этим способом добывается около 90 % получаемых металлов (во всем мире 40 %). Способ Мерилл—Кроу используют в случаях:

- когда растворы содержат повышенные концентрации серебра (отношение $Ag : Au$ более 10 : 1);
- переработки высокосортных растворов, содержащих более 10–12 мг/л золота;
- организации небольшого предприятия с извлечением менее 800 г золота в сутки.

Охрана среды, обезвреживание штабеля с рекультивацией полигона КВ. Главной заботой с точки зрения охраны среды при получении разрешения на организацию КВ является использование в процессе цианида и его хранение. Являясь сильным ядом для человека, млекопитающих и водной фауны, свободный цианид в обычных условиях — газ, легко реагирующий с окружающей средой с образованием токсичных или нетоксичных соединений цианидов. Летальные дозы для человека зависят от формы контакта и составляют:

- 3 мг/кг веса при попадании через желудочно-кишечный тракт;
- 30 мг/л воздуха при вдыхании (ингаляции);
- 100 мг/кг веса при абсорбции кожным покровом.

В связи с этим и возникают требования по охране окружающей среды при организации КВ благородных металлов. Эти требования охватывают широкий диапазон условий, начиная с оценки географического положения полигона, технологии, техники, контроля и кончая нейтрализацией цианидов в отработанном штабеле и проведением заключительной рекультивации земель участка.

Конкретные требования в разных регионах различны, однако существуют общие условия по нейтрализации участков, которые сводятся к следующим положениям:

- предельно допустимая концентрация по цианидам в сбросных водах должна быть равной или менее 0,2 мг/л по общему цианиду;
- в зависимости от конкретных условий организации процесса КВ должны быть выработаны требования на проведение всех необходимых операций, в той или иной степени связанных с цианидами (начиная с транспортировки, хранения, использования, нейтрализации и т.д.).

Предложен ряд способов обезвреживания и разложения цианидов в процессе КВ, удовлетворяющих основным требованиям природоохранных органов. Эти методы подразделяют на две категории:

● природное обезвреживание цианида, основной механизм которого связан с его летучими свойствами, атмосферным окислением, биоокислением и биоразложением;

● обезвреживание химическим взаимодействием цианида с различными реагентами, переводящими токсичные соединения в нетоксичную форму.

Разработаны следующие способы обработки:

- щелочное хлорирование;
- окисление сжатым воздухом с диоксидом серы;
- окисление пероксидом водорода;
- процессы с использованием солей железа;
- подкисление;
- биологическое разложение;
- цианосорбция;
- разложение в автоклавах.

Однако в современной практике обезвреживания цианидов при переработке золотосодержащих руд применяют лишь некоторые из представленных выше методов.

После обезвреживания штабели КВ подвергаются рекультивации. Цель рекультивации — стабилизация естественных и биологических процессов на местности, где осуществлялось КВ, путем восстановления растительности и почвенного слоя нарушенного участка земли.

Все нарушенные площади КВ должны быть возвращены примерно в первоначальное состояние. Штабель и дамбы следует сравнять с окружающей местностью. Уплотненные участки подвергают рыхлению на глубину 30–50 см, ранее собранный верхний слой грунта укладывают на нарушенные участки, и площади засевают. Успешно производят восстановление флоры устанавливают после двух-трех сезонов прорастания.

В число нарушенных участков местности, требующих рекультивации, входят штабели, здания, прудки, дороги, сточные дамбы рудника.

Совершенствование процесса КВ. Все рассмотренные выше операции КВ направлены на обеспечение максимального, со сравнительно высокой кинетикой извлечения золота из твердой в жидкую фазу. В области непосредственно выщелачивания также намечается значительный прогресс. Являясь медленно протекающим процессом, требующим больших объемов растворов выщелачивания, КВ проигрывает заводскому процессу на стадии переработки растворов за счет относительно низкого содержания золота в растворе. В последние годы на практике отмечается переход на вариант выщелачивания, когда раствор пропускают через низкосортную руду, руду со средним качеством и свежую руду высокого качества с целью увеличения содержания в нем металла (противоточный вариант).

В другом варианте применяют циркуляционный режим с многократной подачей раствора на орошение без выведения его на

сорбцию или осаждение до накопления определенной концентрации полезного компонента.

В ряде случаев применяют пульсирующее орошение, при котором раствор реагента подают на штабель или отдельные его участки в течение 8–12 ч/сут, а остальное время руда "отдыхает", а раствор используют для орошения других участков. По своему механизму пульсирующее орошение не увеличивает скорость выщелачивания по сравнению с непрерывным орошением. Этот режим позволяет подвергнуть активному выщелачиванию в два-три раза большее количество руды тем же самым объемом раствора выщелачивания, который потребовался бы при непрерывном орошении одного участка.

Противоточное КВ может быть совмещено с пульсирующим режимом. Преимущества рассмотренных схем заключаются в возможности уменьшить производительность узла переработки растворов, естественно, снизив затраты на его строительство и эксплуатацию.

В начале развития КВ преобладало мнение о сезонности ведения работ по этой технологии. Однако с внедрением в качестве оросителей эмиттеров и заглублением оросительных трубопроводов на 25–30 см ниже поверхности штабелей стало возможным круглогодичное выщелачивание даже в районах с суровой зимой. В данном случае штабели большей высоты более предпочтительны, так как образуют значительный по объему резервуар тепла. Если руда содержит сульфидные минералы, скорости реакций в зимнее время могут быть даже выше, чем летом. Тепло, генерируемое в самом штабеле, будет создавать воздушный поток, направленный вверх (эффект "дымовой трубы"), который втягивает свежий воздух через боковые откосы штабеля. В этих условиях за счет поступления кислорода воздуха ускоряются химические реакции и, следовательно, скорость выщелачивания золота. Процессом поступления воздуха в штабель можно управлять за счет различных инженерных решений.

Еще одним перспективным направлением, применительно к КВ золота, является поиск и опробование поверхностно-активных веществ с целью увеличения извлечения и скорости выщелачивания при использовании традиционных растворителей.

Серьезной помехой при КВ является процесс осадкообразования, который обычно возникает от перенасыщенности циркулирующих растворов выщелачивания. Выпадение осадков и их накопление (главным образом карбоната и сульфата кальция) приводит к резкому снижению скорости фильтрации растворов в штабеле, потере производительности насосов, закупорке головок оросителей, основания площадки и поровых каналов сорбента. Если раньше традиционной схемой являлось "умягчение" с выводом солей из схемы, то в последние годы широкое распространение получило использование полимеров. Их действие сводится к подержанию частиц солей в виде суспензии.

Недостатками способа КВ являются:

- невысокое извлечение металла (на уровне 50–80 %) по сравнению с заводским методом, где оно составляет 85–95 %;
- сравнительно высокая продолжительность процесса (от 30 сут до 1–2 лет);
- необходимости значительных площадей с определенным рельефом местности для размещения площадок КВ, возможные дополнительные затраты на транспортирование руды от рудника до места складирования и т.д.;
- отрицательное воздействие атмосферных явлений (дождь, снег), нарушающих водный баланс в технологической схеме, на процесс;
- возникновение технических, технологических и организационных трудностей при отрицательных температурах воздуха;
- не все известные типы золотосодержащих руд пригодны для цианирования в условиях КВ.

По сравнению с заводским способом переработки руд кучное выщелачивание характеризуется рядом *преимуществ*. Основными из них являются:

- исключение дорогостоящего процесса тонкого измельчения и сравнительно меньшие объемы промышленного и гражданского строительства;
- повышение производительности труда по конечной продукции и сокращение численности работающих;
- возможность отработки небольших, но богатых по содержанию золота залежей в отдаленных районах, где нецелесообразно строить предприятия;
- возможность полной автоматизации процесса и контроля над ним, простота аппаратурного оформления;
- снижение материалоемкости и энергоемкости производства;
- расширение сырьевой базы за счет вовлечения в отработку забалансового, по современным оценкам, сырья;
- исключение строительства обогатительных фабрик;
- резкое сокращение сроков ввода месторождения в отработку в связи с меньшим количеством оборудования, меньшим объемом капитального строительства и низкими трудовыми затратами;
- гибкость технологического процесса, позволяющая приостанавливать выщелачивание в неблагоприятные периоды года.

Результатом указанных преимуществ являются низкие капитальные и эксплуатационные затраты, что дает возможность экономично отрабатывать даже бедные руды, содержание золота в которых определяет нецелесообразность их направления на заводской передел.

Особенно широкое распространение способ КВ получил в США. Материалами, подвергаемыми кучному выщелачиванию, являются ранее складированная низкосортная руда, минерализованная отвальная порода, измельченные хвосты обогатительных фабрик или непосредственно добываемая руда. Возможно применение комбини-

рованной схемы на руднике, при которой богатый материал направляют на заводской передел, а бедную руду подвергают КВ, или же рудник работает только на добычу для реализации схемы кучного выщелачивания. По имеющейся информации, в США 25–30 % материала поступает на КВ из старых отвалов, а 70–75 % — из вновь обрабатываемых месторождений, где используют комбинированную схему или же лишь КВ. Схема с сочетанием двух процессов — заводского и кучного — ведет к сокращению затрат на разведку, капитальное строительство и эксплуатацию. Поэтому на стадии предварительной разведки и составления технико-экономического обоснования компания принимает решение о целесообразности применения той или иной схемы. Для условий США самые низкие содержания золота в руде находились на уровне 0,3–0,5 г/т. При этом рентабельная отработка таких руд методом КВ возможна в случае складирования в штабель материала забойной крупности и переработки миллионов тонн руд в год.

Производительность установок КВ колеблется от 30 тыс. т до 0,5–1 млн т руды в год. В то же время имеются примеры отработки бедных руд с производительностью 10–18 млн т в год (рудник "Голд Кворри" компании "Ньюмонт Голд", отвалы карьера "Мурунтау" компании "Зарафшан-Ньюмонт").

Сегодня КВ можно рассматривать как надежный и отработанный метод. Это стало возможным после успешного решения кардинальных вопросов техники и технологии метода: разработан процесс агломерации тонких частиц руды, предложены новые высокопрочные материалы для сооружения площадок и карт-хранилищ растворов, успешно решены вопросы сооружения штабелей, отработана система орошения, найдена оптимальная техника опробования, составлены стандарты природоохранных мероприятий.

Общие показатели процесса цианидного КВ:

Расход, кг/т:	
цианида натрия	0,2–1
извести	0,5–1,5
Концентрация золота, г/м ³ :	
в продуктивном растворе	0,3–0,8
в растворе после сорбции	0,01–0,02
на сорбенте после сорбции*	2–8
в товарном регенерате	200–500
в отработанном растворе	0,01–0,02

* Содержание золота указано в г/кг.

Таким образом, современное состояние и перспективы кучного выщелачивания золота можно охарактеризовать следующими положениями.

Цианидный КВ стало достаточно надежным, технически оснащенным и технологически обоснованным методом получения золота, существенно дополняющим заводской процесс.

Стремительное увеличение производства золота в мире, снижение его содержания в обрабатываемых рудах обусловили развитие КВ и быстрый прогресс в разработке отдельных стадий технологии за последние 10—12 лет.

Крупным достижением следует считать разработку методов агломерации, способов сооружения оснований и отсыпки штабелей, введение в практику новых приемов орошения и детоксикации сбросов применительно к технологии КВ.

Особенно широкое распространение КВ получило в США, где практически все золотодобывающие предприятия имеют полигоны КВ.

Кучное выщелачивание золота сегодня начинает успешно внедряться в практику многих стран благодаря простоте оформления, высокой эффективности, наличию научных основ процесса и накопленному производственному опыту.

В последующих разделах более детально рассмотрены стадии процесса кучного выщелачивания с научно-исследовательских, инженерных, проектных, экологических и экономических позиций.

Глава 2. ГЕОЛОГО-МИНЕРАЛОГИЧЕСКИЕ, ГЕОГРАФИЧЕСКИЕ И КЛИМАТИЧЕСКИЕ УСЛОВИЯ, ВЛИЯЮЩИЕ НА ПРОЦЕСС КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

2.1. ВИДЫ СЫРЬЯ

Материалом, подвергаемым КВ, являются ранее складированная низкосортная (забалансовая) руда, минерализованная отвальная порода, измельченные хвосты после флотационного или гравитационного обогащения и свежедобытая руда. Эти материалы существенно отличаются по своим физическим и технологическим свойствам, и их особенности диктуют выбор метода, следуя которому они должны быть предварительно подготовлены к проведению процесса выщелачивания. Большинство современных действующих полигонов КВ перерабатывают вновь добытую руду, извлекаемую специально или попутно с балансовой рудой, получаемую из карьеров, так как остальные виды лежалого исходного сырья в значительной степени переработаны ранее, на первых этапах освоения метода КВ. Кучное выщелачивание вновь добытой руды особенно экономично для отработки крупных по объему низкосортных золотосодержащих руд.

Забалансовая руда в отличие от балансовой представляет собой материал с низким содержанием полезного компонента, обычно исключаемый из подсчета запасов руд. Категории балансовых и забалансовых руд непрерывно изменяются даже в пределах одного и того же месторождения по мере его отработки. Так, на руднике "Раунд Маунтин" (США) бортовое содержание (разграничивающее категории руд по качеству) 0,4 г/т Au в 1992 г. было снижено до 0,2 г/т. Эта тенденция имеет место и на других месторождениях.

Руда требует такого измельчения, чтобы частицы золота при КВ могли контактировать с раствором и переходить в жидкую фазу.

С другой стороны, должна быть обеспечена вполне приемлемая просачиваемость растворов через штабель, определяющая скорость извлечения металла. С этих позиций диапазон поступающих на КВ руд весьма велик: от материала забойной крупности (100 мм и более), получаемого при карьерной добыче, до тонкоизмельченных хвостов флотации крупностью $-0,074$ мм (90 %).

Очевидно, что в первом случае при хорошей фильтрации растворов извлечение металла может быть неприемлемым; во втором случае возможно отсутствие какой-либо фильтрации растворителя через отсыпанный штабель. Вероятен и такой вариант, при котором оптимальный размер частиц ведет к существенному снижению проницаемости. В этом случае следует искать компромиссное решение.

Кучное выщелачивание обычно требует и этапа предварительной подготовки руды к выщелачиванию, который в зависимости от разновидности исходного материала обычно включает дробление, или дробление и агломерацию, или только агломерацию (для тонкоизмельченных руд и хвостов флотации). В остальных случаях выщелачивание может осуществляться без какой-либо предварительной подготовки. Кроме указанных выше стандартных операций подготовки руд, для КВ может оказаться технологически необходимой химическая обработка для интенсификации последующего выщелачивания, однако эта операция связана с внушительными затратами.

Количество стадий и затраты на рудоподготовку непосредственно связаны с экономикой извлечения металла, которая в конечном счете определяется совокупностью свойств исходного сырья, поступающего на КВ.

2.2. КРАТКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ЗОЛОСОДЕРЖАЩИХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Перерабатываемые способом КВ руды и рудные материалы практически по составу и свойствам идентичны рудам балансовой категории. Поэтому целесообразно рассмотреть краткую геологическую характеристику золоторудных месторождений.

Месторождения золота, являющиеся первоисточником образования россыпей, характеризуются большим разнообразием структурных и генетических типов, резко различающихся по возрасту, условиям образования, морфологии рудных тел и вещественному составу. Они встречаются в самых различных структурно-фациальных условиях и связаны с проявлением магматизма практически во всех металлогенических эпохах. Наиболее богаты золотом породы докембрийской эпохи, для которой характерны высоко- и средне-температурные гидротермальные месторождения золота и золотосодержащие конгломераты, расположенные в пределах древних щитов или платформ (Африканский, Канадский, Бразильский, Сибирская и т.д.). Месторождения палеозойской эпохи характерны для некоторых районов стран СНГ (Кузнецкий Алатау, Центральный Казахстан). К варисцидской эпохе (карбон, пермь) относятся месторождения Калифорнии, Аляски (США), Британской Колумбии (Канада), Колымы, Алдана, Забайкалья. Третичные месторождения

золота развиты в западных штатах США, Мексике, Перу, Чили, Новой Зеландии, Индонезии, Филиппинах, а в России – на Охотском побережье, Камчатке.

Основные золотоносные месторождения за рубежом являются докембрийскими и третичными, в сумме они дают 90 % добычи золота. В странах СНГ значительный удельный вес имеют киммерийские и палеозойские эндогенные месторождения.

За счет эрозии коренных золотоносных месторождений появились экзогенные месторождения, которые обычно делятся на следующие главнейшие типы:

- **месторождения коры выветривания.** "Железные шляпы" колчеданных месторождений и элювиальные россыпи. К первым из них относят ряд месторождений стран СНГ: медно-колчеданные месторождения Урала (Учалинское, Блявинское, Новый Сибай), полиметаллические – Алтае-Саянская горная система, Майкайское рудное поле (Казахстан), Куранахский район Якутии. Известные в России и за рубежом аллювиальные и элювиально-делювиальные россыпи в основном полностью отработаны;

- **делювиальные россыпи.** По размерам невелики и не имеют большого практического значения;

- **аллювиальные россыпи современных речных долин и древней гидрографической сети.** Они подчинены региональным структурам. На территории России выделены синийская структура (Лена, Енисей) с крупными россыпными месторождениями, герцинская (Урал, Салаир, Западное Забайкалье, Прихотье, Таймыр), киммерийская (Колыма, Чукотка, Сихотэ-Алинь, Алдан, Джугджур, Зей, Бурей, Верхний Амур, Восточное Забайкалье), третичная (Альпийская): Анадырь, Камчатка, Сахалин, северо-западное Прихотье. Россыпи современных речных долин имеют относительно большие размеры и вследствие этого наибольшее промышленное значение, например, Уральский район (месторождения Ленгурское, Южно-Заозерное, Невьяновское), Бодайбинский золотоносный район и т.д.

- **морские россыпи.** Месторождения этого типа выявлены на Аляске, в Калифорнии, имеют ограниченное промышленное значение;

- **золотоносные конгломераты.** Представляют собой древние сцементированные россыпи различного происхождения. Широко распространены в России (Енисейский кряж, Восточные Саяны, Ленский район, Западное Прибайкалье, район Балея в Забайкалье), известны в Австралии (Квинсленд, Новый Южный Уэльс), в США (Южная Дакота);

- **осадочно-метаморфогенные месторождения.** Крупнейшие из них заключены в конгломератах Витватерсранда (Южная Африка). Имеют огромное практическое значение. Оруденение представлено протерозойскими конгломератами, пласты которых заложены в кварцитах (верхняя свита) и аргиллитах (нижняя свита).

Породы системы Витватерсранд образуют огромную мульду длиной 190 км при ширине 70 км. В этой системе заключено 7 самостоятельных рудных горизонтов, основная часть которых локализуется в основании верхней свиты. Наибольшее промышленное значение имеет самый южный горизонт Мэйн Риф. Золото находится в однородном тонкодисперсном состоянии с размером частиц 0,01–0,07 мм. Содержание золота в пластах, залегающих выше горизонта Мэйн Риф, обычно не превышает 4,5 г/т. В эксплуатации находится горизонт Мэйн Риф, где содержание выше и, кроме того, присутствует уран, обнаруженный здесь в 1919 г. Содержание золота в рудах достигало 16–17 г/т, в зоне цементации до 30 г/т. Район Витватерсранда в период 1886–1932 гг. обеспечивал 50 % мирового производства золота. В настоящее время запасы золота здесь составляют 40–49 % мировых запасов (без стран бывшего социалистического лагеря). Содержание золота в перерабатываемых сегодня рудах ЮАР составляет 4,5 г/т. Близкими по типу являются золотоурановые конгломераты Канады, Бразилии, Ганы.

Помимо разнообразия в генезисе, структуре, морфологии и вещественном составе эндогенных месторождений минералогия золота крайне сложна, несмотря на то что оно встречается преимущественно в самородном состоянии. Самородное золото в природе в зависимости от содержания в нем примесей имеет пробу 950–850, а на некоторых месторождениях за счет повышения содержания серебра снижается до 700–600 и даже до 480. Золото с высоким содержанием серебра – электрум может иметь 35–75 % Au.

Для золота характерна парагенетическая связь с рядом элементов (помимо серебра) и, в частности, с цинком, свинцом, мышьяком, сурьмой, висмутом, селеном, теллуrom, медью. Весьма сложен также и вещественный состав золоторудных месторождений. Для большинства из них выделяется устойчивая ассоциация жильного кварца с сульфидами.

Для первичных руд из рудных минералов, кроме самородного золота, наиболее характерны золотосодержащие пирит и арсенопирит, также сфалерит, галенит, халькопирит, пирротин, марказит, тетраэдрит, пираргирит, магнетит, гематит, висмутит, антимонит, шеелит, ильменит, рутил, аргентит, самородное серебро. Для месторождений, представленных "серебристым золотом", характерно наличие серебросодержащих сульфидов и сульфосолей (аргентита, блеклых руд, прустита, кераргирита). На отдельных месторождениях присутствуют борнит, калаверит, гессит, молибденит, вольфрамит, кобальтин, энаргит, самородные теллур и сурьма.

Для зоны окисления гипогенных золоторудных месторождений характерны гетит, гидрогетит, ярозит, скородит, каолинит, нонтронит, псиломелан, пиролюзит, гипс, гидрослюда, марказит, мельниковит.

Минеральный состав россыпных месторождений может быть весьма разнообразным в зависимости от состава коренных источников и горных пород, слагающих бассейн речной системы. Выявлены повышенные содержания в золотоносных песках платины (Средний Урал, Алдан), осмистого иридия (Средний Урал, Салаир), монацита (Южный Урал, Виллюй, Алдан). Для большинства золотоносных россыпей типично повышенное содержание в них магнетита. В настоящее время способ КВ не используется для переработки золотоносных россыпей, хотя в технологическом плане они представляют собой наиболее благоприятное сырье как с точки зрения выщелачиваемости, так и фильтрационных характеристик.¹ Исходным материалом могли бы служить россыпи, в которых золото представлено мелкодисперсными (10–1 мкм) и тонкими (50–100 мкм) формами выделения. Как известно, традиционные способы извлечения таких руд стандартной промывкой экономически не оправданы из-за больших потерь металла.

2.3. ПРИРОДНЫЕ ФАКТОРЫ, ВЛИЯЮЩИЕ НА ПРОЦЕСС КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

На применимость и эффективность процесса КВ золота влияет большое число разнообразных факторов, определяющих как условия организации процесса (географические и связанные с ними экономические и экологические факторы), так и геолого-минералогические, технологические особенности перерабатываемых руд. В совокупности большая группа геолого-географических факторов и определяет возможность и успешное осуществление рассматриваемого процесса.

2.3.1. ГЕОГРАФИЧЕСКИЕ УСЛОВИЯ

Географическое положение месторождения оказывает существенное влияние на показатели КВ, определяя часто и целесообразность его использования. Благоприятными географическими условиями являются:

- размещение объектов КВ в районах с развитой инфраструктурой и в первую очередь рядом с действующими горнодобывающими предприятиями;
- расположение полигонов КВ в районах с приемлемыми климатическими условиями, обеспечивающими продолжительный се-

¹ Указанные выше благоприятные условия стали побудительными факторами организации полевых испытаний подземного выщелачивания погребенных золотоносных россыпных месторождений в пойме реки Берелях прииска "Экспериментальный" в районе вечной мерзлоты (1977–1978 гг.) и в Австралии (1986–1988 гг.).

зон проведения выщелачивания и не отражающимися на химическом процессе извлечения (низкие температуры замедляют кинетику перевода металла в раствор), учет количества осадков и характера их выпадения (ливневое или равномерное), влияющих на баланс растворов и усложняющих управление процессом. Благоприятны месторождения, находящиеся в районах с умеренными осадками и продолжительным периодом положительных температур:

- приемлемый рельеф местности и достаточные площади земли для размещения объекта КВ;

- наличие достаточного количества пресных вод для организации процесса.

С географическими условиями связаны требования, обусловленные экологическими аспектами, которые касаются применения цианидного выщелачивания. Они обычно определяют масштаб необходимых природоохранных мероприятий и требуют учета ряда факторов и, в частности, характера пород основания под сооружаемыми площадками КВ; структуры бассейна поверхностных водоемов в районе размещения площадки и наличия в пределах последней путей временных водотоков.

2.3.2. КЛИМАТИЧЕСКИЕ УСЛОВИЯ

Особенность организации КВ на открытом воздухе предполагает воздействие на процесс различных природных явлений – дождя, снега, засухи, ветра и т.д. Эти явления в той или иной степени влияют на показатели процесса и должны учитываться при проектировании полигона. Участки КВ размещаются в разных климатических зонах, естественно, при организации производства принимаются во внимание преобладающие в данном районе метеоусловия. В одном случае – это зоны с суровыми климатическими условиями, в другом – зоны с обычными дождями или районы с сильной засухой. Иногда климатические условия определяют возможность и успешность применения способа КВ золота.

КУЧНОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ В СУРОВЫХ КЛИМАТИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ

Основная золоторудная база России находится к востоку от Урала в труднодоступных районах, большей частью не имеет развитой сети дорог и линий электропередач. Кроме того, температура атмосферного воздуха и наличие вечномерзлого грунта существенно затрудняют организацию работ по освоению месторождений. В районах Магаданской области, Чукотки и Якутии период со среднесуточной температурой выше 0 °С составляет 100–120 дней. Это значит, что без специальных мер по подогреву воды и растворов и защите инженерных сооружений от воздействия от-

рицательных температур очень сложно организовать процессы кучного выщелачивания и переработки технологических растворов.

В Канаде, на Аляске, в западных районах США, Южной Америке накоплен опыт по организации КВ в районах с холодным климатом. Имеется информация о работах в различных регионах по КВ цветных и благородных металлов. В частности, Л. Герцог (1990 г.) ссылается на положительный опыт предприятий КВ в штатах Онтарио, Аляска и Невада, где для защиты системы транспортировки растворов от замерзания и продления таким образом периода выщелачивания используются захороненные эмиттеры.

Себестоимость конечной продукции при организации КВ в круглогодичном режиме в суровых климатических условиях значительно выше. В частности, для условий Аляски себестоимость продукции КВ выше, чем для условий Невады, в 1,7–2 раза.

Хучес (1992 г.) для суровых климатических условий рекомендует:

- избегать строительства на участках вечной мерзлоты;
- использовать кюветное выщелачивание, обеспечивающее снижение потерь тепла;
- для предотвращения замерзания уделять внимание управлению потоками растворов в системе КВ;
- постоянно анализировать тепловой баланс системы;
- использовать пленочные покрытия, способные сохранять свои прочностные и гидроизолирующие свойства в реальных условиях колебания температур;
- в летнее время для орошения использовать разбрызгиватели;
- для изоляции штабеля и трубопроводов использовать снежный покров.

Баррат и Макелроу (1990 г.) указывают, что КВ может успешно применяться в суровых климатических условиях, основываясь на опыте рудника "Памур" (штат Онтарио) и рудников, расположенных в западных регионах США на высоте до 3600 м над уровнем моря. Захороненная система капельного орошения характеризуется ими в качестве ключевого решения проблемы удлинения сезона выщелачивания и организации круглогодичного производства.

С. Диксон и Л. Герцог (1988 г.) описывают капельное орошение, реализованное в условиях рудника "Кер Рочестер" (недалеко от Ловелока, штат Невада), где осуществляется КВ в зимних условиях.

Система капельного орошения заглубляется на 1–3 м в рудную массу для защиты ее от промерзания. Подобные системы были в последующем установлены на рудниках "Карлин" и "Балд Маунтин" (Невада) и "Саммитвилль" (Колорадо).

Авторы рассматривают вопросы нагрева растворов для эксплуатации объектов в зимних условиях. В качестве топлива используются пропан и жидкое топливо с установкой теплообменни-

ков. Там, где это доступно, используется геотермальная энергия. В штате Невада рудник "Балд Маунтин" является примером реализации КВ с нагревом растворов. В качестве энергоносителя используется пропан.

На рудниках "Флорида Каньон" и "Валлей" используется тепло геотермальных источников.

Макнаутон, Квартманн, Шлитт и Хендерсон (1994 г.) описывают пилотные испытания по выщелачиванию меди вблизи Кармакса, плато Юкон. Климат здесь такой же, как в восточных районах России.

По результатам пилотных испытаний сделаны следующие выводы:

- в условиях захороненных эмиттеров (на глубине 1 м), когда штабель покрыт снегом, при активном капельном орошении глубина промерзания штабеля достигает 0,5 м;

- открытые борта штабеля промерзают (предположительно) на глубину 4–5 м;

- режим нагрева растворов должен обеспечить температуру циркулирующего раствора на уровне 20 °С;

- дополнительный нагрев раствора является гарантией успеха работ по КВ.

Кислотное выщелачивание меди генерирует некоторое количество тепла за счет кислотной гидратации и реакции с рудой.

Обобщая исследования упомянутых авторов, можно сформулировать основные положения организации КВ благородных металлов в зимних условиях:

- размещение и ориентировку штабеля КВ необходимо осуществлять с учетом максимально возможного воздействия солнечной радиации и минимального воздействия ветра;

- по возможности обеспечить предприятие источником теплой воды для приготовления раствора и агломерации рудного материала;

- в секциях основания штабеля обеспечить технические решения, позволяющие контролировать движение потока растворов (гидравлический контроль) и тепловой баланс (термический контроль);

- для сохранения тепла использовать вариант кюветного выщелачивания или метод наращивания площадки КВ;

- для сбережения тепла использовать захороненное капельное орошение;

- для теплоизоляции штабеля и трубопроводов использовать снежный покров;

- использовать термозащиту и защитные кожуха на расторопроводящих трубах;

- для подогрева растворов использовать энергоносители, применение которых будет определяться конкретными условиями (газ, жидкое, твердое топливо);

Температура наружного воздуха, наличие вечномерзлого грунта (в таблице приведены данные по метеопунктам, характеризующим север, юг, восток, запад и центр региона)

Наименование пунктов	Средняя температура наружного воздуха, °С, по месяцам												Продолжительность периода со среднесуточной температурой < 0 °С	Наличие вечномерзлого грунта
	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI	XII		
	<i>Амурская область</i>													
Благовещенск	-24,3	-18,6	-9,4	2,6	10,9	17,8	21,4	19,1	12,2	2,1	-11,5	-21,8	171	Нет
Зея	-30,1	-23,8	-13,6	-0,6	8,4	15,3	18,6	15,7	9,0	-2,4	-17,8	-28,0	190	Да
Магдагачи	-25,8	-20,2	-11,4	-0,7	8,3	15,8	19,2	16,1	9,2	-1,8	-16,1	-24,6	188	"
Сковородино	-29,1	-23,4	-14,1	-1,8	7,2	14,5	18,0	15,0	7,7	-3,8	-18,4	-27,7	195	"
Тындинский	-31,7	-25,9	-16,2	-3,8	6,0	13,4	17,1	13,9	6,3	-5,7	-21,5	-30,2	206	"
<i>Бурятия</i>														
Багадин	-30,3	-25,7	-16,3	-3,7	5,3	12,3	15,7	12,6	5,4	-5,0	-19,6	-28,3	205	"
Кяхта	-22,4	-18,3	-8,9	2,0	9,5	16,7	19,1	16,5	9,3	0,8	-10,6	-19,4	174	"
Нижнеангарск	-22,8	-21,4	-14,0	-3,6	4,2	10,8	15,1	14,4	8,3	-0,4	-11,6	-17,7	185	"
Улан-Удэ	-25,4	-20,9	-10,6	1,2	8,8	16,2	19,4	16,5	8,8	-0,1	-12,7	-21,9	181	"
<i>Иркутская область</i>														
Ангарск	-22,3	-19,5	-9,9	1,0	8,5	15,2	17,8	15,3	8,3	0,6	-11,0	-19,3	175	"
Бодайбо	-31,8	-26,0	-15,4	-3,0	5,9	14,2	17,9	14,5	6,8	-2,6	-19,0	-28,5	196	"
Братск	-23,6	-20,4	-11,4	-0,4	7,6	15,0	18,2	15,1	7,8	-0,8	-12,9	-21,6	190	"
Усолье Сибирское	-23,4	-20,9	-10,4	0,8	8,9	15,8	18,6	15,8	8,8	0,6	-11,5	-19,9	180	"
<i>Красноярский край</i>														
Абакан	-21,3	-19,7	-10,4	2,2	9,9	16,3	19,3	16,7	10,0	1,7	-9,6	-18,0	175	Нет
Дудинка	-28,0	-26,1	-22,6	-15,5	-6,2	4,8	12,8	10,3	3,5	-8,0	-21,4	-26,1	252	Да
Канск	-20,2	-18,4	-10,2	0,6	8,5	16,0	19,2	15,8	8,8	0,5	-10,4	-18,6	182	"
Норильск	-27,6	-25,2	-21,4	-14,0	-5,2	5,9	13,4	10,4	3,6	-8,3	-21,8	-25,6	245	"

Тура	-36,7	-30,8	-19,4	-7,9	2,8	12,1	16,3	12,5	4,8	-7,4	-26,0	-34,1	222	-
<i>Магаданская область</i>														
Ола	-19,3	-18,6	-13,5	-5,8	1,6	6,5	11,4	11,4	7,0	-3,2	-12,0	-17,0	212	-
Омукчан	-34,6	-32,2	-24,2	-12,2	0,4	10,0	13,6	10,6	3,2	-11,1	-25,6	-33,6	232	-
Сусуман	-39,8	-35,6	-28,1	-14,0	1,2	10,8	13,5	10,0	1,8	-15,1	-30,4	-38,0	234	-
Усть-Омчуг	-35,2	-31,9	-24,2	-11,4	1,6	10,8	14,0	11,2	3,6	-10,9	-26,4	-33,1	227	-
Ягодное	-35,1	-32,1	-25,4	-13,5	0,9	11,4	14,4	10,5	2,9	-11,4	-26,6	-33,9	231	-
<i>Новосибирская область</i>														
Карасук	-19,8	-18,5	-11,8	1,0	11,2	17,6	19,8	17,0	11,0	2,0	-8,8	-16,5	174	Нет
Кыштовка	-20,7	-17,9	-11,4	0,2	9,3	15,5	17,5	15,0	9,3	0,8	-9,9	-17,5	179	-
Татарск	-19,8	-18,2	-11,5	0,4	10,1	16,5	18,6	15,8	10,0	1,4	-9,4	-16,7	182	-
Тогуцин	-19,5	-17,6	-10,7	0,2	9,4	15,8	18,2	15,3	9,2	1,2	-9,9	-17,2	178	-
Чулым	-19,7	-18,0	-11,7	-0,3	9,7	16,1	18,3	15,6	9,6	1,2	-9,9	-17,2	183	-
<i>Омская область</i>														
Искюль	-18,6	-17,6	-11,5	1,1	10,9	16,8	18,2	16,1	10,5	1,5	-8,6	-16,1	177	-
Омск	-19,2	-17,8	-11,8	1,3	10,7	16,6	18,3	15,9	10,4	1,4	-8,9	-16,5	177	-
Тара	-19,9	-18,0	-11,4	-0,1	9,1	15,5	17,7	14,8	9,2	0,8	-9,8	-17,2	183	-
Черлак	-19,2	-18,4	-12,0	1,0	11,2	17,5	19,3	16,9	11,2	2,1	-8,8	-16,3	174	-
<i>Пермская область</i>														
Березники	-15,7	-13,6	-7,7	2,3	8,8	15,2	17,4	15,0	8,9	1,1	-6,9	-13,6	169	-
Кудымкар	-15,7	-14,6	-8,2	1,5	9,3	15,3	17,6	15,1	8,9	1,1	-6,8	-13,3	171	-
Перь	-15,1	-13,4	-7,2	2,6	10,2	16,0	18,1	15,6	9,4	1,6	-6,6	-12,9	170	-
Чердынъ	-16,4	-14,7	-8,2	1,2	8,0	14,6	16,8	14,5	7,9	0,0	-8,2	-14,7	180	-
<i>Свердловская область</i>														
Ивдель	-18,6	-16,6	-9,5	0,8	7,5	13,8	16,2	13,8	7,4	-0,5	-8,9	-16,8	182	-
Каменск-Уральский	-17,0	-14,0	-9,0	2,5	10,8	16,2	17,9	15,5	9,6	1,5	-7,4	-14,4	169	-
Красноурфимск	-15,2	-15,2	-8,1	2,3	10,5	15,8	17,6	15,5	9,4	1,5	-7,0	-13,6	175	-
Серов	-17,6	-15,4	-8,5	2,1	9,1	15,2	17,3	14,6	8,5	0,5	-8,6	-15,8	174	-
<i>Томская область</i>														
Александровское	-21,5	-19,0	-12,3	-2,5	5,1	13,6	17,1	14,0	8,2	-1,3	-13,0	-20,2	196	-
Березовка	-22,8	-19,2	-11,7	-2,1	5,9	14,2	17,2	13,8	7,9	-1,3	-13,8	-21,2	195	-

Наименование пунктов	Средняя температура наружного воздуха, °С, по месяцам												Продолжительность периода со среднесуточной температурой < 0 °С	Наличие вечно-мерзлого грунта
	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI	XII		
Колнашево	-21,0	-17,9	-10,7	-1,1	7,2	15,0	17,9	14,7	9,0	0,0	-12,1	-19,4	186	Нет
Пудино	-20,8	-17,8	-10,3	-0,3	8,0	14,5	17,0	13,9	7,8	0,2	-11,2	-18,8	184	"--"
Томск	-19,2	-16,7	-10,1	-0,1	8,6	15,3	18,1	15,2	9,2	0,9	-10,4	-17,5	183	"--"
<i>Тува</i>														
Кызыл	-33,7	-30,5	-18,4	0,3	10,5	17,0	19,6	17,0	9,8	-0,4	-15,4	-29,4	181	Да
Туран	-34,9	-29,4	-18,4	-2,6	7,8	14,2	16,9	14,2	7,7	-1,9	-16,2	-28,7	192	"--"
Эрэн	-34,9	-31,2	-20,5	-2,8	9,6	15,9	17,8	16,0	9,8	-0,3	-16,6	-28,6	188	"--"
<i>Удмуртия</i>														
Глазов	-14,9	-14,0	-8,0	2,0	9,9	15,8	17,8	15,4	9,1	1,8	-6,2	-12,6	172	Нет
Ижевск	-14,2	-13,5	-7,3	2,8	11,1	16,8	18,7	16,5	10,0	2,3	-5,6	-12,3	164	"--"
Сарапул	-14,3	-13,5	-7,3	3,0	11,5	17,1	18,9	16,8	10,4	2,7	-5,5	-12,2	163	"--"
<i>Хабаровский край</i>														
Аян	-19,7	-17,6	-11,4	-3,8	0,8	5,6	11,4	13,2	9,6	0,4	-11,0	-17,4	198	Да
Бикин	-22,4	-17,4	-8,1	4,1	11,7	17,4	21,0	19,9	13,3	4,5	-7,6	-18,3	161	Нет
Комсомольск-на-Амуре	-25,6	-20,3	-10,1	1,3	8,7	15,6	19,9	18,7	12,6	3,0	-10,7	-22,0	170	"--"
Охотск	-23,0	-20,0	-14,3	-5,8	1,1	6,2	11,8	13,0	8,4	-2,3	-14,1	-20,5	212	Да
Хабаровск	-22,3	-17,2	-8,5	3,1	11,1	17,4	21,1	20,0	13,9	4,7	-8,1	-18,5	162	Нет
Чумикан	-23,7	-18,9	-11,6	-2,7	1,9	6,6	12,0	13,5	10,0	0,7	-12,9	-21,3	198	Да
<i>Челябинская область</i>														
Бреды	-17,4	-16,7	-10,2	2,3	12,1	17,6	19,3	16,9	10,9	1,5	-6,7	-13,9	168	Нет
Верхний Уфалей	-16,1	-14,6	-8,6	1,8	9,2	14,4	16,1	13,8	8,3	0,7	-8,0	-13,9	175	"--"
Магнитогорск	-16,9	-15,7	-9,1	2,6	11,6	16,6	18,3	16,1	10,2	1,9	-7,1	-14,0	171	"--"
Троицк	-17,2	-16,1	-9,0	3,2	12,3	17,7	19,0	16,8	10,8	2,7	-6,7	-13,7	161	"--"

Челябинск	-15,5	-14,3	-7,9	3,1	11,9	17,3	18,8	16,8	10,8	2,4	-6,4	-13,0	168	-"
<i>Читинская область</i>														
Агинское	-23,6	-20,6	-11,5	0,5	8,6	15,6	18,8	15,6	8,6	-0,5	-13,0	-20,9	183	Да
Борзя	-28,0	-23,8	-13,4	0,2	9,1	16,6	20,0	17,0	9,7	-0,6	-14,5	-24,8	184	-"
Букача	-31,4	-25,4	-15,0	-2,2	7,2	13,8	16,9	14,3	8,9	4,4	-19,0	-30,2	198	-"
Цара	-33,7	-28,8	-18,7	-5,0	4,1	12,4	16,4	13,0	5,5	-5,9	-21,7	-31,5	209	-"
Чита	-26,6	-21,8	-11,5	0,3	8,2	15,5	18,8	15,5	8,3	-1,0	-14,4	-23,8	184	-"
<i>Чукотка</i>														
Анадьрь	-22,8	-22,7	-21,0	-13,2	-3,3	4,9	10,7	9,2	3,6	-5,6	-14,4	-20,9	238	-"
Певек	-26,2	-27,8	-23,9	-15,4	-3,8	5,2	7,6	6,2	1,4	-8,2	-18,5	-24,6	245	-"
Чаун	-31,4	-31,4	-27,7	-19,9	-6,0	4,7	9,5	7,4	1,0	-10,1	-21,2	-28,2	254	-"
Мыс Шмидта	-26,0	-27,2	-25,3	-18,0	-7,4	1,2	3,8	2,9	-0,4	-7,9	-16,4	-24,4	266	-"
Эгвекинг	-18,4	-19,4	-17,9	-11,5	-2,8	4,4	8,8	8,2	3,0	-4,4	-11,2	-17,3	245	-"
<i>Якутия</i>														
Верхоянск	-48,6	-43,7	-30,0	-13,3	2,0	12,7	15,2	11,0	2,5	-14,4	-36,2	-45,4	232	-"
Зырянка	-38,3	-34,6	-25,8	-12,5	1,8	12,9	15,2	11,4	3,9	-11,2	-28,1	-36,2	230	-"
Мирный	-32,3	-26,0	-17,1	-6,1	3,7	13,5	16,8	12,3	4,9	-6,9	-22,9	-30,6	213	-"
Саскылах	-35,5	-33,2	-28,8	-18,5	-6,9	6,1	11,7	8,0	1,3	-11,9	-27,6	-32,1	254	-"
Чокурдах	-35,5	-33,9	-28,3	-18,9	-6,1	5,8	9,7	6,9	0,9	-12,4	-25,8	-32,3	251	-"
Цульман	-36,6	-31,0	-20,2	-7,1	3,6	12,2	15,9	12,4	4,4	-7,7	-24,2	-34,2	219	-"

- в летнее время для выпаривания излишков жидкости, поступающей с атмосферными осадками, использовать распылители;

- с целью экономии тепла нагрев растворов начинать в теплое время года. Для этого ввести в циркуляционную систему дополнительный внешний контрольный прудок для нагретых растворов, из которого осуществлять добавление теплого раствора в общую циркуляционную систему растворов;

- предусматривать дополнительное (дублирующее) количество насосов для обеспечения циркуляции растворов;

- смонтировать дублирующие энергетические мощности для обеспечения непрерывной циркуляции растворов. С этой же целью предусмотреть линии трубопроводов;

- укладывать теплоизолирующий слой на верхнюю часть штабеля для ограничения проникновения мерзлоты в нижележащие слои рудной массы;

- не укладывать смерзшийся материал (руда, снег, лед) в штабель;

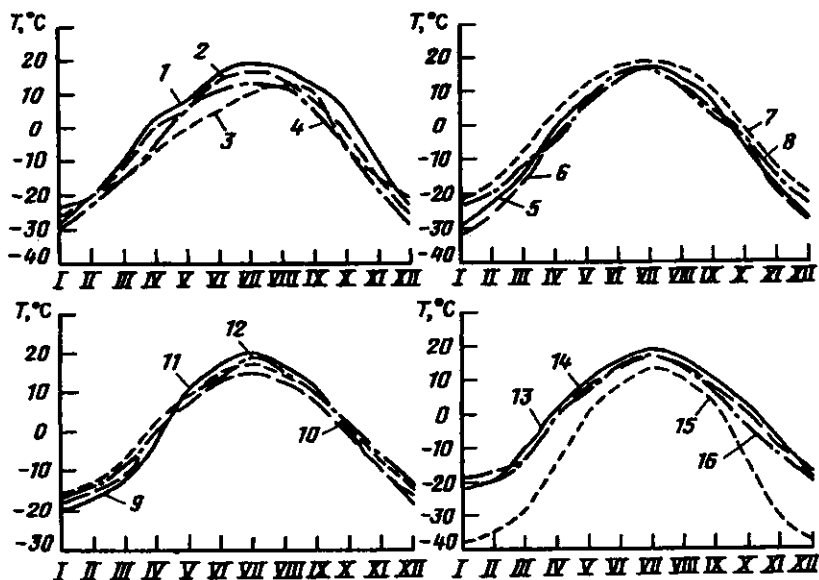


Рис. 2.1. Сравнение годовых температурных графиков российских и зарубежных объектов:

1 — Хабаровский край, Комсомольск-на-Амуре; 2 — Читинская обл., Чита; 3 — Охотск; 4 — Даусон, Юкон, Бреверли; 5 — Амурская обл., Сквородино; 6 — Иркутская обл., Бодайбо; 7 — Бурятия, Кяхта; 8 — Аляска, Галена; 9 — Омская обл., Омск; 10 — Свердловская обл., Ивдель; 11 — Персикская обл., Пермь; 12 — Онтарио, Тиммонс; 13 — Красноярский край, Абакан; 14 — Новосибирская обл., Чулым; 15 — Магаданская обл., Сусуман; 16 — Аляска, Фэрбанкс; I—XII — месяцы года

● если предприятие функционирует круглый год, разделять штабели, обрабатываемые в период положительных температур, от штабелей, эксплуатируемых в зимнее время;

● если это возможно, избегать строительства штабелей КВ на вечной мерзлоте; если невозможно – тщательно изолировать штабель от нижележащего материала.

В табл. 2.1 приведены температуры наружного воздуха по ряду метеорологических станций различных регионов России с сузовыми климатическими условиями.

Сравнение годовых температурных графиков российских и зарубежных объектов (рис. 2.1) свидетельствует о том, что промышленные круглогодичные работы по добыче благородных металлов методом КВ организованы в сходных условиях.

КВ В УСЛОВИЯХ СРЕДНИХ И ЮЖНЫХ ШИРОТ

Большинство полигонов КВ золота размещено в районах, где приходится сталкиваться со стандартными метеоусловиями, такими как зимние снегопады, весеннее снеготаяние, выпадение дождей в летнее время, засушливые периоды, связанные с испарением. Указанные природные факторы, в одном случае, вызывают разбавление технологических растворов, увеличивая их объем, в другом – наоборот, вызывают большие их потери за счет испарения. Самой серьезной проблемой, которая может быть при КВ, является катастрофическое разрушение штабеля, вызванное водонасыщением (за счет интенсивных дождей) тонкозернистого (тонкодробленного) материала, подвергаемого выщелачиванию, при этом штабель (обычно многоэтажный) обрушивается за счет сил сдвига (среза).

Выделяются два типа осадконакопления и стока. Первый из них – снеготаяние или ливневые дожди, ограниченные несколькими минутами (тропические) или часами. Его результаты:

- размывание подъездных путей;
- повреждение сточных канав;
- загрязнение сточными водами оборотных растворов;
- повреждение прудков (с технологическими растворами), их переполнение и размыв;
- потери оборотных технологических растворов вследствие прорывов в сточных канавах и емкостях;
- размыв горной массы штабеля и загрязнение технологических растворов механическими взвесями.

Второй тип – это долговременные (измеряемые месяцами) влажные или засушливые периоды. Продолжительные дожди вызывают чрезмерное накопление растворов, увеличивая опасность переполнения емкостей (прудков, карт). Засушливые периоды обуславливают потери растворов за счет испарения, что приводит к водному дефициту, если нет достаточного количества легко доступных запасов пресной воды.

Климатические процессы, обуславливающие осадконакопление, носят случайный по времени характер. Их трудно предсказать, но они обязательно должны быть учтены при проектировании. Ключевым элементом при определении интенсивности накопления воды во время краткосрочных процессов являются осадки.

Эти сведения по каждому району (зоне) фиксируются в течение многих лет. Так, на полигоне "Ред Доум" (Австралия) собраны данные по выпадению осадков за последние 80 лет. Для этого района типично резкое изменение параметров выпадения осадков в течение сезона дождей, который продолжается с ноября по март. Максимальные уровни атмосферных осадков в год около 1800 мм. Максимальный уровень осадков в сезон ноябрь—март около 1370 мм, а наиболее дождливый месяц — февраль (уровень осадков — 600 мм). Эти сведения служат основанием для проектировщиков при определении объемов прудков технологических растворов и сооружений специальных ливневых карт. Если же дождевая вода собирается в естественные водосборники, следует оценивать остаточный объем осадков с учетом инфильтрационных потерь.

Для зон, где процессы снегопада и снеготаяния преобладают над дождевыми осадками, следует прибегнуть к анализу данных длительных наблюдений снежной обстановки. С учетом "водного эквивалента" (количества воды, содержащейся в снежных осадках) рассчитывается объем стока на площади полигона КВ. Месячные данные осадконакопления необходимы для оценки вместимости бассейнов, имея в виду среднесезонные флуктуации.

В условиях жаркого климата (особенно сухого) приходится считаться с процессом испарения, вызывающим потери растворов, которые могут быть весьма значительными. Так, на руднике "Ред Доум" (Австралия), когда с марта до ноября климат сухой и дождей практически нет, за счет испарения теряется около 8 % объема технологического раствора. Потери воды при КВ складываются из испарения с открытых поверхностей, разбрызгивания и испарения при транспортировке растворов. Количественные оценки годовой интенсивности испарения необходимы для составления водного баланса.

Потери за счет разбрызгивания зависят главным образом от размеров капель при орошении, температуры, влажности и силы ветра. Потери за счет разносимых ветром брызг могут быть снижены за счет использования капель большого размера, т.е. установки форсунок большего диаметра с низким давлением, а также уменьшения разбрызгивания во время сильного ветра.

По данным экспериментов, средние потери при орошении в условиях холодного климата и скорости ветра 10—15 км/ч составляют 1 %, жаркого — 2,5 % и засушливого — 6 %. Испаряемость с открытых водных поверхностей может быть получена по данным испарения из лотков в районе заложения полигона КВ. Во влажном климате потери за счет испарения при орошении в два раза

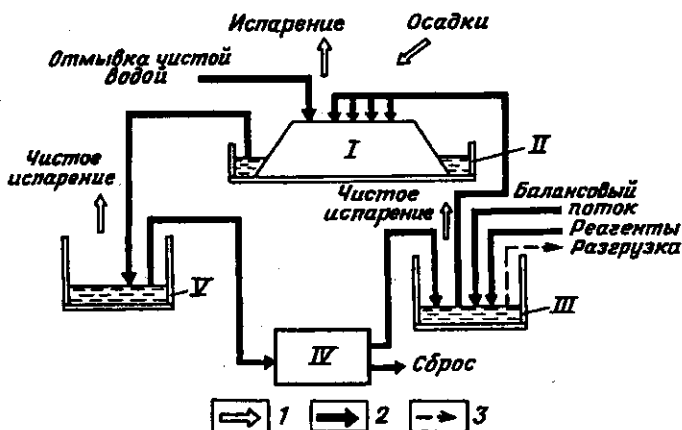


Рис. 2.2.оборот воды в процессе кучного выщелачивания:
 I — оборот природных вод; 2 — технологический оборот; 3 — разгрузка; I — штабель; II — кювета и ее содержимое; III — емкость маточных растворов; IV — установка переработки растворов; V — емкость продуктивных растворов

или более выше потерь за счет испарения из лотков, в сухом климате — впятеро выше.

Водный баланс процесса КВ складывается из двух составляющих: технологического оборота и оборота природных вод. Первая составляющая относительно стабильна и представляет собой поток технологических растворов в системе. Он включает воду, входящую в состав технологических растворов, воду, поступающую при доукреплении растворов, воду для промывки штабеля. В некоторых случаях для поддержания соответствующего водного баланса могут быть предусмотрены сбросы. Категория природных вод включает в себя случайные во времени дождевые осадки, снеготаяние, испарение. Природные воды накладываются на циркулирующие технологические растворы, увеличивая или уменьшая их объем в зависимости от времени года и климатических условий. оборот воды в процессе КВ показан на рис. 2.2.

Водный баланс рассчитывают таким же образом, как материальный баланс по любой технологической схеме; к сожалению, в него часто вынужденно закладывают прогнозные величины, так как природные явления имеют стохастический характер.

2.3.3. УСЛОВИЯ ХИМИЧЕСКОГО ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ ПРИ КВ. МИНЕРАЛОГО-СТРУКТУРНЫЕ ОСОБЕННОСТИ РУД И ПОРОД

Факторы химического взаимодействия. На условия химического взаимодействия компонентов процесса КВ влияют:

- вещественный и минеральный состав руд и пород;

● доступность полезного компонента руды для контакта с реагентом;

● проницаемость и эффективная пористость руды;

● присутствие минералов-носителей золота и сопутствующих минералов.

В настоящее время кучному выщелачиванию подвергают руды, залегающие в различных по составу вмещающих породах. Например, в США успешно перерабатывают золотые и золотосеребряные руды, приуроченные к известковым и кремнистым образованиям, карбонатизированным сланцам, вулканическим и интрузивным породам. Особенно благоприятны для КВ руды "золотого пояса" Карлин Тренд (где сосредоточено наибольшее количество полигонов КВ), месторождения которого представлены золотосульфидным и золотосульфидно-кварцевым типами в углеродсодержащих карбонатных и терригенных толщах. Для условий цианидного выщелачивания (осуществляемого в щелочной среде) эти руды хорошо прощелачиваемы.

Приемлемые технологические показатели при КВ получены при переработке руд, представленных различными вулканическими породами, вторичными кварцитами, кварц-сульфидными жилами. Значительный опыт КВ золота позволил отчетливо выявить влияние вещественного состава вмещающих пород на результаты цианидного извлечения металла.

Установлено отрицательное воздействие углистых и органических веществ, которые часто присутствуют, особенно в осадочных образованиях, на количество переводимого в раствор золота. Это явление связано с высоким сорбционным сродством этих компонентов к золотоцианидному комплексу. Вследствие этого при выщелачивании руд, содержащих рассматриваемые компоненты, наряду с переходом золота в раствор протекает обратный процесс сорбции углистым веществом.

Определенной сорбционной способностью по отношению к растворенному золоту обладает и тонкодисперсная часть глинистых минералов. Помимо этого последние заиливают каналы фильтрации между кусками руды и препятствуют просачиванию растворов. Это обстоятельство до недавнего времени практически исключало возможность организации КВ руд, содержащих глинистые составляющие.

При рассмотрении минерального состава руд и пород и их влияния на процесс извлечения КВ обычно выделяют следующие аспекты:

● минеральную форму благородных металлов;

● размер выделения частиц благородных металлов;

● распределение и локализацию благородных металлов во вмещающем минерале;

● наличие сопутствующих минералов, влияющих на протекание процесса выщелачивания (в частности, на цианирование);

● степень окисляемости исходного материала.

Минеральная форма благородных металлов. Самыми распространенными золотосодержащими минералами в рудах являются самородное золото и электрум (золото, содержащее 25 % и более серебра). В условиях хорошего контакта цианидного раствора с этими минералами скорость перевода их в жидкую фазу достаточно высока. В случае же присутствия в рудах теллуридов золота кинетика процесса растворения становится неприемлемой, и обычно требуется проведение предварительных технологических операций.

Цианированию обычно не поддается и рассеянное золото микронного размера, содержащееся в углистом веществе в связи с сорбцией растворенного металла углеродом. Такие типы руд также должны перед цианированием подвергаться предварительной обработке (обжигу, окислению и т.д.).

Значительные трудности в растворении металла при КВ возникают при наличии на частицах золота пленок из различных минералов; возможно их образование и в процессе самого выщелачивания. Пленки могут быть сплошными и плотными – в этом случае они прекращают доступ растворителя к минеральному зерну. Если же пленки пористые или занимают часть поверхности золотин, то это приводит лишь к частичному снижению скорости выщелачивания. Это положение в равной степени относится и к растворению серебросодержащих минералов.

Размер выделения частиц благородных металлов и их распределение. Крупные по размеру частицы золота требуют длительного контакта с растворителем. Поэтому обычно такие руды предварительно подвергают процессам обогащения (гравитация, флотация) с выделением золотосодержащего концентрата. Кучному выщелачиванию подвергаются руды, содержащие рассеянное золото микронного размера.

Благоприятными для КВ считаются условия, когда свободное золото имеет размер золотинок 0,001–0,07 мм, а на поверхности частиц золота отсутствуют какие-либо пленки, осадки, включения.

При этом важна доступность растворителя к минеральным образованиям, что обусловлено естественной пористостью и трещиноватостью, текстурно-структурными особенностями руды. Обычно мелкодисперсное золото в рудах частично находится в свободном состоянии, выделяясь вдоль трещин, частично в сростках с другими минералами. Эти формы и места выделения золота легко доступны для растворителей, и металл сравнительно быстро переходит в жидкую фазу. Извлечению не поддается тонкодисперсное золото, заключенное в кварце, так как в этом случае исключается даже диффузионное выщелачивание из-за отсутствия какой-либо заметной пористости в кварцевом чехле.

Так как руда при КВ обычно не подвергается измельчению и в ряде случаев выщелачивание осуществляют из руд забойной крупности (размер кусков 100 мм и более), то основным каналом извле-

чения из крупнокусковой руды является движение растворителя по порам и капиллярам и обратный перенос растворенного металла по ним на поверхность частицы руды, т.е. осуществляется так называемое диффузионное выщелачивание, кинетика которого определяется градиентами концентрации растворителя и растворимого вещества в пределах крайних точек взаимодействия. В этом случае характер пор, их размеры, извилистость, протяженность имеют решающее значение для оценки скорости выщелачивания и в конечном счете — степени извлечения. Важным фактором является также возможность образования в результате химического взаимодействия растворителя с минералом вмещающей породы техногенных минералов, обычно "экранирующих" поступление растворителя внутрь отдельного рудного куска.

Очевидно, наиболее благоприятны для выщелачивания трещиноватые руды с высокой пористостью, когда растворитель легко достигает золотинок. Вторым не менее важным фактором, ускоряющим процесс растворения, является уменьшение крупности материала, обнажающее поверхность минеральных образований и обеспечивающее прямой контакт растворителя с золотом. При этом сокращается и протяженность пор, по которым должны перемещаться растворитель (внутри) и растворенное золото (на поверхность куска). Механизм диффузионного выщелачивания из крупнокускового материала скальных руд подробно изучен в практике КВ урановых руд.

Ассоциация золота с рядом минералов (пиритом, арсенопиритом, пирротинном, галенитом, сфалеритом) обуславливает необходимость выделения при оценке выщелачиваемости класса минералов-носителей природных металлов.

Пирит является наиболее распространенным минералом в перерабатываемых КВ рудах, вмещает золото в виде свободного металла или электрума. "Запечатанное" золото в пирите может быть выщелочено, если оно достаточно крупное по размеру и где-то имеется обнаженная поверхность золотинок, или же пирит частично окислен, и происходит диффузионное выщелачивание через пленку гидроксида железа. Если же частицы золота менее 10 мкм и оно запечатано в пирите, то для его извлечения требуется дополнительная обработка (например, окисление).

Вторым наиболее распространенным минералом, в котором может быть заключено золото, является арсенопирит. Ассоциация тонкодисперсного золота с арсенопиритом и пиритом исключает непосредственное цианирование таких продуктов, так как извлечение металла при этом не превышает 8—10 %. Освоение весьма крупных месторождений золота, содержащих сульфиды, сегодня сдерживается высоким содержанием мышьяка и технической недоступностью золота при выщелачивании. С целью удаления мышьяка и вскрытия золота руду (концентраты) подвергают окислительному обжигу, в процессе которого мышьяк и сера переходят в газовую фазу, загрязняя атмосферу.

Арсенопирит помимо всего является "хорошим" потребителем цианида, образуя ферроцианидные комплексы. Поэтому руды, в которых значительная доля золота связана с арсенопиритом, для цианидного КВ непригодны.

Еще одним из необходимых условий осуществления КВ благородных металлов является степень окисленности обрабатываемых руд. В последние 3—5 лет появились первые результаты промышленного применения перед цианидным кучным выщелачиванием биотехнологического окисления сульфидных золотосодержащих руд, позволившего перерабатывать и неокисленные забалансовые руды.

2.3.4. СРЕДНИЕ СОДЕРЖАНИЯ МЕТАЛЛА И ЗАПАСЫ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЙ, ПОДВЕРГАЕМЫХ КВ

Число предприятий, в которых наряду с добычей и переработкой балансовых руд организовано КВ забалансовых руд, в настоящее время велико. Обеспечение полноты выемки из недр бедных руд и их переработка вызваны все большим истощением сырьевой базы золота. Это же относится к обработке отходов горнообогатительных предприятий, накопившихся в весьма внушительных масштабах. Горная промышленность отличается высокой капиталоемкостью, и в структуре себестоимости продукции стоимость сырья достигает 85—90 %. В этих условиях переработка забалансовых руд при существующем уровне техники и установившихся ценах на металл экономически нецелесообразна. Стандартные методы добычи и переработки золотосодержащих руд пригодны только для определенного содержания металла. Если принять себестоимость 1 г золота, извлеченного из руды со средним содержанием 4,2—4,4 г/т, за 100 %, то стоимость 1 г золота при среднем содержании 3,5 г/т составит 133 %, при 2 г/т — 200 % и при 1,2 г/т — 450 %. Благодаря присущим КВ преимуществам этот способ позволяет экономично обрабатывать золотосодержащие руды с весьма низким содержанием металла.

В табл. 2.2 приведен ряд параметров, в том числе и по среднему содержанию Au и Ag в рудах, перерабатываемых КВ, по отдельным участкам в разных регионах мира. По отдельным странам и по каждому индивидуальному полигону среднее содержание золота в обрабатываемых КВ рудах варьирует в широких пределах. Наиболее низкое содержание золота в рудах, поступающих на КВ, отмечается в США (здесь оно составляет 0,3—1,2 г/т), более высокое — в рудах, перерабатываемых способом КВ, в Австралии (1,2—1,7 г/т). Промежуточное положение по содержанию металла в исходных рудах занимают страны Латинской Америки и СНГ.

По отдельным рудникам ("Раунд Маунтин", "Эл Хуссо", "Месквит", "Мурунтау") забалансовые руды по содержанию золота делятся, в свою очередь, на более богатые и более бедные. Они перерабатываются раздельно, причем последние часто в отличие

Показатели работы отдельных полигонов кучного и дамбового выщелачивания (КВ и ДВ) золота

Рудник, месторождение (страна)	Производи- тельность, тыс. т/год	Содержание, г/т		Крупность материала, мм (содер- жание фракции, %)	Продол- житель- ность вы- щелачи- вания, сут	Степень извлече- ния, %	Примечание
		Au	Ag				
"Маунт Лейши Майн" (Австра- лия)	2600	1,2	—	-19 (80 %)	60-65	80-85	Запасы: окисленные руды — 2,5 млн т с содержанием 1,2 г/т Au, первичные руды — 9,75 млн т с 2,24 г/т Au. Бортовое содержание — 0,3 г/т. Золото в окисленных рудах свободное, с размером частиц 1-500 мкм, связано с оксидами и гидроксидами железа
"Космо Хаулдей" (Австралия)	800 (с уве- личением до 1200)	1,7	—	-50	90	65-75	Руда окисленная, приурочена к нижним протерозойским породам, представленным остаточными туфогенными породами
"Марвел Лоч Го- улд" (Австралия)	800	1,5-1,7	—	-25 (агломера- ция)	—	70-75	Руда окисленная. Зона окисления — красная кора выветривания, содержащая каолин и гематит
"Ред Доум"	2000	1,6	—	-15 (80 %)	40	—	Руда окисленная, встречается в молодых осадочных кварцевых брекчиях в верхних частях месторождений. Золото связано с минерализацией меди и серебра. Запасы для КВ — 3,15 млн т с содержанием Au — 1,5 г/т, Ag — 5,7 г/т и Cu — 0,4 %, бортовое содержание — 0,5 г/т Au
"Хоуп Брук" (Ка- нада)	760	4,4	—	-12	500	70	Руда содержит 5-8 % пирита. Золото свободное. Размер золотинок 0,5-100 мкм. Тонко рассеяно по всей массе руды

"Рефужо" (Чили)	9000	0,98	—	-13	—	55-65	Порфиновые месторождения с содержанием 0,5-1,5 г/т мелкозернистого рассеянного золота, вкрапленного в порфиры, содержащие до 0,3 % Си. Руда окислена; запасы Au - 500 т, Ag - 14 тыс. т, руды - 185 млн т
"Эл Хуесо" (Чили) КВ высоко- сортной руды	—	1,4	—	-13	40-50	75	Запасы - 19 млн т руды с содержанием Au - 1,53 г/т и Ag - 6 г/т, руда окислена, золото рассеянное. Морские известняки и выветрелые вулканические породы, бортовое содержание 0,2 г/т
ДВ низкосорт- ной руды	—	0,4-0,8	—	Забойная	40	40	Также содержит Ag. Введен в эксплуатацию соседний рудник "Макви" с запасы руды 40 млн т и содержанием Au 1,9 г/т, продолжительность выщелачивания 120 сут
"Янакоша" (Перу), ДВ	5100	1,4	—	То же	35	—	Промышленные и балансовые запасы на начало 1993 г. - 347,63 млн т с содержанием Au - 1,75 г/т
"Корлин" (США), компания "Нью- монт Гоулд"	43,795	0,75	—	-38	—	—	Рудник закрыт
"Ортис" (США)	800	1,8	—	-13,5	70-75	70 (Au), 30 (Ag)	Запасы - 87,39 млн т с содержанием Au 0,62 г/т, месторождение - круглопадающая осадочная гряда, основная минерализация золота в трещиноватом интрузивном сиените, размеры золотин - 50 мкм
"Зоргман-Лан- даски" (США)	11788	0,31	—	Забойная	—	—	—
"Чиней Крик" (США)	1000-3000	0,92	—	То же	100-300	65	Запасы - 11,3 млн т руды с содержанием Au 3,7 г/т и Ag - 20 г/т
"Парадаиз Пик" (США)	350-400	—	—	"—"	180 (отвалы), 30 (агломераты)	60-70 (Au), 20-30 (Ag)	—
"Голд Страйк" (США)	13000	0,6-0,7	—	-38 (агломерация)	30-45	—	Бортовое содержание Au - 0,275 г/т. Общие запасы для КВ - 64 млн т с содержанием Au 0,6-0,7 г/т

Рудник, месторождение (страна)	Производи- тельность, тыс. т/год	Содержание, г/т		Крупность материала, мм (содер- жанье фракции, %)	Продол- житель- ность вы- щелачи- вания, сут	Степень извлече- ния, %	Примечание
		Au	Ag				
"Раунд Маунтин" КВ богатых руд	13200 (общая)	—	—	—	—	—	Бортовое содержание — 0,2 г/т. Общие запасы — 263,5 млн т при содержании Au 0,9 г/т. Высокое содержание Ag, отношение Au:Ag = 3:2
КВ бедных руд	—	0,9	—	—13	—	73—75	
"Мексикан" (США) КВ	7300 (общая)	0,2	—	Забойная	—	—	Руда для КВ агломерируется
ДВ	—	—	—	65	120	80	
"Коуэр Рочестер" (США)	5100—5300	0,5	—	(10% — 10 мм) Забойная	—	65	—
Васильковское (Казахстан)	300	0,375	48,1	—13 (10% — 200 мм)	—	—	Запасы — 2,6 млн т
"Мурунтау" (Уз- бекистан)	13800 (об- щая)	2,0	—	Забойная	64	69,5	
богатые руды	—	—	—	—	—	—	Запасы: богатые отвалы — 60 млн т с содержанием Au — 1,59 г/т, бедные отвалы — 160 млн т с содержанием Au 1,09 г/т
бедные руды	—	1,59	—	—3,35	100	65	
		1,09	—	—	—	50	

Т а б л и ц а 2.3

Степень пригодности для освоения способом КВ различных промышленных типов месторождений по минеральному составу

Формация эндогенных золоторудных месторождений	Характеристика формации	Степень благоприятности для кучного выщелачивания
Золотокварцевая, золотосульфидно-кварцевая	Золото в основном свободное в кварце, частично в сульфидах. Месторождения представлены жилами, жильными зонами и штокверками в осадочных, вулканических, интрузивных, реже метаморфических породах	Весьма благоприятна (за исключением объектов с тонкодисперсным золотом в кварце)
Золотосульфидная	В составе руд главную роль играют пирит, халькопирит, арсенопирит, пирротин, сфалерит, галенит. Золото тесно связано с сульфидами. Месторождения представлены зонами вкрапленности золотоносных сульфидов в осадочных и эффузивных толщах. Нередко тяготеют к существенно углистым или графитистым сланцам	Неблагоприятна либо малоблагоприятна
Золото-карбонат-сульфидная	Месторождения типа залежей, жил, гнездового или вкрапленного оруденения в карбонатных толщах и образующихся по ним метасоматитах	Благоприятна
Золото-силикатная (скарновая)	Месторождения представлены скарновыми залежами с наложенной сульфидной и золотой минерализацией и связаны с контактными ореолами гранитоидных массивов	Малоблагоприятна
Золото-халцедоново-кварцевая (золотосеребряная)	Характерны высокая серебристость золота и обилие собственно серебряных минералов, для некоторых — наличие теллуридов. Месторождения представлены жилами, штокверками	Благоприятна либо малоблагоприятна (при наличии теллуридов)

от первых не подвергаются дроблению и поступают на выщелачивание с получением более низкого процента извлечения.

Запасы руд, подвергаемых КВ, весьма различны и варьируют от нескольких миллионов тонн до десятков и сотен миллионов тонн.

Т а б л и ц а 2.4

Степень благоприятности для процесса КВ руд с различным содержанием сульфидов

Характеристика руд	Содержание сульфидов, %	Степень благоприятности для кучного выщелачивания
Убогосульфидные	До 2	Весьма благоприятные
Малосульфидные	До 5	Благоприятные
Умеренно сульфидные	5—20	Малоблагоприятные
Существенно сульфидные	Более 20	Неблагоприятные

Они могут меняться в связи с колебаниями бортового содержания (что происходит достаточно часто) или же наращивания запасов в результате дополнительной разведки.

Срок эксплуатации полигона КВ может быть от 2–3 до 10 лет и более в зависимости от характера и запасов перерабатываемого материала и производительности. А материалом могут быть давно

Т а б л и ц а 2.5

Степень благоприятности для организации КВ различных морфологических типов месторождений

Морфологический тип месторождения	Характеристика типа	Степень благоприятности типа для кучного выщелачивания
Штокверки	Месторождения образованы большим количеством различно ориентированных мало-мощных кварцевых жил и тонких прожилков, а также вкрапленной сульфидной минерализацией, имеют значительные размеры по площади и на глубину, локализуются в метаморфизованных песчано-сланцевых толщах, реже в изверженных породах	Весьма благоприятен
Минерализованные и жильные зоны	Месторождения представляют собой участки тектонически нарушенных и гидротермально измененных терригенно-осадочных и вулканогенно-осадочных пород или совокупность сближенных кварцевых жил, прожилков в кристаллических, эффузивных и терригенно-осадочных толщах. Руды относятся к золотосульфидно-кварцевой и золото-кварцевой формациям	Весьма благоприятен
Жильные месторождения	Месторождения представлены одной жилой большой протяженности или несколькими разбросанными между собой жилами или системой коротких жил. Наиболее многочисленны месторождения золото-кварцевой формации среди песчано-сланцевых и флишеидных толщ, могут быть и в интрузивных массивах. Во всех случаях каждая жила – самостоятельное рудное тело. Линзовидные, жилообразные, пластообразные, сложной формы	Малоблагоприятен
Залежи	Обычно образованы золотосодержащими пирит-халькопиритовыми, полиметаллическими, баритовыми, магнетитовыми сплошными и вкрапленными рудами	Неблагоприятен*

* Благоприятны залежи куранахского типа, в отдельных случаях – зоны окисления и вторичного обогащения колчеданных месторождений при достаточном полном выносе вредных примесей.

лежалые руды ("Мурунтау"), или же забалансовые руды, извлекаемые одновременно с балансовыми на действующем руднике ("Ньюмонт Гоулд"), или же руды, поступавшие из карьера, отрабатываемого только для КВ. Производительность участков КВ также варьирует от 300—800 тыс. т до 13,8 млн т в год ("Мурунтау") и 43,9 млн т руды в год (несколько участков КВ компании "Ньюмонт Гоулд", США). Полигоны КВ нередко после 2—5 лет эксплуатации в одном месте закрывают, в другом — сооружают новые участки. В настоящее время наблюдается заметный рост числа полигонов КВ в странах Латинской Америки (Чили, Перу).

Возможен и случай отработки небольшого объема давно лежалого забалансового материала. Так, в период эксплуатации рудника "Гусберн" (1976—1984 гг.) скопилось 275 тыс. т хвостов флотации с содержанием золота 0,78—1,1 г/т и серебра — 25—31 г/т. Крупность 85 % хвостов — 200 меш. По схеме предусматривалось хвосты подвергнуть агломерации и затем КВ. Извлечение по золоту составило 85 % и по серебру — 75 %.

В табл. 2.3—2.5 представлены сведения о характерных признаках, определяющих степень их благоприятности для КВ различных промышленных типов месторождений.

Как уже подчеркивалось, по минеральному составу благоприятны формации, в которых металл представлен в свободной форме и содержание сульфидов не превышает 2—5 %. Оценка морфологии месторождения с точки зрения ее благоприятности для КВ важна при экономических расчетах выемки руды карьерным способом, когда требуется получать большие массы низкосортных руд. Для открытого способа добычи наиболее благоприятны месторождения, представленные штокверками, площадными золотоносными корами выветривания, мощными минерализованными и жильными залежами. С приемлемыми технико-экономическими показателями могут быть переработаны и руды других типов.

Перспективны для КВ также руды месторождений, представленных золотосодержащими вторичными кварцитами пластолинзообразной формы, окисленными рудами золотосульфидно-кварцевой формации в карманообразных и линейно-вытянутых карстовых впадинах в карбонатных толщах, а также оруденелыми дайками.

Благоприятными для КВ могут оказаться окисленные руды с мелким свободным золотом "железных" шляп колчеданно-полиметаллических месторождений, а также месторождения, приуроченные к площадным корам выветривания.

Глава 3. ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ПРОЦЕССА КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ

3.1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

3.1.1. ЗОЛОТО. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ И МЕТОДЫ ПОЛУЧЕНИЯ

Золото (Au) — благородный металл желтого цвета с приятным блеском. Известно с древних времен (за 12 тыс. лет до новой эры). Среднее содержание золота в земной коре $5 \cdot 10^{-8}$ % (по массе).

Золото наряду с его ближайшими аналогами по группе — медью и серебром — относится к самородным металлам. Кроме того, известно до 20 минералов, содержащих помимо золота некоторые другие элементы, в том числе железо, медь, селен, теллур. Самородное золото чаще всего содержит до 10–15 % серебра. При более высоком содержании серебра (35–45 %) минерал назовится серебрясто-белым с зеленоватым оттенком; он носит название электрум. Практически 97 % всего добываемого золота получают из самородного золота и лишь 3 % из его теллуридов, образующих минералы калаверит $AuTe_2$, креннерит $(Au, Ag)Te_2$, сильванит $AuAgTe_2$, и петцит Ag_3AuTe_2 .

Согласно ГОСТ 28058–89 в России выпускают две марки золота следующего химического состава:

Марка	ЗЛА-1П	ЗЛА-1
Au, %, не менее	99,99	99,9
Примеси, %, не более		
Pb	0,0005	0,001
Fe	0,0005	0,001
Sb	0,0005	0,001
Bi	0,0005	0,001
Всего	0,01	0,01

Характеристикой степени чистоты золота является его проба, которая отражает содержание этого металла в 1000 г сплава. Так, проба 560 указывает, что данный образец содержит 56 % золота и 44 % примесей, которыми могут быть серебро, медь и другие металлы.

Механические свойства. Золото — малопрочный, легко деформируемый металл. Временное сопротивление золота при комнатной температуре $\sigma_t = 135\text{--}140$ МПа, относительное удлинение $\delta = 50$ %.

твердость по Бринеллю $HV = 245+250$ МПа. Твердость по Виккерсу HV изменяется в зависимости от температуры:

$t, ^\circ\text{C}$	25	200	400	600	800	900
$HV, \text{МПа}$	216	181	157	73,6	39,2	24,5

Микротвердость чистого золота при комнатной температуре 600 МПа; при нагреве снижается до 367 МПа при 300 $^\circ\text{C}$ и до 152 МПа при 400 $^\circ\text{C}$. Модуль нормальной упругости ϵ у золота высокой чистоты в зависимости от температуры:

$t, ^\circ\text{C}$	25	600	800	1000
$\epsilon, \text{ГПа}$	77,5	61,8	54	45

В процессе пластической деформации золото упрочняется очень слабо из-за большой склонности к рекристаллизации в процессе деформирования. Температура рекристаллизации близка к комнатной. Небольшие добавки (0,1–0,25 %) меди, серебра значительно повышают температуру кристаллизации. Сжимаемость золота $\chi = 0,617 \cdot 10^{-11} \text{ Па}^{-1}$.

Химические свойства. Наиболее характерная степень окисления золота +3; известны соединения золота со степенями окисления +1 и +2. Золото — малоактивный в химическом отношении металл, нормальный электродный потенциал реакции $\text{Au}^{3+} + 3\text{e}^- \rightarrow \text{Au}$ при 298 К $\phi_0 = 1,498$ В. Для одновалентного золота $\text{Au}^+ + \text{e}^- \rightarrow \text{Au}$ при нормальных условиях этот потенциал составляет 1,962 В.

В ряду напряжений золото располагается правее водорода, причем дальше всех остальных металлов. Поэтому в растворах соляной, серной и других кислот при отсутствии окислителей золото не растворяется. Хорошо растворяет золото смесь кислот, состоящая из 1 объема азотной и 3 объемов соляной кислот ("царская водка"). На воздухе золото не изменяет своего цвета и не взаимодействует с кислородом даже при нагревании до 400 $^\circ\text{C}$. При обычных условиях поверхность золота покрыта тончайшим адсорбированным слоем кислорода, однако непосредственно (даже при нагреве) золото не соединяется не только с кислородом, но и с серой и с селеном.

Оксиды Au_2O , Au_2O_3 могут быть получены только косвенным путем.

С водородом золото не реагирует даже при высоких температурах. Однако летучие гидриды типа AuH образуются в небольших количествах при обдувке золота струей водорода при температурах выше 1425 $^\circ\text{C}$. Воздействуя на золото атомарным водородом, удается получить бесцветный твердый гидрид, который очень неустойчив. Водород крайне незначительно растворяется в твердом золоте. Максимальная растворимость при 900 $^\circ\text{C}$ составляет $\sim 8 \cdot 10^{-4} \%$.

При воздействии аммиака на водную суспензию Au_2O образуется соединение $\text{Au}_3\text{N} \cdot \text{NH}_3$, которое после промывки разбавленной азотной кислотой переходит в $\text{Au}_3\text{N} \cdot \text{H}_2\text{O}$. В сухом состоянии оба соединения взрывоопасны.

Золото не реагирует с углеродом даже при высоких температурах. Соединение золота с этим элементом может быть получено косвенным путем — воздействием ацетилена на раствор тиосульфатного комплексного золота, при этом образуется желтый карбид Au_2C , точнее ацетилид золота. Крайне взрывоопасен.

Золото реагирует с хлором, бромом и йодом. Реакция с бромом протекает при комнатной температуре с образованием бромида $AuBr_3$. С сухим хлором и йодом золото вступает в реакцию только при нагревании. Еще более активно, чем ионы хлора, действуют на золото ионы CN^- . В их присутствии золото окисляется даже кислородом воздуха. Этот процесс лежит в основе получения золота выщелачиванием из золотосодержащих материалов.

Начало гидromеталлургии золота относится ко второй половине XIX века, когда впервые стали использовать хлорную воду и отбеливающий порошок с целью извлечения золота во многих процессах. Они известны под названием Платтнер-процесса, Баррел-процесса, Вотесольюшин-процесса. Уже в начале XX века началась замена хлорных способов получения золота из руд на цианидные процессы. За это время химия и поведение щелочных цианидов для перевода золота в раствор из разнообразных руд были хорошо изучены. Несмотря на ряд несомненных достоинств цианидной технологии, самым крупным ее недостатком является высокая токсичность и отрицательное воздействие на окружающую среду. В связи с возникшей в последние 15–20 лет заботой об охране среды появилась необходимость в исследовании и разработке других растворителей золота, менее токсичных, чем цианид, но не уступающих ему по другим технологическим показателям. На современном этапе наряду с совершенствованием отдельных узлов цианидной схемы (введение аммиака с целью интенсификации выщелачивания, детоксикация отвалов и т.д.) большое внимание уделяется таким альтернативным процессам, как тиокарбамидное выщелачивание, применение брома, йода для переработки золотосодержащих руд и т.д. Отмечается возврат на новом уровне науки к исследованиям хлорных методов извлечения золота и серебра. Выявлено достаточно большое количество соединений, способных растворять золото и серебро, но лишь очень немногие из них могут представлять интерес с практической точки зрения, т.е. удовлетворять одновременно таким требованиям, как нетоксичность (или малая токсичность), кинетическая активность, селективность по отношению к благородным металлам, умеренная стоимость и возможность производства в промышленном масштабе.

3.1.2. СЕРЕБРО. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ И МЕТОДЫ ПОЛУЧЕНИЯ

Серебро (Ag) — благородный металл с красивым блеском. Известно с глубокой древности. Наряду с золотом и медью является одним из первых металлов, которые познал человек. Содержание серебра в земной коре $7 \cdot 10^{-6}$ % (по массе). Серебро встречается в

самородном состоянии. Самородное серебро чаще всего содержит примеси золота и ртути, реже — примеси сурьмы, висмута, меди, мышьяка, платины. Основные минералы, в которых серебро присутствует в связанном состоянии: аргентит Ag_2S , кераргирит AgCl , полибазит $(\text{Ag,Cu})_2\text{S}$, пираргирит Ag_3SbS_3 , прустит Ag_3AsS_3 , стэфанит Ag_5SbS_4 , бромирит AgBr . Однако большого промышленного значения серебряные руды не имеют. Основную массу серебра (до 80 %) получают при комплексной переработке свинцово-цинковых, а также медных руд.

Из свинцовых руд серебро получают двумя способами. По первому способу из расплава свинец—серебро выделяется свинец, а оставшийся сплав эвтектического состава, содержащий ~ 2 % Ag, подвергают окислительной плавке, в процессе которой свинец удаляется в виде глета.

По второму способу расплав свинца с серебром обрабатывают цинком, который обладает высоким сродством к серебру. Продукты взаимодействия цинка с серебром в виде пены всплывают на поверхность; при понижении температуры эта пена затвердевает и легко отделяется от расплава. Затем из пены сначала отгоняют цинк и отделяют серебро от оставшегося свинца купелированием (окислительной плавкой).

В случае медных руд серебро извлекают из анодного шлама при электролитическом рафинировании черновой меди. Рафинирование серебра проводят или методом аффинажа, или электролитическим методом. При первом методе неочищенное серебро растворяют в кипящей серной кислоте. Серебро переходит в раствор в виде сульфата, а золото в виде порошка осаждается на дно ванны. Серебро восстанавливается из раствора медью или железом.

В настоящее время более широко используется метод электролитического рафинирования в слабом растворе азотной кислоты или нитрата серебра. Из неочищенного серебряного анода можно получить кристаллическое серебро чистотой до 999,95 %.

В соответствии с ГОСТ 6836—72 в России выпускаются следующие марки серебра:

Марка	Ср 999,9	Ср 999
Ag, %, не менее	99,99	99,9
Примеси, %, не более:		
Pb	0,003	0,003
Fe	0,004	0,04
Sb	0,001	0,002
Bi	0,002	0,002
Всего	0,01	0,1

Механические свойства. Прочностные и пластические свойства серебра в большой степени зависят от его чистоты, предшествующей механической обработки и режимов последующего отжига. На временное сопротивление серебра большое влияние оказывают не только температура и продолжительность последующего отжига,

но и степень предшествующей холодной пластической деформации. С увеличением степени деформации временное сопротивление после отжига возрастает. При повышении температуры модуль нормальной упругости E снижается и при 700 °С составляет ~0,5 его значения при комнатной температуре.

Модуль сдвига G зависит от температуры:

$t, ^\circ\text{C}$	27	130	225	399	590	655	811
$G, \text{ГПа}$	26,78	25,99	23,93	21,38	15,59	14,22	10,39

Коэффициент Пуассона серебра $\nu = 0,38$. Сжимаемость серебра $\chi = 1,01 \cdot 10^{-11} \text{ Па}^{-1}$.

Химические свойства. В большинстве соединений серебро проявляет степень окисления +1, известны соединения со степенью окисления +2 и +3. В химическом отношении серебро — малоактивный металл, нормальный электродный потенциал реакции $\text{Ag} - \bar{e} \rightleftharpoons \text{Ag}^+ \varphi_0 = 0,799 \text{ В}$.

В ряду напряжений серебро расположено значительно дальше водорода. Соляная и разбавленная серная кислоты на него не действуют. Растворяется серебро в азотной кислоте.

В атмосфере чистого сухого воздуха серебро не меняет вида. Оптическими исследованиями установлено, что на воздухе поверхность серебра покрывается тонкой пленкой оксида толщиной до 1,2 нм. При нагревании серебра в атмосфере кислорода до 300–400 °С образуется более толстая пленка оксида Ag_2O , имеющая темно-бурый цвет. При избыточном давлении кислорода (до 20 МПа) и повышенных температурах серебро может окисляться полностью.

В твердом состоянии серебро практически не растворяет кислород. Напротив, в жидком серебре кислород растворяется хорошо. Водород растворяется в жидком и твердом серебре. Равновесная концентрация водорода в твердом серебре пропорциональна парциальному давлению водорода в атмосфере. При повышении температуры растворимость водорода в твердом металле также возрастает. Диффундирующий в нагретое серебро водород взаимодействует с растворенным в нем кислородом, частично восстанавливая оксиды, образованные различными примесями, что приводит к образованию водяного пара внутри металла. Выходящий на поверхность пар способствует возникновению на поверхности металла трещин и газовых пор ("водородная" болезнь).

Серебро более реакционноспособно, чем золото. Мелко измельченное серебро заметно взаимодействует со всеми галогенами. С хлором серебро в присутствии влаги вступает в соединение с образованием AgCl . Соединяется с серой и сероводородом с образованием сульфида Ag_2S черного цвета, нерастворимого в воде и кислотах. С азотом, углеродом серебро непосредственно не реагирует даже при высоких температурах. В азотной и концентрированной горячей серной кислоте серебро легко растворяется с образованием солей и выделением оксидов азота и серы:



Соединения одновалентного серебра наиболее устойчивы, соединения трехвалентного — неустойчивы.

Со своим ближайшим аналогом — золотом — серебро образует непрерывные твердые растворы; аналогичный тип взаимодействия наблюдается в системе серебро — палладий.

С рядом элементов — ванадием, танталом, вольфрамом, железом и иридием — серебро не взаимодействует.

Большое число металлических соединений серебро образует с бериллием, магнием, кальцием, стронцием, барием, скандием, иттрием, лантаном, титаном и цирконием.

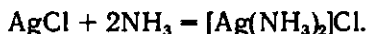
Наиболее известное соединение серебра с кислородом Ag_2O , которое получается при взаимодействии раствора какой-либо соли серебра со щелочью, причем вместо ожидаемого образования гидроксида выделяется темно-бурый осадок Ag_2O :



Ag_2O растворяется в большом количестве воды, сообщая воде щелочные свойства.

Соли серебра в основном в воде малорастворимы. К хорошо растворимым относятся AgNO_3 , AgClO_4 , Ag_2SO_4 и некоторые другие. Большинство солей серебра обладает высокой светочувствительностью, разлагается на свету с выделением металлического серебра. Соли серебра с галогенами AgCl , AgBr , AgI нерастворимы в воде и кислотах, светочувствительны, разлагаются с образованием темного металлического серебра.

Серебро склонно к образованию комплексных соединений, например, диаминаргентумхлорида:



Координационное число комплексных соединений серебра, как и золота, обычно равно 2.

Большая часть серебра производится попутно при переработке других металлов: цинка и свинца — около 50 %, меди — более 10 %.

В этом разделе рассмотрены химия и поведение основных растворителей золота и серебра (цианидное, тиокарбамидное, тиосульфатное выщелачивание, применение хлора, йода, брома) с рудами, содержащими благородные металлы. Степень их изученности на современном этапе различная; весьма скудны сведения по использованию брома и йода. Методы растворения золота и серебра в броме и йоде рассматриваются с позиций их применения в кучном выщелачивании (КВ).

Однако перед описанием химии указанных растворителей целесообразно изложить физико-химические основы растворения мине-

ралов применительно к кучному выщелачиванию, имеющему ряд принципиальных особенностей в отличие от стандартного агитационного способа переработки.

3.2. ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ РАСТВОРЕНИЯ МИНЕРАЛОВ В ПРОЦЕССАХ ОТРАБОТКИ РУД КУЧНЫМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕМ

Успешность гидрометаллургического процесса определяет кинетика выщелачивания, связанная с условиями растворения ценного компонента в гетерогенной системе. Эта система образована раствором и твердым веществом, из которого извлекается данный компонент. В процессе растворения твердого вещества в слое раствора, прилегающего к частице этого вещества, создается дефицит растворителя вследствие его расхода на растворение ценного компонента и на взаимодействие с другими составными частями обрабатываемой руды. Дефицит растворителя компенсируется за счет диффузии молекул и ионов из остального раствора. В этом случае скорость растворения вещества определяется законами диффузии.

Диффузия при выщелачивании происходит через пограничный слой раствора на границе раздела минерал – раствор. Вокруг поверхности растворяемого минерала находится прилегающий к ней слой раствора (толщиной 20–50 мкм) с пониженной концентрацией веществ, расходуемых на растворение. Толщина этого слоя изменяется в зависимости от относительной скорости движения минерала и раствора. Чем выше эта скорость, тем тоньше прилегающий слой и выше скорость растворения.

Таким образом, на скорость растворения минерала при выщелачивании влияют толщина диффузионного слоя δ , концентрация реагента в общем объеме раствора C , интенсивность реакции на поверхности раздела, определяющая снижение концентрации ($C_1 - C_2$) в слое δ , поверхность соприкосновения фаз F и коэффициент диффузии, зависящий от температуры. Сопротивление диффузии помимо пограничного слоя оказывают капиллярные каналы и глубокие поры, внутри которых находятся растворенные частицы.

Очевидно, что чем меньше толщина диффузионного слоя (а это возможно при сильном перемешивании раствора с минералом), тем больше относительная поверхность контакта минерала с раствором (это достигается уменьшением крупности частиц), чем выше температура осуществления взаимодействия минерала с реагентом, тем больше скорость растворения ценного компонента.

Для характеристики факторов, определяющих условия выщелачивания, важно знать, от чего зависит скорость данной реакции: от диффузии молекул (ионов) растворителя в окружающей среде (диффузионная область реакции) или от скорости химического взаимодействия реагента с веществом минерала (кинетическая область реакции).

Типичными диффузионными процессами являются реакции растворения металлического золота и серебра. Их особенность в том, что кристаллическая решетка золота и серебра характеризуется металлической связью. В случае их растворения необходим предварительный переход металла в ионное состояние, что требует присоединения к его атомам зарядов. Поэтому должен происходить другой процесс ассоциации избыточных электронов. Например, в случае растворения серебра перед образованием комплексного иона должен происходить процесс перевода металлического серебра в ионное состояние:

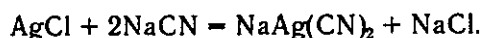


т.е. здесь имеет место электрохимический процесс.

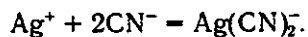
Электрохимические модели растворения золота в цианистых и кислых гипохлоритных растворах рассмотрены в соответствующих разделах настоящей главы.

Более простым случаем является растворение минералов, кристаллическая решетка которых характеризуется ионной связью.

Примером растворения таких минералов является растворение кераргирита AgCl . Реакция растворения состоит в ионном обмене с образованием нового комплексного малодиссоциированного аниона:



Эта реакция в ионной форме имеет вид



Более сложный характер имеет взаимодействие растворителя и минералов с различными видами химической связи (от ионной до ковалентной или металлической) – сульфидами, селенидами, теллуридами, арсенидами.

Из представленной картины растворения твердого вещества в водном растворе реагента очевидно, что результат должен определяться совокупностью физических, механических, химических, гидрoхимических и термoхимических условий, в которых осуществляется процесс.

Рассмотрим, как реализуются эти условия при КВ и чем они отличаются от выщелачивания при перемешивании.

Штабель – уложенная определенным образом горная масса с выбранными параметрами: высотой, площадью, объемом, массой, содержанием полезного компонента, которая подвергается выщелачиванию способом орошения раствором реагента.

При этом отсыпанная горная масса должна иметь достаточную проницаемость для просачивания растворов через значительный слой руды и доступа выщелачивающего раствора к частицам полезного компонента.

Характерные особенности горной массы, составляющей штабель:

- наличие более крупного материала, т.е. степень измельчения массы достаточно низка; общая поверхность контакта твердого вещества с раствором существенно ниже, чем в случае осуществления выщелачивания в пульпе;
- благодаря низкой степени измельчения возрастает сопротивление диффузии в порах и капиллярах, в которые переносится львиная доля процесса растворения при сравнительно равномерном распределении ценного компонента в отдельно взятой частице руды;
- на КВ обычно поступает материал с более низким содержанием полезного компонента, следовательно, концентрационные диффузионные потоки между твердым веществом и раствором существенно ниже;
- КВ подвергают обычно складированную низкосортную руду, минерализованную отвальную породу, измельченные хвосты после обогащения. Эта масса в большей или меньшей степени подвергается воздействию внешней среды: кислорода воздуха, природных явлений (снег, дождь, ветер). Происходят существенные геохимические изменения в обрабатываемой руде: разложение минералов, их физическое разрушение, гидратация. Эти процессы имеют место и при отсыпке свежедобытой руды, учитывая значительную продолжительность процесса орошения. Этому способствует еще одна особенность: процесс КВ осуществляют на открытом пространстве. Здесь нагрев горной массы, обычно ускоряющий химические реакции, неприемлем, так как нагрев растворов до значительных температур, как правило, нерентабелен;
- система КВ предполагает неподвижность подвергаемой выщелачиванию горной массы и постоянное или периодическое просачивание раствора реагента через поровое пространство слагающих горную массу пород. Эти условия – наихудшие с точки зрения толщины формируемого пограничного слоя на поверхности раздела раствор – твердое вещество;
- в условиях неподвижности горной массы, сложенной из отдельных кусков руды, при выщелачивании просачиванием происходит образование и осаждение на поверхности твердых частиц нерастворимых соединений, обуславливающих дополнительное сопротивление диффузионным процессам. Такого же явления можно ожидать при образовании в реакционной зоне малорастворимых газов;
- в процессе выщелачивания за счет фильтрации, гидролиза и набухания частиц горной массы, а иногда и физического разрушения происходит постепенное снижение скорости просачивания, ведущее к увеличению времени контакта растворителя с твердой фазой, что также в определенной степени снижает эффективность выщелачивания.

На основании рассмотренных особенностей механизм КВ в общем виде сводится к следующим этапам:

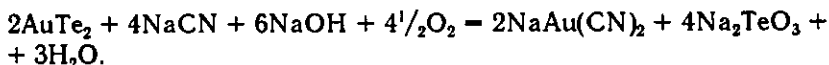
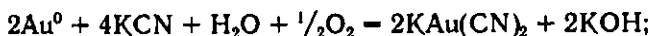
1) диффузионное проникновение раствора реагента, фильтрующегося через слой руды, к извлекаемому компоненту в отдельной частице;

2) химическое взаимодействие компонента в порах частицы с реагентом и его растворение;

3) перенос растворенного вещества из глубины поры твердой частицы к поверхности раздела фаз;

4) перенос вещества от поверхности раздела фаз в общий объем просачивающегося через горную массу раствора реагента.

Особенные трудности при выщелачивании возникают, когда для растворения требуется применение одновременно двух или трех реагентов, как в случае выщелачивания золота, когда помимо комплексообразователя необходимо присутствие и окислителя. Примером растворения с участием двух веществ является цианирование, а с участием трех веществ – разложение теллуридов:



Доступ кислорода к растворяемой частице ценного компонента особенно затруднен из-за малой растворимости кислорода (6–8 мг/л) и серьезной конкуренции других кислородопотребляющих составляющих породы (сульфидов).

Очевидно, что общая скорость выщелачивания регламентируется скоростью наиболее медленного из приведенных выше этапов.

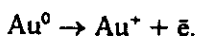
С кинетической точки зрения КВ является экстенсивным процессом значительной продолжительности, характеризующимся меньшим извлечением полезного компонента в раствор.

3.3. ХИМИЯ ЦИАНИДНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

Растворение золота и серебра в растворах щелочных и щелочноземельных цианидов впервые достаточно полно изучено в 1843 г. русским химиком П.Р. Багратионом, который одновременно установил положительное влияние кислорода на переход золота и серебра в раствор. В 1846 г. Л. Эльснер, экспериментируя с пластинкой золота, плавающей на поверхности цианистого раствора, заключенного в опрокинутый цилиндр, убедительно показал необходимость присутствия кислорода для растворения золота. На основании этих исследований растворение золота в цианистом растворе стали представлять уравнением

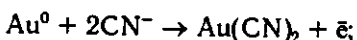


В случае растворения металлического серебра последнее в этом уравнении заменяет золото. При использовании цианистого натрия или цианистого кальция они в приведенном уравнении в эквивалентных отношениях заменяют цианистый калий. Однако данное уравнение выражает растворение золота и серебра только с формальной стороны. Известно, что в случае растворения металла неизбежен предварительный переход его в ионное состояние, что требует присоединения к его атомам зарядов, т.е. должен происходить другой процесс – ассимиляции избыточных электронов. Так, в случае растворения золота перед образованием комплексного иона должен происходить процесс перехода металлического золота в ионное состояние:

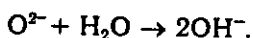
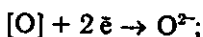
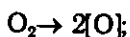


Возможные пути восстановления кислорода при растворении золота в цианистом растворе могут быть представлены таким образом:

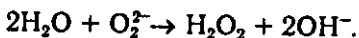
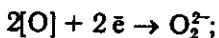
– на анодных участках поверхности золота происходит образование комплексного иона и освобождение электрона:



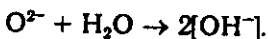
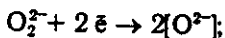
– на катодных участках в результате освобождения избыточных электронов на аноде происходит восстановление кислорода, растворенного в воде (т.е. образуется кислородный электрод):



Восстановление кислорода может идти в следующие две стадии с образованием в качестве промежуточного продукта реакции аниона пероксида водорода:



В дальнейшем происходит восстановление этого промежуточного продукта с образованием гидроксил-ионов:

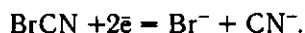
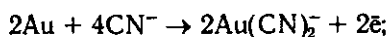


Сравнение констант равновесия показывает одинаковую возможность как непосредственного восстановления кислорода, так и образования промежуточного продукта – пероксида водорода. Ре-

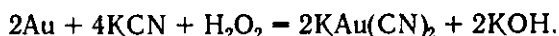
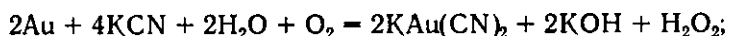
акции заканчиваются в момент полного расходования одного из двух веществ, необходимых для растворения золота.

Электрохимическая модель растворения золота в цианистом растворе показана на рис. 3.1.

Дальнейшие работы также показали, что растворение золота и серебра в цианистом растворе практически не происходит без введения кислорода или без применения других агентов, заменяющих его в этом процессе. В частности, к последним процессам можно отнести растворение в присутствии цианистого брома:

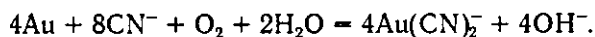


Г. Бодлендер допускает, что при растворении золота происходят две последовательно протекающие реакции:



Образование пероксида водорода происходит наряду с образованием воды в результате реакции восстановления кислорода, растворенного в воде.

По современным представлениям ионная реакция, традиционно принятая в качестве основной для растворения золота цианидом, выражается уравнением



Как известно, расход реагента при выщелачивании является одним из основных технико-экономических показателей гидрометаллургического процесса.

Расход реагента определяется химическими и механическими причинами.

Химические причины, вызывающие расход цианида, состоят в разложении цианистых солей с выделением летучего цианистого водорода и в образовании комплексных цианистых, роданистых и других соединений. Эти соединения являются продуктами реакций взаимодействия между компонентами выщелачиваемой руды и раствором.

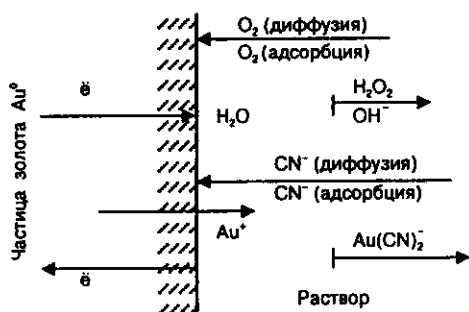


Рис. 3.1. Схема процесса выщелачивания золота, сопряженного диффузией цианида и кислорода с переносом зарядов на поверхности частицы золота

Механические причины, вызывающие потерю цианида, слагаются из неполноты отделения цианистого раствора при промывке, в операциях обезвоживания, утечки, уноса и т.д.

Потери реагента вследствие химического взаимодействия резко сокращаются при введении в состав раствора защитной щелочи $\text{Ca}(\text{OH})_2$ или NaOH .

Введение щелочи в состав цианистых растворов обуславливается необходимостью защиты цианистых солей от разложения в результате гидролиза, действия уголекислоты и кислот, образующихся из компонентов руды, а также от расхода на образование комплексных солей железа (II). Вследствие гидролиза цианистого калия или другой употребляемой соли протекает следующая обратимая реакция:



Синильная кислота HCN , образующаяся в результате гидролиза цианистой соли, легко улетучивается из водного раствора.

Направление вышеприведенной реакции зависит от величины рН. При рН = 9,36 концентрации цианид-иона и синильной кислоты равны (рис. 3.2). При всех значениях рН < 9,36 циановодород является основным соединением в этой системе.

При любом уменьшении величины рН в системе (попадание воды при промывках, уголекислого газа, вызывающего нейтрализацию извести по реакции $\text{NaCN} + \text{CO}_2 + \text{H}_2\text{O} = \text{NaHCO}_3 + \text{HCN}$) происходит выделение цианистого водорода. Последний может гидролизироваться с образованием муравьиной кислоты или формиата аммония:



или



Состав продуктов реакции зависит от величины рН; при более низких значениях рН предпочтительно образуется муравьиная кислота.

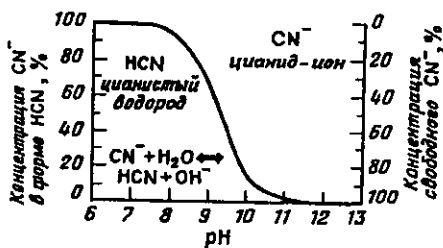
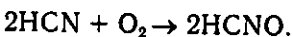


Рис. 3.2. Взаимосвязь содержания HCN и CN^- со значениями рН

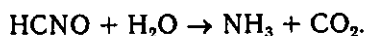
Другой статьей потерь синильной кислоты является ее разложение за счет окисления с образованием циановодорода HCNO по уравнению (эта реакция, как и последующая, имеет место в верхних слоях штабеля в системе КВ)



Прямое окисление цианида CN^- осуществляется при наличии минералогических, бактериологических или фотохимических (солнечный свет) катализаторов и приводит к образованию цианат-ионов:



Цианат-ион и цианатоводород менее токсичны, чем HCN . Внутри штабеля КВ они легко гидролизуются с образованием аммиака и диоксида углерода, удаляемых из системы в виде газов:



К подобным же результатам с точки зрения потери цианида в системе приводит биологическое разложение HCN в аэробных условиях в присутствии энзимов. Биологические процессы протекают на окисленных участках пород штабеля.

Зная константу равновесия реакции (3.1), равную $2,5 \cdot 10^{-5}$, можно определить степень гидролиза для различных концентраций растворов цианистого калия или натрия. Введением же одноименных ионов можно достигнуть подавления гидролиза, помещая в раствор некоторое количество щелочи, концентрация которой будет равна a согласно следующему уравнению:

$$[HCN] = \frac{2,5 \cdot 10^{-5} [KCN]}{[KOH + a]}.$$

Эта концентрация щелочи предотвращает гидролиз растворов, не находящихся в контакте с рудой. Однако растворы еще подвергаются действию уголекислоты, и в связи с этим через некоторое время содержание щелочи в них снижается; кроме этого, при контакте растворов с рудой происходит окисление сульфидных минералов с образованием кислот, что также понижает щелочность, поэтому на практике концентрацию щелочи повышают.

Увеличивать содержание щелочи выше какого-то минимума не рекомендуется в силу ряда обстоятельств:

- в цианистых растворах с повышенной концентрацией щелочи понижается скорость растворения золота и серебра вследствие образования на их поверхности пленок, что особенно пагубно сказывается при просачивании растворов;

- взаимодействие цианистого раствора с некоторыми не содержащими золото минералами значительно увеличивается в присутствии щелочи;

- повышенная концентрация щелочи вызывает непроизводительный расход цинка при осаждении золота из цианистого раствора (по методу Меррил—Кроу). Обильное выделение водорода при этом затрудняет осаждение.

Среди компонентов руды, взаимодействующих с цианистыми растворами, первое место принадлежит минералам железа, кото-

рые, как правило, составляют существенную долю в золотоносных кварцевых и силикатных рудах.

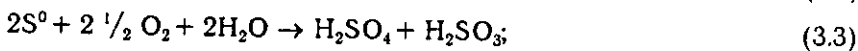
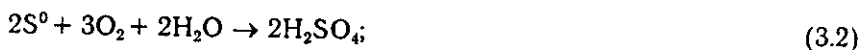
Взаимодействие цианистых растворов происходит в основном с продуктами окисления сульфидов железа.

Процесс окисления пирита и марказита осуществляется последовательно по следующему механизму:

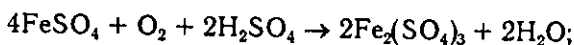
- окисление вследствие выветривания или при измельчении в условиях взаимодействия с водой вызывает разложение FeS_2 с частичным выделением $\text{FeS} + \text{S}^0$ и образованием сульфата закисного железа:



- в результате окисления серы, содержащейся в FeS_2 , а также выделившейся в свободном состоянии на первой стадии, образуются H_2SO_3 и H_2SO_4 :



- при окислении FeSO_4 образуется сульфат трехвалентного железа:



- в дальнейшем процесс разложения приводит к гидролизу сульфата Fe(III) с образованием нерастворимого основного сульфата $2\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot \text{SO}_3$;

- полученная соль в результате дальнейшего разложения переходит в гидроксид железа Fe(OH)_3 с той или иной степенью гидратации.

Все эти продукты окисления в тех или иных соотношениях встречаются в отвалах, лежалых хвостах, причем железо в них может присутствовать в виде соединений Fe(II) , вызывающих особенно высокий расход цианида. Указанный процесс окисления сульфидных руд происходит и в самом месторождении.

По скорости окисления сульфидов, происходящего с образованием соединения железа (II) и кислот, различают медленно и быстро окисляющиеся разновидности минералов. К первым относят большую часть разновидностей пирита, особенно те, которые кристаллизуются в кубической сингонии. Ко вторым относят большую часть разновидностей марказита и пирротина – рыхлые мелкозернистые отложения колчеданов.

В результате первой стадии окисления колчеданов в слабом водном растворе щелочи, насыщенном кислородом, в случае пирита и марказита образуются сернокислые и серноватистокислые соли, а в случае пирротина – одни серноватистокислые соли, но в больших количествах, чем сумма тех и других в предыдущих слу-

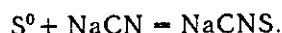
чаях. Расход кислорода также получается большим в случае пирротина, а наименьшим – в случае пирита.

Из этих трех минералов наиболее нежелательным при цианировании является пирротин.

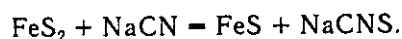
Такова общая картина разложения сульфидных минералов в несколько схематичном виде.

Рассмотрим взаимодействие продуктов окисления сульфидов железа с цианидными растворами.

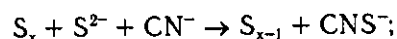
Свободная сера, образующаяся вследствие частичного окисления сульфидов, или сера из серноватистокислых соединений, получающихся при действии извести или едкого натра на сульфиды, реагирует с образованием роданистых солей (тиоцианатов):



В присутствии быстроокисляющихся сульфидов возможна реакция



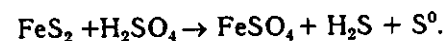
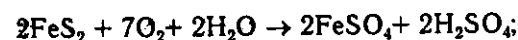
Тиоцианат-ионы (CNS) могут образовываться и при воздействии таких соединений серы, как сульфиды, сероводород, тиосульфаты с цианидом. Общие уравнения образования тиоцианатов:



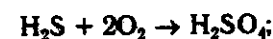
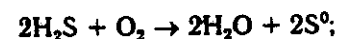
Образование тиоцианатов зависит от минералогических особенностей сульфидов, которые практически всегда присутствуют в штабелях, подвергаемых КВ. В зонах окисления штабеля образующиеся ионы реагируют с кислородом с переходом в сульфат-ионы.

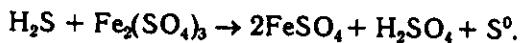
Тиоцианаты относительно стабильны и менее токсичны, чем цианистый водород, что можно использовать для снижения токсичности цианида. Однако в результате повышенного содержания сульфидов одновременно создаются условия для снижения величины рН, что ведет к гидролизу HCN.

Помимо вышеперечисленных продуктов реакции окисления сульфидов в качестве промежуточных соединений в восстановительной обстановке возможно образование сульфатов по реакциям



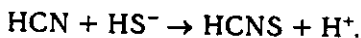
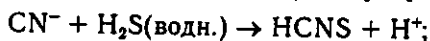
В окислительных условиях сероводород в присутствии кислорода или сульфата Fe(III) переходит в серу или серную кислоту:





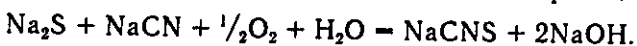
В восстановительной обстановке образование тиоцианатов определяется присутствием ионов HS^- или же H_2S (водн.), которое зависит от величины pH: при значениях $\text{pH} > 7$ основным соединением является HS^- , при низких значениях pH – H_2S (водн.).

Взаимодействие, характеризующее разложение цианида:



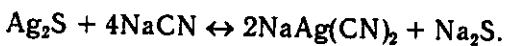
Затем происходит гидролиз HCNS с образованием NH_3 , H_2S , CO_2 .

Образование тиоцианатов также возможно, когда присутствуют растворимые сульфиды; при наличии кислорода они энергично взаимодействуют со щелочными цианидами по реакции



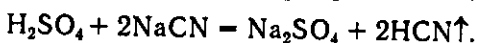
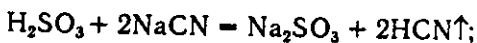
Растворимые сульфиды замедляют растворение золота и серебра, будучи восстановителями, и поглощают кислород с образованием роданистой соли.

Из цианистого раствора может произойти частичное осаждение серебра сернистыми щелочами по обратимой реакции

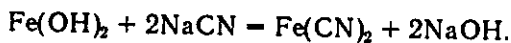
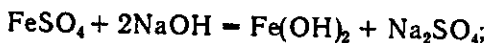


Следует отметить, что при цианировании золото- и серебросодержащих руд около 50 % цианида безвозвратно теряется за счет образования тиоцианата.

В случае недостаточной концентрации защитной щелочи образующиеся кислоты [см. уравнения (3.2) и (3.3)] взаимодействуют с цианистыми растворами:



Сульфат и гидроксид железа (II) реагируют в присутствии щелочи по уравнениям

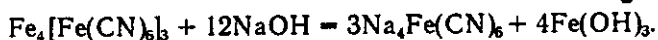


Цианистое железо в избытке NaCN растворяется с образованием железисто-синеродистой соли:

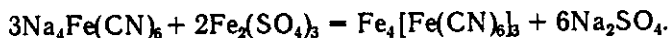


В щелочных растворах комплексные цианистые соединения железа не образуют солей тяжелых металлов. Они легко разлагаются

щелочью с образованием соответствующего гидроксида и железисто-синеродистой соли щелочного или щелочноземельного металла:

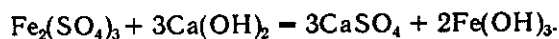


В случае отсутствия защитной щелочи может образоваться "берлинская лазурь" по реакции

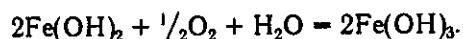
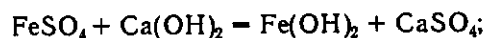


Очевидно, в случае появления в выходных растворах синей окраски берлинской лазури необходимо добавить щелочи, иначе потери цианида будут слишком велики, а концентрация HCN в воздухе может оказаться недопустимо высокой.

В присутствии достаточного количества щелочи растворимые соли оксида железа и нерастворимые основные сульфаты растворяются с образованием осадка гидроксида железа, который не взаимодействует с цианистым раствором:



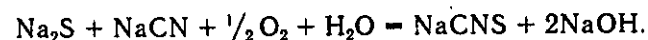
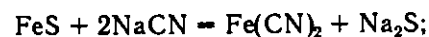
Следовательно, до момента первого контакта с цианистым раствором следует предварительно перевести соли железа (II) в соли Fe(III) с получением гидроксида:



Из первых двух нерастворимых веществ, образующихся при взаимодействии с известью, большие затруднения при выщелачивании вызывает серноокислый кальций, который может отлагаться на поверхности растворяемого металла и блокировать подход растворителя к поверхности золота или к порам и капиллярам.

При выборе защитной щелочи предпочтение отдают, как правило, извести, так как едкий натр обходится дороже, кроме того, он способствует более быстрому разложению некоторых сульфидов и в некоторых случаях замедляет просачивание раствора через слой руды.

Медленно протекающая реакция взаимодействия цианида с сульфидом железа, получающимся в результате его частичного окисления, протекает по уравнениям



Или, объединяя эти уравнения,



Вторыми после минералов железа, часто встречающимися в отработываемых рудах, являются соединения меди; они обычно представлены металлической медью, оксидами меди (I) и (II), гидроксидом, сульфатом и основными карбонатами (малахит, азурит). Все они почти полностью и довольно быстро растворяются в цианистых растворах.

Такие минералы, как халькозин Cu_2S , ковеллин CuS , борнит Cu_5FeS_4 , энаргит Cu_3AsS_4 и тетраэдрит Cu_3SbS_3 , взаимодействуют с цианистыми растворами, образуя растворимые соединения и вызывая обычно повышенный расход реагента и ухудшая извлечение золота. Из медьсодержащих минералов наиболее слабо взаимодействует с цианистыми растворами халькопирит CuFeS_2 и хризокolla $\text{CuSiO}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$.

Двухвалентная медь вызывает потери цианида за счет окисления его до дициана и цианата, а одновалентная медь делает свободный цианид недоступным для растворения золота за счет образования комплексов:



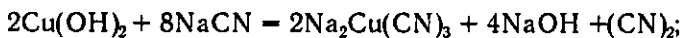
Суммарная реакция



При действии избытка цианистого раствора на сернокислую медь протекают следующие реакции:

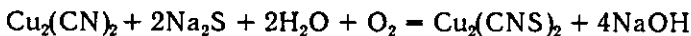
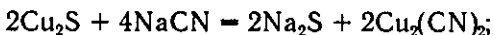


Взаимодействие гидроксидов и карбоната меди со щелочным раствором цианида выражается уравнениями

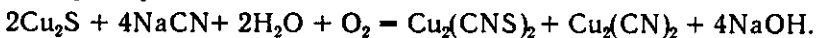


Особенностью приведенных реакций является восстановление меди до одновалентного состояния в присутствии избытка цианида, который окисляется до образования дициана $(\text{CN})_2$.

При действии раствора щелочного цианида на сульфидную медь происходят следующие реакции:



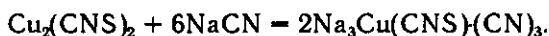
или суммарно:



Образующиеся соли цианистой и роданистой меди растворяются в цианистом растворе. Цианистая медь взаимодействует с образованием комплексной соли по реакции



Состав растворенной роданистой меди предположительно выглядит следующим образом:



То есть роданистая медь реагирует с шестью молекулами цианида.

При взаимодействии с роданидами, обычно образующимися при цианировании сульфидных руд, цианистая соль меди может перейти в роданистую:



Таким образом, медные минералы весьма активно взаимодействуют непосредственно (в отличие от минералов железа) с цианистыми растворами, вызывая обычно также высокий расход реагента в случае их присутствия.

По реакционной способности по отношению к цианистым растворам медные минералы располагаются в следующий ряд: азурит > малахит > медь > халькозин > куприт > борнит > энаргит > тетраэдрит > хризоколла > халькопирит.

При комнатной температуре в 0,1 %-ном растворе NaCN за 24 ч растворяется около 90 % куприта, 20 % тетраэдрита и 5 % халькопирита с получением в растворе равновесной смеси $\text{Cu}(\text{CN})_2^-$, $\text{Cu}(\text{CN})_3^{2-}$ и $\text{Cu}(\text{CN})_4^{3-}$ в соответствии со свободной концентрацией CN^- и молярным отношением $\text{CN}^- : \text{Cu}$. Любое количество двухвалентной меди, добавленное или растворенное из руды, реагирует с CN^- с образованием одновалентного комплекса меди и дициана по уравнению



что ведет к повышению расхода цианида. Согласно стехиометрии, окисленные медные руды, которые обладают высокой реакционной способностью к CN^- , будут потреблять примерно 1,5 – 2 кг CN^- на 1 кг меди в руде с образованием, главным образом, $\text{Cu}(\text{CN})_3^{2-}$.

Если же руда содержит только халькопирит и хризоколлу, потребление цианида будет значительно ниже.

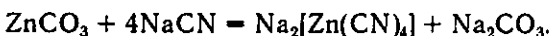
Признано, что растворение золота не происходит, пока молярное отношение $\text{CN}^- : \text{Cu}$ в растворе не превысит 3:1; это связано с образованием прочного комплекса с двухвалентной медью, который остается в растворе мало CN^- . Тетрацианидный комплекс, однако, весьма непрочен, и растворы с $\text{Cu}(\text{CN})_4^{3-}$ будут растворять золото за счет диссоциации четвертого CN^- до тех пор, пока отношение

CN⁻: Cu не упадет до 3:1. Скорость растворения золота составляет лишь половину той скорости, которая могла бы быть при взаимодействии с NaCN.

Примером переработки КВ медьсодержащей руды является месторождение золота Ред Доум в Австралии. Здесь в перерабатываемых рудах концентрация золота составляет 1,6–2 г/т, а меди – 0,4 %; медь в рудах находится главным образом в окисленной форме.

Особенностью минералов меди является резкое уменьшение взаимодействия их с цианистыми растворами при понижении концентрации последних. На этом основана практика цианирования медистых золотых руд слабыми растворами (в Ред Доум используют на выщелачивании 0,05 %-ный раствор NaCN).

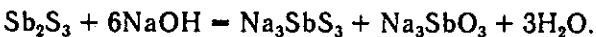
Минералы цинка сравнительно редко встречаются в рудах, содержащих золото. Окисленные минералы легко растворяются в цианистом растворе:



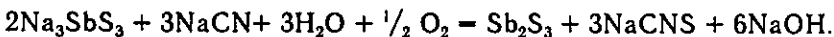
Сфалерит ZnS в первичной руде слабо взаимодействует с цианистым раствором. Окисленный сфалерит вступает в реакцию с цианистым раствором с образованием комплексного соединения цинка и роданистой соли, вызывая расход реагента.

Простые сульфиды сурьмы и мышьяка легко растворяются в цианистых растворах с образованием сернистого натрия, вызывающего существенное поглощение кислорода.

Такие минералы, как реальгар As₄S₄ и аурипигмент As₂S₃, легко растворяются в цианистых растворах с образованием мышьяковистых и тиомышьяковистых соединений; сульфидные соединения, входящие в их состав, могут энергично поглощать кислород из цианистых растворов. Так, в результате воздействия щелочи на присутствующие в руде сульфидные сурьмянистые минералы происходит реакция



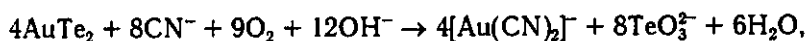
В случае перехода сульфида сурьмы в раствор и образования щелочного тиоантимонита происходит поглощение кислорода вследствие окисления серы с образованием роданистой соли и осаждением из раствора сульфида сурьмы:



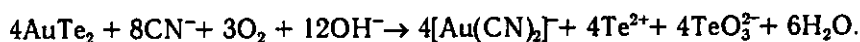
Сульфид сурьмы снова растворяется в щелочи и вызывает дополнительное поглощение кислорода вплоть до перевода всей сурьмы в соль сурьмянистой кислоты.

Для повышения извлечения золота из руд, содержащих легко растворимые в щелочных растворах сульфиды сурьмы и мышьяка, следует проводить цианирование при пониженном содержании щелочи и возможно низкой концентрации свободного цианида.

В теллуристых рудах большая или меньшая часть золота и серебра химически связана с теллуром. Соединения золота с теллуром труднее растворяются в цианистом растворе, чем металлическое золото. Последние исследования показали, что торможение взаимодействия связано с образованием пассивирующей пленки теллуровой кислоты на поверхности минерала. Только в сильно окислительной среде (как при использовании гипохлорита) поверхностная пленка не образуется, и выщелачивание золота из минерала происходит довольно быстро. В этом случае теллуриды подвергаются цианированию по реакции



в случае недостатка кислорода

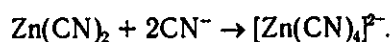


Все многообразие цианидов обычно подразделяют на две группы: простые соединения и металлоцианидные комплексы. Простые цианиды образуют соединения с одним ионом, например: $\text{NaCN} \rightarrow \text{Na}^+ + \text{CN}^-$. Их образование зависит от состава и минералогии руд и пород, подвергаемых выщелачиванию.

Растворимость простых соединений цианида изменяется от легкорастворимых до практически нерастворимых; все они относительно нетоксичны. Однако простые растворимые соединения цианида, такие как NaCN , KCN , $\text{Ca}(\text{CN})_2$ и $\text{Hg}(\text{CN})_2$, легко диссоциируют в растворе с образованием цианид-ионов. Гидролиз при pH меньше 9,36 приводит к выделению опасного для человека и окружающей среды циановодорода.

Металлоцианидные комплексы, как было показано выше, образуются в результате взаимодействия нерастворимых соединений цианидов и избытка цианид-ионов.

Примером может служить уравнение



В табл. 3.1 приведена относительная стабильность цианидных соединений с металлами и комплексов в воде (в порядке возрастания стабильности). Некоторые из металлоцианидных комплексов относительно прочны (нерастворимы), в то время как другие диссоциируют с получением цианид-иона, который гидролизует с образованием HCN .

Цианидные комплексы железа нерастворимы, однако они могут разлагаться, как указывалось выше, под действием ультрафиолетовых лучей с образованием CN^- .

Заключая рассмотрение химии золота, укажем на два положения, имеющих практическое значение в осуществлении КВ:

- применяемая концентрация цианистых растворов обычно велика и составляет от 0,03 до 0,15 %. Она определяется в резуль-

Относительная стабильность цианидных соединений в воде

Соединения цианида	Компоненты процесса КВ
Свободный цианид	CN^- , HCN
Простые соединения: относительно растворимые относительно нерастворимые	$NaCN$, KCN , $Ca(CN)_2$, $Hg(CN)_2$ $Zn(CN)_2$, $CuCN$, $Ni(CN)_2$, $AgCN$
Слабые металлоцианидные комплексы	$[Zn(CN)_4]^{2-}$, $[Cd(CN)_3]^-$, $[Cd(CN)_4]^{2-}$
Относительно прочные металлоцианидные комплексы	$[Cu(CN)_2]^-$, $[Cu(CN)_3]^{2-}$, $[Ni(CN)_4]^{2-}$, $[Ag(CN)_2]^-$
Прочные металлоцианидные комплексы	$[Fe(CN)_6]^{3-}$, $[Fe(CN)_6]^{4-}$, $[Co(CN)_6]^{3-}$, $[Au(CN)_2]^-$, $[Hg(CN)_4]^{2-}$

тате лабораторных исследований. Для успешного проведения процесса отношение свободных ионов CN^- к концентрации кислорода должно быть равно 5–6;

- по стехиометрическому соотношению, установленному по основному уравнению растворения золота, на 1 г золота требуется около 0,5 г цианистого натрия; практически эта величина в 10–20 раз выше. Степень превышения указывает на сумму химических и механических потерь, при этом, очевидно, основную роль играют потери за счет химического взаимодействия, обусловленного составом выщелачиваемых руд.

Получение серебра цианированием имеет много общего с цианистым процессом извлечения золота, но одновременно имеет и существенные отличия.

Концентрация цианида в растворе при извлечении серебра должна быть выше, так как содержание его в рудах обычно составляет десятки и сотни граммов на 1 тонну. Это особенно необходимо, когда серебро находится в форме сульфида. Поэтому концентрация растворов должна находиться в пределах 2–5 г/л $NaCN$. Другой особенностью цианирования является необходимость более длительного контакта руды с раствором и более тонкого помола исходного материала, что часто исключает возможность использования КВ.

Наиболее благоприятным для выщелачивания является хлористое серебро $AgCl$; в условиях перемешивания из минерала при $pH \sim 11$ в раствор цианистого натрия переходит за 1,5–2 ч около 98 % металла. Реакция растворения хлорида серебра в цианистых растворах приведена выше в разд. 3.2. Что касается цианирования металлического серебра, то оно затруднено образованием на его поверхности тонкой черной пленки, состоящей из оксида и гидроксида серебра или дисперсного металлического серебра, образующегося при разложении химических соединений.

Все эти особенности цианирования серебра и его минералов существенно ограничивают применение КВ с его специфическими условиями к собственно серебросодержащим рудам.

Типичные же значения степени извлечения серебра при цианидном выщелачивании золота способом КВ составляют от 5–10 до 15–25 %.

При извлечении цианидами приходится считаться с явлением, которое связано с постоянной рециркуляцией растворов при КВ: после выделения металлов из продуктивных растворов "истощенный" маточник после доукрепления вновь поступает на выщелачивание, т.е. осуществляется кругооборот растворов.

В 30-х годах было выявлено понижение активности цианистых растворов в присутствии ряда примесей, происходящее как в результате химического взаимодействия растворенных веществ с поверхностью растворяющегося минерала, так и вследствие адсорбции поверхностно-активных веществ. Это понижение активности в присутствии примесей иногда называют "утомляемостью" цианистых растворов. Причина ее — в накоплении примесей в растворителе, в результате чего происходит снижение растворяющей способности загрязненного раствора по сравнению со свежим раствором, имеющим ту же концентрацию свободного цианида. Это явление объясняется адсорбционными процессами, происходящими на границе раздела металла и раствора. Особенное понижение активности наблюдается при накоплении меди и цинка. Одна и та же концентрация свободного цианида различно влияет на растворение металлов в зависимости от минералогического и вещественного состава руды. В результате действия примесей на поверхности частиц золота образуются пленки, затрудняющие растворение. При увеличении концентрации меди и цинка в растворе происходит непрерывное снижение скорости растворения золота и серебра. Образование пленок отмечено, начиная с концентраций 0,03 % для меди и 0,05 % для цинка. Наиболее плотная пленка образуется на поверхности золота при взаимодействии с медистосинеродистой и наименее плотная — с железистосинеродистой солью, что объясняется меньшей стойкостью медной соли $\text{NaCu}(\text{CN})_2$, переходящей в $\text{NaCu}(\text{CN})_2$ с меньшим содержанием цианида, соединение, способное разлагаться с выделением цианистой меди $\text{Cu}_2(\text{CN})_2$.

"Утомляемость" проявляется также при наличии в растворе соединений сурьмы: за счет поглощения кислорода из раствора при окислении сернистой соли и образования пленок на поверхности золота в присутствии сурьмянистых соединений.

Снижение растворяющей способности цианистых растворов отмечено и при действии некоторых реагентов. В частности, выявлено существенное уменьшение скорости растворения золота и серебра в цианистых растворах с повышенной концентрацией щелочи. Так, при увеличении содержания едкого натрия до 0,3 % скорость растворения снизилась примерно в 3 раза. Аналогичное явление наблюдалось при введении извести. Причина этих явлений заключается в возникновении на поверхности металла пленки вследствие адсорбции гидроксида натрия или кальция поверхностью раство-

ряющегося металла. Эти данные указывают на необходимость точной дозировки реагента для каждого типа руд при определении количества защитной щелочи при цианировании.

Технологическими, технико-экономическими исследованиями, а также промышленной практикой установлены следующие основные преимущества и недостатки цианидного способа переработки золото-серебросодержащих руд.

К преимуществам технологии относятся:

- высокая селективность процесса выщелачивания; он осуществляется при небольших концентрациях растворителя, характеризуется низкими его удельными расходами и невысоким солевым составом продуктивных растворов;

- образующиеся цианидные комплексы золота достаточно устойчивы;

- процесс осуществляется в щелочной среде, что исключает необходимость использования дорогого кислотостойкого технологического оборудования;

- растворитель — цианистая соль натрия — относительно дешев;

- производство цианистого натрия организовано в широком промышленном масштабе, и реагент не является дефицитным продуктом;

- наличие простых, хорошо отработанных схем переработки продуктивных золотосодержащих растворов.

Недостатками цианидной технологии являются:

- высокая токсичность цианидов (категория сильнодействующее ядовитое вещество — СДЯВ), что диктует необходимость строгого соблюдения персоналом правил техники безопасности;

- возможность отрицательного воздействия на окружающую среду. Нужны специальные меры по предотвращению попадания цианидных растворов в почву, поверхностные и подземные воды;

- неполнота растворения металлического серебра и вскрытия сульфидных его фаз в рудах;

- невозможность переработки ряда категорий руд: углистых, сульфид-, мышьяк-, сурьму-содержащих, руд с "запечатанным" золотом в кварце и руд, содержащих повышенные концентрации меди, железа;

- не до конца решена проблема разработки высокоэффективной и экологичной схемы обезвреживания цианидных стоков, о чем свидетельствует большое число разнообразных схем.

3.4. ХИМИЯ ТИОКАРБАМИДНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

Возможность использования тиокарбамида (тиомочевины) в качестве растворителя рудного золота впервые была предложена И.И. Плаксиным и М.А. Кожуховой для извлечения металла из сурьмянистых руд в начале 40-х годов.

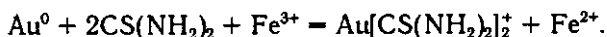
Для растворения металлического золота в водных растворах тиокарбамида необходимо соблюдение двух основных условий:

- применение достаточно эффективного окислителя, способного перевести металлическое золото в ионное состояние и не окисляющего тиокарбамид;

- обеспечение кислотности среды в пределах $\text{pH} = 2-4$ с целью предохранения тиокарбамида и образующегося комплексного соединения золота от разложения.

Указанные условия достигаются при введении в раствор необходимого количества серной кислоты и солей трехвалентного железа $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$.

Нормальный окислительно-восстановительный потенциал для реакции растворения золота равен 380 мВ. Скорость выщелачивания зависит от pH раствора, концентрации тиомочевины и окислителя. Основная реакция растворения золота и серебра в тиокарбамиде выражается уравнением

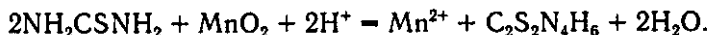


Как видно по уравнению, присутствующая в растворах серная кислота не принимает участия в реакции и не оказывает влияния на скорость растворения золота в тиокарбамиде. Ее использование связано с необходимостью сохранения тиокарбамидного комплекса золота, устойчивого только при $\text{pH} \leq 4$, а также предупреждения гидролиза сульфата железа. Серная кислота более эффективна, чем соляная и азотная.

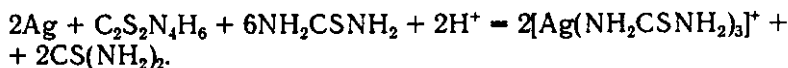
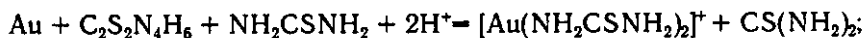
В присутствии сульфата железа растворение золота и серебра в тиокарбамиде протекает без участия кислорода. Однако тиокарбамид в присутствии окислителей, в частности кислорода, окисляется с образованием дисульфида формамидина, который является сильным окислителем для растворения золота и серебра. Окислительно-восстановительный потенциал системы тиокарбамид — дисульфид формамидин — 420 мВ. Реакция окисления тиокарбамида кислородом может быть представлена уравнением



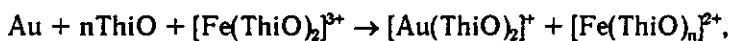
Пиролюзит растворяется в тиокарбамиде, при этом последний выступает как восстановитель по отношению к MnO_2 :



Полученный дисульфид формамидина окисляет золото и серебро с образованием комплексов ди(бис)-мочевина золота и три-мочевина серебра:



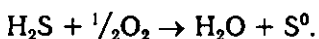
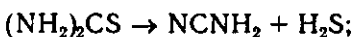
Предполагают, что трехвалентное железо, в растворах тиокарбамида играющее роль окислителя металла, связано в комплекс состава $[\text{Fe}(\text{ThiO})_2]^{3+}$ или $[\text{Fe}(\text{SO}_4) \cdot \text{CS}(\text{NH}_2)_2]^+$. В этом случае процесс растворения золота в тиокарбамиде может быть представлен следующей вероятной реакцией:



где n , по-видимому, равно 4.

По последним данным, в кислых растворах реакция между ионом железа (III) и тиокарбамидом протекает весьма медленно, но в присутствии ковеллина CuS , пирротина FeS и пирита FeS_2 ускоряется, и одновременно происходит окисление тиокарбамида.

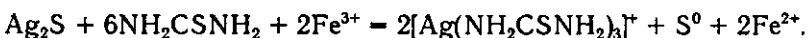
Из-за возможного термохимического разложения тиокарбамида процесс выщелачивания следует проводить при комнатной температуре (не выше 30–40 °C). Разложение идет с образованием цианида и сероводорода, который переходит в серу:



Закономерности растворения золота сохраняются и в случае тиокарбамидного выщелачивания серебра. Однако в отличие от металлического золота (как и в случае цианидного выщелачивания) растворение металлического серебра благодаря образованию на поверхности химических пленок, состоящих из оксида и гидроксида серебра, протекает со значительными затруднениями.

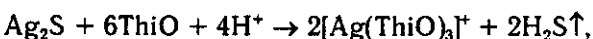
Как указывалось выше, основной формой нахождения серебра в рудах являются сернистые соединения. Из них наиболее распространенная форма — аргентит Ag_2S , который присутствует во всех сернистых рудах и поддается извлечению цианированием при строгом соблюдении специальных условий.

Реакция выщелачивания аргентита в присутствии железа (III) протекает по уравнению



Наиболее оптимальные условия выщелачивания аргентита: низкая величина pH и окислительно-восстановительный потенциал раствора, равный 430–620 мВ.

Скорость растворения примесей намного ниже скорости растворения аргентита и других сульфидных форм серебра. Сопоставление взаимодействия пираргирита Ag_3SbS_3 , прустита Ag_3AsS_3 и гесита Ag_2Te показало: в кислых растворах тиокарбамида серебро переходит в раствор быстрее, чем при цианидном выщелачивании, что предположительно объясняется протеканием реакции



сопровождающейся образованием малодиссоциированного летучего продукта H_2S , выводимого из сферы реакции.

Сравнительные данные по скоростям растворения металлических золота, серебра и меди в тиокарбамидных и цианистых растворах показали, что в первом растворителе золото и серебро растворяются быстрее, а растворимость меди весьма невелика (в 6–8 раз ниже, чем при цианировании). Учитывая серьезные трудности, возникающие при выщелачивании золота из медьсодержащих руд цианидными растворами, предпочтительнее для таких руд использовать тиокарбамидное выщелачивание.

Однако, как и в случае с цианидами, окисление меди и сульфидов меди, кроме халькопирита, вызывает значительные трудности при растворении благородных металлов. Двухвалентная медь образует с тиокарбамидом прочные комплексы по реакции

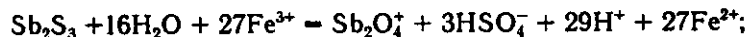
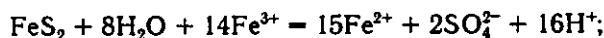
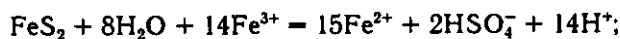


где $n = 1, 2, 3, 4$.

Эта реакция требует значительного расхода тиокарбамида. Кроме того, при содержании меди в растворах более 300–700 мг/л возможно полное осаждение тиокарбамида (из раствора 1,2 %) в виде желатины, представляющей собой тиокарбамидный комплекс одновалентной меди.

Среди минералов серебра только кераргирит AgCl в цианидном растворе выщелачивается значительно быстрее, чем в кислых растворах тиокарбамида.

С целью сокращения расхода тиокарбамида предлагается перед его вводом окислить сульфиды железа, сурьмы, меди в кислой среде оксидом железа по реакциям:



При обработке рядовых золотосодержащих руд с технологико-экономической точки зрения рекомендуется использовать растворы с начальной концентрацией тиокарбамида примерно 1 г/л (0,1 %), обеспечивающей достаточно высокую скорость выщелачивания золота при минимальном расходе растворителя. Для руд, содержащих золото и серебро, концентрация тиокарбамида в растворах должна быть увеличена до 5–6 г/л. Оптимальное значение $\text{pH} \sim 1,5$; концентрация $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$ – около 3–4 г/л.

Так как в результате тиокарбамидного выщелачивания золото и серебро находятся в виде катионных комплексов, для извлече-

ния их из продуктивных растворов предложены следующие способы:

- цементация свинцом, цинком, алюминием;
- сорбция на активированных углях и катионообменных смолах;
- осаждение щелочью;
- электролиз с нерастворимыми анодами.

Цементация обеспечивает достаточно полное и быстрое осаждение благородных металлов, однако полученные осадки содержат небольшое их количество (10–20 %) и требуют специальной доводки перед аффинажем. Кроме того, способ связан с высоким расходом металла-осадителя и накоплением его в тиокарбамидном растворе, что, в свою очередь, ведет к снижению скорости растворения золота и серебра при повторном использовании тиокарбамидного раствора.

При осаждении щелочью золото и серебро выпадают в осадок в виде малорастворимых гидроксидов. Одновременно осаждаются также медь, железо и другие примеси, получается продукт, содержащий 35–50 % суммы благородных металлов. Помимо низкосортного продукта, метод связан с повышенным расходом тиокарбамида (вследствие его частичного разложения в щелочной среде) и кислоты, а также с загрязнением тиокарбамидных растворов сульфатом натрия.

Возможны и комбинированные схемы выделения благородных металлов из тиокарбамидных растворов. В частности, после сорбционного извлечения осуществляется водная отмывка или обработка сорбента слабокислым раствором тиокарбамида, который направляется на стадию выщелачивания золота из сырья. Золото десорбируется насыщенным раствором роданида аммония и поступает на электролизное осаждение.

Выбор способа переработки продуктивных растворов зависит главным образом от содержания благородных металлов в растворе и возможности регенерации растворителя. Для богатых по золоту и серебру растворов (более 500 мг/л) целесообразно использовать электролитический способ выделения, обеспечивающий одновременную регенерацию тиокарбамида. Для растворов с содержанием менее 50 мг/л золота и 200–400 мг/л серебра перспективен сорбционный метод, осуществляемый на активированных углях типа КАД, СКГ или на катионообменниках КУ-2. Способ цементации может быть применен для растворов, содержащих более 50 мг/л золота и 200 мг/л серебра.

Для регенерации тиокарбамида требуется очистка растворов от примесей, т.е. обработка обезметалленных тиокарбамидных растворов. Основными полутными компонентами химического разложения тиокарбамида являются катионные комплексы меди, ртути, железа и др., а также формамидиндисульфид $C_2S_2N_4H_6$. Регенерация тиокарбамида, израсходованного на выщелачивание, в том числе окисленного до формамидиндисульфида, может быть осуще-

ствлена путем восстановления металлическим железом, электролитическим путем. В частности, первый способ может использоваться после сорбционного извлечения металлов на углях или смолах. Общая степень регенерации тиокарбамида в зависимости от состава растворов и способа осаждения золота и серебра колеблется в пределах 80–95 %.

С целью предупреждения накопления в растворе примесей (медь, железо, цинк и др.) часть раствора выводится из процесса и подвергается обработке известью. Основная масса примесей выпадает в осадок, при этом происходит частичное разложение тиокарбамида.

Разработка таких технологических приемов, как регенерация растворителя, полный оборот растворов, обессоливание последних известью, обеспечивает возможность практической реализации тиокарбамидной технологии как бессточного гидрометаллургического процесса извлечения золота и серебра.

Особенную эффективность от тиокарбамидной технологии можно ожидать при переработке некоторых категорий упорных для цианирования руд и концентратов. Однако наибольший интерес представляет рассматриваемая технология вместо цианирования при переработке серебряных и золотосеребряных руд, содержащих серебро в сульфидной форме Ag_2S . Цианирование такого материала связано с низкой скоростью растворения серебра, высоким расходом цианида на взаимодействие с серой и трудностями очистки цианистых стоков от роданидов.

Ниже приведены опытные показатели гидрометаллургической переработки серебряных концентратов методами цианирования и тиокарбамидного выщелачивания с электролитическим выделением серебра из раствора.

Метод переработки концентратов	Цианирование	Тиокарбамидное выщелачивание
Извлечение Ag в гидрометаллургическом цикле, %	96	97,6
Общая продолжительность выщелачивания, ч	64	36
Число стадий выщелачивания	4	4
Расход реагентов на 1 т концентрата (в расчете на 100 %-ный реактив), кг	250	84
В том числе:		
NaCN	20*	—
$CS(NH_2)_2$	—	10*
H_2SO_4	—	45
$Fe_2(SO_4)_3$	—	20
CaO	90	9
жидкий хлор	140	—
Эксплуатационные расходы, %	100	76
В том числе:		
на выщелачивание и осаждение	55	62
на обезвреживание стоков	45	14

* С учетом регенерации.

Из-за возможного исключения из процесса цианидных солей тиокарбамидное выщелачивание в последние 20—25 лет подвергалось широкомасштабным исследованиям во всех странах. Проведены многочисленные лабораторные и укрупненные опыты с различными исходными рудами, а также концентратами после предварительного обогащения, обжига и т.д. Выражается надежда, что эта "молодая" технология по сравнению с цианидной, насчитывающей столетний опыт промышленного использования, уже сегодня является ее альтернативой и после доработок может заменить ее. Обсуждается вопрос применения тиокарбамидной технологии при кучном, дамбовом и подземном выщелачивании золота и серебра. На одном из рудников на Тайване были проведены полевые испытания по подземному выщелачиванию благородных металлов, результаты которых рассматриваются положительно. Однако промышленная реализация на современном этапе мало вероятна, как указывают авторы, из-за нерешенности трех проблем: предотвращения разложения тиокарбамида за счет окисления, ведущего к повышенным его расходам, высокой стоимости тиокарбамида в настоящее время и необходимости доработки схем извлечения благородных металлов из продуктивных растворов, особенно процесса сорбционного извлечения на активированных углях.

В США были проведены укрупненные испытания процесса тиокарбамидного выщелачивания золота из руды месторождения Карлин, содержащей 0,6—1,5 % углерода. Руда опробовалась по трем схемам: прямое цианирование, хлорирование—цианирование, тиокарбамидное выщелачивание.

Выводы на основании выполненных исследований сводятся к следующему:

- при переработке углистых золотосодержащих руд с помощью тиокарбамидной технологии может быть получено большее извлечение по сравнению с цианидной, если цианирование проводить без предварительного окисления природного углерода;

- кучное карбамидное выщелачивание может быть применено для переработки низкосортных золотосодержащих отвалов.

В России проведены фильтрационные опыты небольшого масштаба применительно к подземному выщелачиванию из песчано-глинистых золотосодержащих руд.

В ходе исследования кислого тиокарбамидного выщелачивания благородных металлов из руд выявлены следующие его преимущества как растворителя по сравнению с цианированием:

- низкая токсичность, исключение из схемы необходимости обезвреживания стоков, отвалов и т.д.;

- высокая скорость растворения металлов, меньшее воздействие на компоненты-примеси, слагающие руду;

- меньший расход реагента на единицу массы руды;

- более полное извлечение серебра в цикле выщелачивания, особенно при наличии в рудах его сульфидных форм;

- большая "терпимость" к присутствию углеродсодержащих материалов при переработке;

- возможность осуществления комбинации отдельных стадий выщелачивания, направленных на улучшение технологических показателей (предварительная кислотная обработка, окисление сульфидов или совмещение этих двух процессов);

- простая схема регенерации растворителя путем очистки от примесей (известкование), позволяющая осуществить бессточную гидрометаллургическую технологию.

К числу недостатков тиокарбамидной технологии относятся:

- использование более дорогого кислотостойкого оборудования из-за применения кислых растворов в отличие от схемы с цианированием;

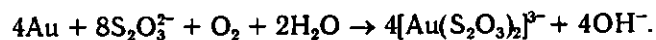
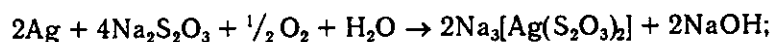
- необходимость тщательного проведения процесса выщелачивания из-за возможного разложения тиокарбамида за счет окисления;

- нерентабельность переработки руд с высоким содержанием кислотоёмких примесей (карбонатов и т.д.);

- сравнительно высокая стоимость и дефицитность растворителя.

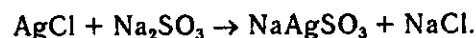
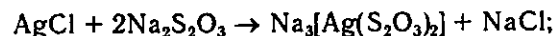
3.5. ХИМИЯ ТИОСУЛЬФАТНОГО, АММИАЧНО-ТИОСУЛЬФАТНОГО И СУЛЬФИТНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

Растворение металлического серебра и золота происходит по реакциям

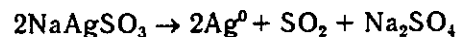


В сульфитных растворах металлическое серебро не растворяется.

Хлорид серебра в тиосульфатных и сульфитных растворах сравнительно легко переходит в растворимую форму с образованием комплексных соединений без воздействия окислителей:

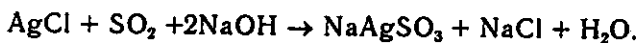


Раствор сульфитной комплексной соли серебра неустойчив и при нагревании разлагается:



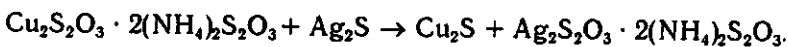
со снижением концентрации серебра в растворе. Разложению комплексной соли способствует увеличение длительности процесса даже при более низкой температуре.

В присутствии газообразного диоксида серы в щелочной среде также образуется сульфитная комплексная соль

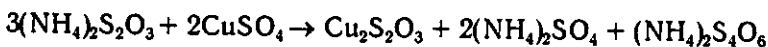


При выщелачивании Ag_2S растворами тиосульфата аммония и тиосульфата меди (I) степень извлечения серебра возрастает с увеличением концентрации реагентов и температуры. Для стабилизации растворов и предотвращения обратного осаждения требуется избыток тиосульфата.

Процесс выщелачивания в отсутствие воздуха протекает по уравнению

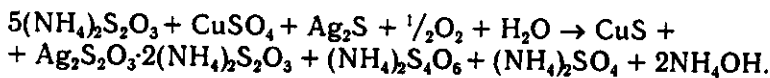


Тиосульфат меди (I) образуется согласно реакции



с появлением в растворе тетратионат-иона.

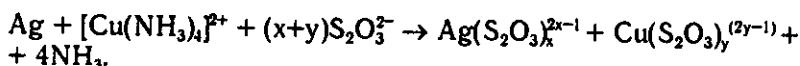
В присутствии воздуха выщелачивание Ag_2S идет по реакции



Стабилизации Cu (I) способствуют ионы аммония. Потери тиосульфата происходят за счет превращения его в тетратионат и образования других соединений; они возрастают с увеличением концентрации меди, температуры и щелочности. Отмечена неполнота извлечения серебра вследствие образования слабопроницаемой пленки из Cu_2S на частицах Ag_2S .

В связи с тем что при использовании в качестве окислителя кислорода скорость растворения серебра невысока, предполагается использовать для выщелачивания аммиачный раствор тиосульфата, в который добавлен тетрааммиачный комплекс двухвалентной меди (его концентрация в растворе – 0,027–0,095 моль/л). Раствор выщелачивания: концентрация аммиака – 1,75–3,5 моль/л и тиосульфата – 0,06–0,19 моль/л при температуре 30–60 °С. Растворимость тетрааммиачного комплекса в аммиачно-тиосульфатном растворе значительно выше, чем кислорода, что обеспечивает снижение кинетических ограничений, связанных с диффузией окислителя к поверхности частицы серебра.

По данному способу растворение серебра протекает по реакции

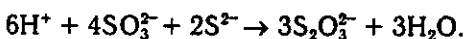


Повышение давления, увеличение концентрации тиосульфата > 0,19 моль/л и снижение концентрации аммиака в растворе нежелательно, так как приводит к уменьшению концентрации окис-

лителя, вследствие появления в растворах комплекса одновалентной меди, не являющейся окислителем. Одним из самых значительных недостатков тиосульфатной схемы является ее неустойчивость.

Для извлечения благородных металлов из сложно вскрываемых руд (в частности, содержащих Mn, Cu, As, Sb, Te и др.) предлагается выщелачивание проводить раствором тиосульфата аммония в присутствии меди. Стабилизация растворителя – поддержание $pH \geq 7,5$ – достигается введением гидроксида аммония. Для предотвращения разложения тиосульфата аммония необходимо прибавление сульфит-иона (сульфита или бисульфита аммония), концентрацию которого поддерживают в пределах $\geq 0,05$ %. Температура выщелачивания – 40–60 °С.

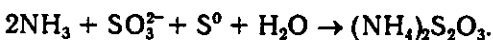
Сульфит-ион замедляет разрушение тиосульфата, увеличивает извлечение золота и серебра. При наличии сульфит-иона происходит окисление сульфидной серы до тиосульфат-иона:



Вследствие высокой окислительной способности соединений марганца в рудах, его содержащих, весьма велик расход сульфит-иона из-за протекания реакции



Сульфит-ион нейтрален по отношению к процессам выщелачивания благородных металлов, но, будучи продуктом окисления тиосульфата, он накапливается в растворе. Для его вывода пользуются известью, полученный гипс удаляется в отвалы. Существует схема регенерации тиосульфата, в которой после выделения благородных металлов в маточные растворы вводят сульфиды или элементарную серу:



В образующемся комплексном соединении тиосульфат-ион связан с золотом очень прочно ($K_{дис} \approx 10^{-26}$); стандартный потенциал реакции равен 142 мВ.

Из рассмотрения химии и поведения серосодержащих растворителей их достоинства по отношению к переработке золото-серебросодержащих руд в сравнении с цианированием можно свести к следующим положениям:

- процесс менее токсичен, не наносит вреда окружающей среде;
- скорость растворения благородных металлов, как правило, выше;
- по селективности не уступает цианидной технологии;
- позволяет перерабатывать руды, представляющие трудности для цианидного метода (в частности, руды, содержащие марганец, медь, мышьяк, сурьму, селен, теллур и др.);

- доступность и низкая стоимость реагентов, возможность их получения на месте;

- разработаны простые схемы выделения золота и серебра из продуктивных растворов и схемы полного оборота маточных растворов в процесс выщелачивания после доукрепления реагентами.

Главным и основным недостатком рассматриваемой технологии является нестойкость растворителя и вводимого вместе с ним соединения сульфита, которые легко окисляются, образуя тетраионат, сульфат и т.д. Это вызывает повышенные расходы реагента.

Исследования по данной схеме, несмотря на ее сравнительно удовлетворительные показатели по извлечению благородных металлов и несомненные преимущества, занимают довольно скромное место.

3.6. ХИМИЯ ХЛОРИДНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

Система хлоридного выщелачивания золото-серебросодержащих руд обычно состоит из кислоты (соляной или серной), соли, как правило, хлорсодержащей (хлорид натрия), и окислителя (гипохлорита калия или натрия — далее гипохлорит, перманганата калия, диоксида марганца). Активным началом при растворении благородных металлов является образующийся в результате реакции в указанной системе элементарный хлор. Его концентрация в растворе может быть рассчитана из содержания всех составных частей указанной системы.

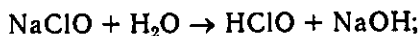
Гипохлорит и хлор в кислоте могут извлекать золото при обычных условиях. Ф. Сауэр в 1986 г. нашел, что более 70 % золота извлекается из трех типов руд в условиях кучного выщелачивания при использовании гипохлорита натрия как основного растворителя при $pH \sim 5-6$. Соли гипохлорита и хлора также применялись для извлечения золота из упорных сульфидных руд при повышенных давлениях в одну стадию, без предварительного обжига и дальнейшего цианирования. Д. Иен (1988—1990 гг.) показал, что в присутствии гипохлорита успешно осуществляется автоклавное выщелачивание золота. При этом добавка соляной кислоты и хлорида натрия существенно сокращает количество требуемого растворителя. Более 95 % золота и серебра было извлечено при выщелачивании упорной руды с небольшими расходными коэффициентами. Основные преимущества кислотного гипохлоритного процесса — более высокая скорость растворения золота, меньшее негативное влияние на окружающую среду и возможность обработки упорных золотосодержащих руд.

Кислотное гипохлоритное выщелачивание золотосодержащих руд может рассматриваться как один из альтернативных процессов цианированию. Взаимодействие между гипохлоритом и металлическим золотом изучено недостаточно. Как известно, золото легко растворяется в присутствии комплексообразующего лиганда и окислителя. В кислом гипохлоритном растворе хлорид является комплексообраз-

зователем, хлор и HClO – окисляющими агентами. Стабильность гипохлоритных растворов при комнатной температуре демонстрируется диаграммой $Eh - pH$ в системе хлор – золото – вода (рис. 3.3).

Существуют три области в растворе: при $pH > 7,5$ – гипохлорит-ион ClO^- , при $pH = 3+7,5$ – хлорноватистая кислота и при $pH < 3$ – хлор Cl_2 . Наиболее энергичное выщелачивание гипохлоритом происходит около $pH = 2$, так как золото должно реагировать главным образом с хлором Cl_2 .

Как показано на рис. 3.3, хлор выделяется при значении потенциала около 1400 мВ, которого вполне достаточно для окисления золота до AuCl_4^- в растворе. Скорость растворения золота должна быть связана с концентрацией растворенного хлора. Образование хлора происходит в несколько стадий. Первоначально гипохлорит натрия переходит в хлорноватистую кислоту:



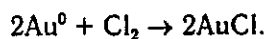
HClO – очень слабая кислота ($pH = 7,5$). Зависимость между pH и хлорсодержащими соединениями HClO и ClO^- в растворе показана на рис. 3.3.

Когда раствор подкисляется соляной кислотой, хлорноватистая кислота диссоциирует до хлора по уравнению



Количество хлора, образующееся из раствора гипохлорита, зависит от pH раствора и концентрации хлорида.

Для объяснения растворения золота в хлорной воде предложено много теорий. К. Патнам предполагает, что первая стадия реакции между хлором и золотом происходит по уравнению



Скорость растворения золота контролируется скоростью, при которой удаляется хлорид золота с поверхности частицы по реакции

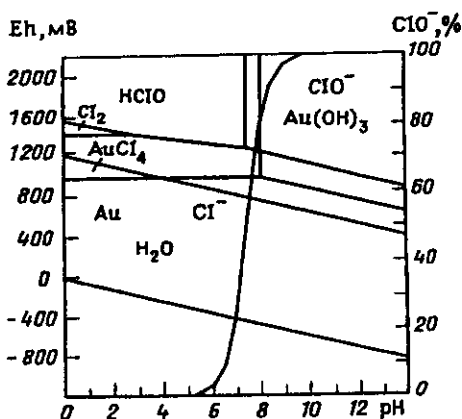


Рис. 3.3. Диаграмма $Eh - pH$ в системе хлор–золото–вода

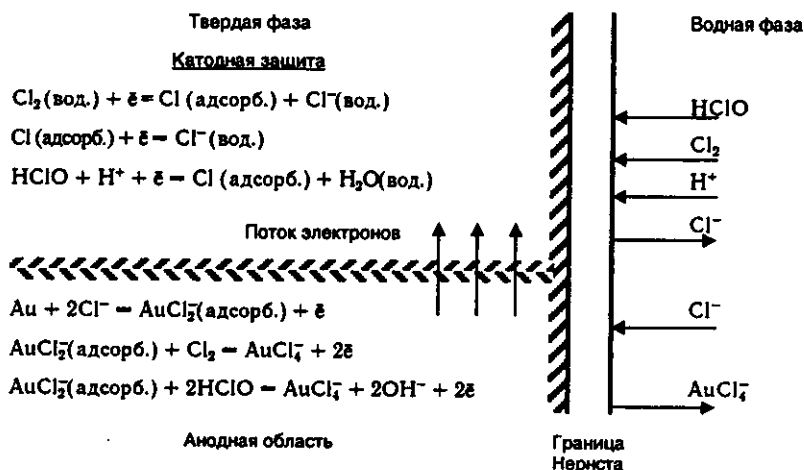
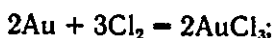
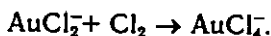


Рис. 3.4. Схема растворения золота в кислых гипохлоритных растворах

М. Азума предлагает следующий механизм растворения:



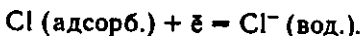
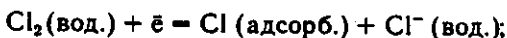
Сравнительно недавно Дж. Хесбиттом предложен другой механизм:



Как видно, во всех случаях конечным продуктом взаимодействия является комплексный ион AuCl_4^- .

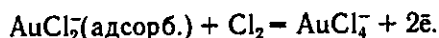
Фактически, как при растворении любого самородного металла, механизм перевода золота в кислый гипохлоритный раствор является электрохимическим (как и для процесса цианирования) — рис. 3.4. На поверхности золотины происходят анодные и катодные реакции. Смешанный потенциал существует между катодными и анодными участками, которые и определяют скорость выщелачивания золота.

Когда pH раствора ниже 1, растворенный хлор — единственно возможный реагент перевода в жидкую фазу золота. В этом случае механизм катодной реакции следующий:

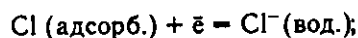
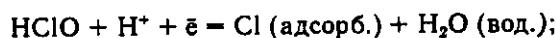


Первая реакция является реакцией, контролирующей скорость процесса в катодной области.

Реакции в анодной области:



Последняя реакция определяет скорость процесса в анодной области. Когда же рН раствора выщелачивания составляет 3–7,5, доминирующим реагентом для золота является хлорноватистая кислота. В этом случае в катодной области:



в анодной области:

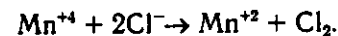


В катодной области стадией, контролирующей скорость, является первое уравнение, в анодной – последнее.

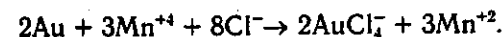
Электрохимическая природа механизма растворения золота в кислых гипохлоритных растворах развита П. Саном и Л. Ченом. Согласно ей гипохлорит вначале реагирует с соляной кислотой с образованием водорастворимого хлора; концентрация последнего зависит от содержания соляной кислоты и солей хлорида. Для получения насыщенного или супернатраченного по хлору раствора оптимальными условиями выщелачивания является: 10 г/л гипохлорита натрия, 5–10 г/л HCl и 1 г/л NaCl, рН = 1+2. При этих параметрах скорость растворения золота достигает максимума.

Теоретическим анализом и экспериментальными результатами показано, что растворимость золота в кислых гипохлоритных растворах линейно зависит от содержания хлора при низких величинах рН. Одной из разновидностей схем, в которых используются окислитель, кислота и соли, является серноокислотно-хлоридно-пиролизитная схема.

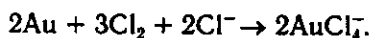
Существо протекающих при этом процессов сводится к образованию элементарного хлора за счет окисления хлор-иона (после растворения MnO_2 в кислоте) по реакции



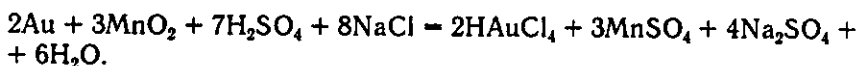
В присутствии золота эта реакция имеет вид



Помимо этого протекает реакция взаимодействия элементарного хлора и хлор-иона с золотом:



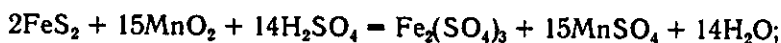
В суммарном виде процесс растворения можно представить следующим уравнением:



Растворение золота по этой схеме происходит с большой скоростью и полнотой извлечения (как и для других галогенов — йода, брома, как будет показано дальше). Хранение, транспортировка и эксплуатация оборудования, связанного с использованием серной кислоты, хлорида натрия и пиролюзита, не вызывают осложнений.

Достоинством этой схемы является участие помимо хлора в окислении золота и четырехвалентного марганца, который восстанавливается до двухвалентного состояния.

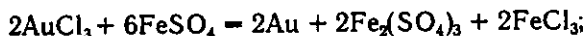
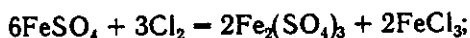
По сравнению с цианированием рассматриваемая технология дает возможность в силу агрессивности растворителя проводить одновременно разложение сульфидов и растворение золота. Вероятно и взаимодействие сульфидов (пирита, арсенопирита) с пиролюзитом по реакциям



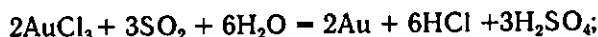
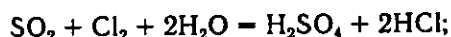
При одинаковой крупности материала (применительно к условиям КВ) по серноокислотно-хлоридно-пиролюзитной (СХП) схеме можно ожидать более высокого извлечения благородных металлов в раствор за счет глубокого вскрытия руд по сравнению с цианидной технологией, что открывает возможность для переработки и более богатых категорий исходного сырья. Эта разница должна быть более ощутимой при более тонком дроблении, так как для крупнокусковых руд лимитирующим является диффузионный перенос растворителя и продуктов реакции по порам и капиллярам отдельного куска руды.

Для всех систем растворителей, содержащих кислоты и такой агрессивный растворитель, как хлор, присущи высокая степень взаимодействия с большим числом составляющих компонентов руды, что обуславливает, с одной стороны, его повышенный расход, а с другой стороны, загрязняет полученные продуктивные растворы. В свое время это обстоятельство послужило причиной замены хлоридной схемы переработки золотосодержащих руд на высокоэффективное цианидное выщелачивание. Осаждение золота из растворов после хлоридного выщелачивания производится различными методами. Одним из них является химическое выделение, осуществляемое несколькими способами:

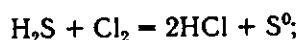
- введением в раствор сульфата железа (II), который нейтрализует избыток хлора и при этом осаждает золото:



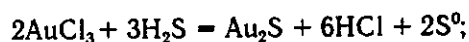
• пропусканьем сернистого газа:



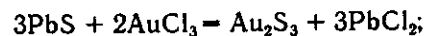
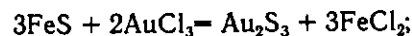
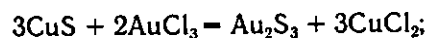
• обработкой сероводородом:



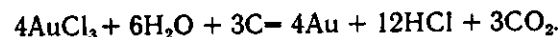
Наряду с последней реакцией отмечается образование некоторого количества сульфида одновалентного золота и серы по реакции



осаждением из раствора сульфидами тяжелых металлов:

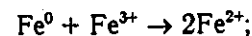


древесным углем:



Более сложная схема переработки продуктивных растворов с одновременной регенерацией пиролюзита предложена для СХП схемы. Полученные золотосодержащие растворы подвергаются восстановлению золота стальными стружками.

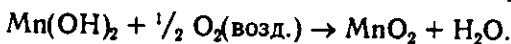
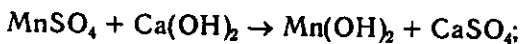
Химизм процесса восстановления:



Раствор, содержащий восстановленное золото, пропускается через песчаный фильтр, где происходит его динамическая цементация. Затем металл элюируется с песка раствором, содержащим растворенный пиролюзит. Концентрированный элюат золота обрабатывается (вновь восстанавливается) железным купоросом, фильтруется, и осадок золота собирается на фильтре. Вторичное восстановление обеспечивает высокую чистоту осадка золота.

Маточный раствор после первого восстановления при $\text{pH} < 2$ доукрепляется по H_2SO_4 и NaCl и направляется на кучное выщелачивание штабеля, а при $\text{pH} \geq 2$ подвергается обработке известью до $\text{pH} = 6$, сгущается, промывается; сгущенный продукт отправля-

ется в отвал, а слив обрабатывается сжатым воздухом и известкуется до $\text{pH} = 11$. Затем следуют вновь сгущение, промывка, фильтрация с получением осадка MnO_2 . Регенерация пиролюзита протекает по уравнениям



Общая схема рассматриваемого процесса представлена на рис. 3.5.

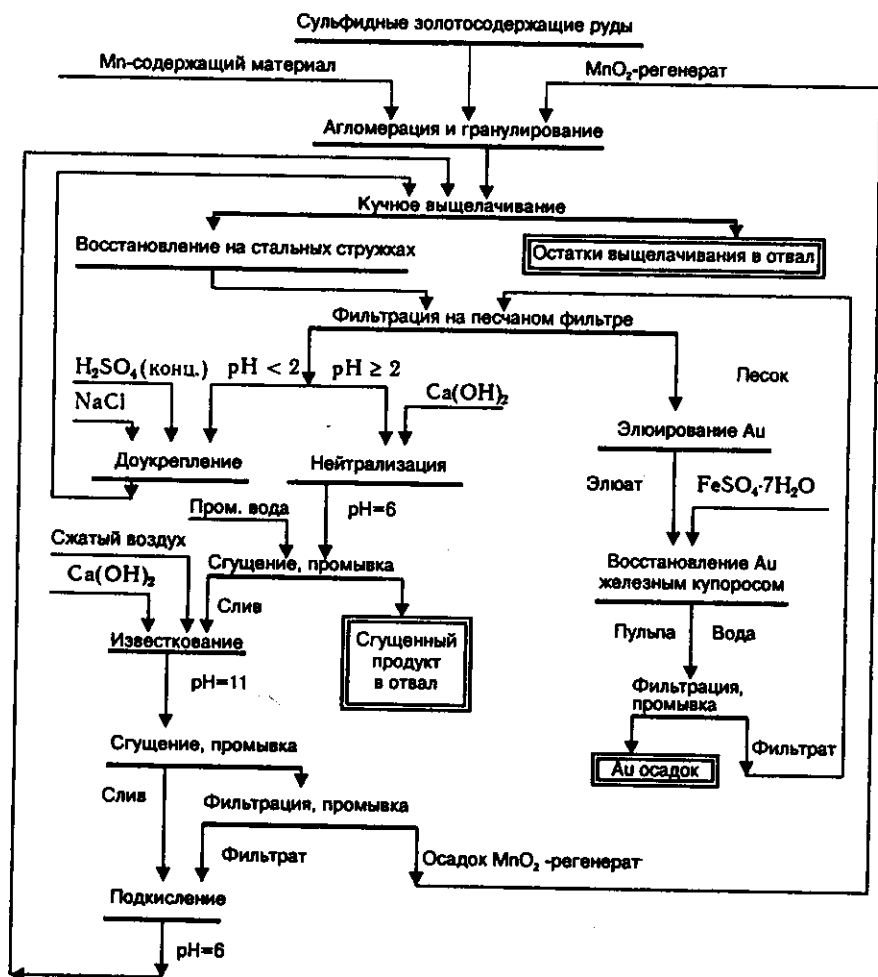


Рис. 3.5. Принципиальная технологическая схема переработки сульфидных золотосодержащих руд методом кучного сернохлоридного выщелачивания (СХВ)

О каких-либо полевых работах по кучному выщелачиванию золота с применением хлоридной технологии сведений в литературе нет. Известно лишь, что на крупнейших месторождениях компании "Ньюмонт" (США) были проведены исследования по разрушению углистых составляющих по гипохлоритной схеме перед цианированием с применением КВ. Применение одного гипохлорита обеспечивало извлечение золота до 50 %, а последующее цианирование переводило в раствор до 85–95 %. Рекомендовалось гипохлоритную обработку проводить в зимнее время, а в летнее – осуществлять цианирование.

Преимущества хлоридной схемы переработки золотосодержащих руд состоят в следующем:

- высокая окислительная активность, более глубокая переработка руд, что обеспечивает более высокое извлечение при малой крупности руды;
- доступность реагентов и низкая их стоимость;
- возможность получения реагентов на месте производства работ;
- при переработке мышьяковистых руд мышьяк выделяется в виде нерастворимой смеси арсенатов кальция, железа и марганца. Это обстоятельство делает технологию более безопасной для окружающей среды.

Ее недостатки:

- необходимость использования коррозионностойкой аппаратуры по всей схеме;
- повышенный расход реагента на вмещающие породы;
- низкая селективность выщелачивания, вследствие чего образуется сложный солевой состав продуктивных растворов;
- сложность переработки и утилизации растворов;
- возможность в условиях КВ выделения элементарного хлора при орошении штабеля.

3.7. ХИМИЯ ЙОДИДНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

В последние годы значительное внимание уделяется применению соединений йода – еще одного элемента среди галогенов для выщелачивания благородных металлов из руд. Как известно, все элементы группы галогенов являются энергичными окислителями, причем с увеличением порядкового номера химическая активность галоид-ионов возрастает. Н. Якобсон и П. Мерфи предлагают использовать в качестве растворителя золота йод (йодид), который при низких концентрациях не является токсическим веществом. Известны способы переработки продуктивных растворов после извлечения золота, в частности, метод электровыделения в ячейках с мембраной, позволяющий одновременно регенерировать растворитель.

Авторы предложения, рекомендуя этот способ для осуществления, во избежание потерь растворителя указывают на необходимость пропускания откачиваемых растворов на стадии их обезвре-

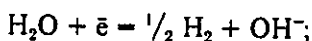
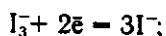
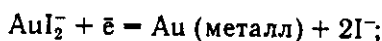
живания через сильноосновные ионообменные смолы для улавливания йода (йодида).

Растворитель, применяемый для выщелачивания золота (серебра), состоит из йода I_2 , йодида I^- в отношении примерно $I_2 : I^- = 1 : (5+9)$. Химическая реакция растворения выражается уравнением

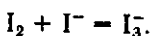
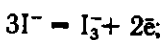
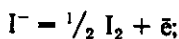


Значение рН может варьировать от 3,5 до 9,5. Если возникает проблема с железом из-за одновременного выщелачивания сульфидных минералов, величина рН может быть поднята выше 6–7 добавкой бикарбонатов калия или аммония. Вышеуказанные авторы предлагают для выщелачивания использовать растворитель, содержащий 9 г/л йодида и 1 г/л йода I_2 . Реакция осаждения золота электровыделением регенерирует йод в соотношениях, строго поддерживаемых для выщелачивания, т.е. сохраняет соотношение $I^- : I_2$ от 5 до 9 к 1. Без этой регенерации йода процесс выщелачивания неэкономичен.

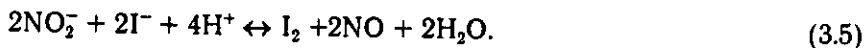
При электровыделении происходят следующие реакции:
на катоде



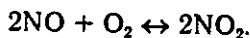
на аноде



В связи с высокой стоимостью йода предложен ряд приемов, направленных на удешевление процесса йодидного выщелачивания, в частности, введение в выщелачивающий раствор нитрита щелочного металла с концентрацией $1 \cdot 10^{-3} + 1 \cdot 10^{-2}$ моль/л при рН = 0 + 2,5. В данном случае процесс осуществляется в кислой среде. Процесс извлечения золота в раствор протекает по следующим реакциям:

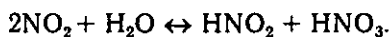


В кислом йодидном растворе нитрит выделяет йод, а сам восстанавливается до оксида азота. Выделившийся оксид азота взаимодействует с кислородом воздуха с образованием диоксида азота:



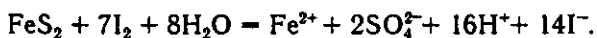
Далее диоксид азота реагирует в кислой среде с йодидом с выделением йода и оксида азота по уравнению (3.5). Весь цикл по-

вторяется заново, что ведет к дальнейшему окислению йодида в йод. Диоксид азота частично выводится из сферы реакции согласно уравнению

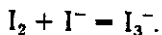


Выделившийся в процессе реакции йод растворяет металлическое золото по уравнению (3.4). По данным авторов предложения, при составе растворителя 0,83 моль/л NaI, $6,6 \cdot 10^{-3}$ моль/л NaNO_2 , рН = 1 металлическое золото (8 мг) растворилось полностью за 4 ч. Помимо применения метода электровыделения золота из йодидных растворов и сорбционного передела можно также использовать способ, сочетающий химическое осаждение и сорбционное извлечение. К продуктивному раствору добавляется концентрированный раствор пероксида водорода. Выпавший осадок элементарного йода отделяется. В раствор, содержащий золото, вводится анионообменная смола марки АВ-17-84с, предварительно обработанная раствором, содержащим аминокислоту, в частности, диметилформамидом и аммиаком. Смолу перемешивают с золотосодержащим раствором, затем отделяют смолу, промывают, сушат, прокалывают с получением конечного продукта. Значительный объем лабораторных исследований по выщелачиванию золота из руд йод-йодидными растворами проведен на рудах ряда месторождений России. Так, на рудах Воронцовского месторождения (Урал) при содержании 2,6 г/т извлечение золота составило 84 % при суммарном расходе $\text{I}^- + \text{I}_2 = 2,86$ кг/т. Кинетика процесса сопоставима со скоростью растворения при цианидном выщелачивании. Из богатых руд месторождения Тас-Юрях (Хабаровский край) с содержанием 60–65 г/т золота извлечено 95 % металла. При этом кинетика процесса была выше, чем при цианидном выщелачивании. В условиях укрупненных лабораторных испытаний этих руд степень извлечения золота составила 97 %, серебра – 25 %; удельные расходы свободного йода – 0,83 кг/т (или 12,9 г/г извлеченного золота), а йодида – 4,21 кг/т (или 64,9 г/г). На примере исследования руд Воронцовского месторождения выявлено отрицательное воздействие (как и для цианидного процесса) углистого вещества в рудах на выщелачивание золота в йод-йодидной системе. Оно способно адсорбировать не только образующийся комплекс AuI_2^- , но также восстанавливать свободный йод до йодида, что обуславливает постоянный дефицит свободного йода в растворе, препятствуя созданию необходимых условий для извлечения золота.

Предпочтительная концентрация I_2 в исходном растворе 2–5 г/л. В этих условиях возможно выщелачивание золота из руд, содержащих сульфидные минералы (марказит, халькопирит, ковеллин, пирит). Взаимодействие йода с этими минералами идет по реакции



Разложение сульфидов сопровождается образованием йодида. В процессе фильтрации раствора через штабель КВ, доукрепления йодом и возврата его на дальнейшее орошение в растворе появляются трийодид-ионы:



По экономическим соображениям (элементарный йод – дорогой реагент) рекомендуемое соотношение $I_2 : I^- = 1 : 2$.

Ряд исследователей полагают, что процесс выщелачивания золота в йод-йодидной системе является одной из перспективных схем, альтернативных процессу цианирования. Небольшой полевой опыт и исследования позволили установить преимущества и недостатки рассматриваемой схемы.

Преимущества:

- высокая кинетика растворения золота; увеличение ее при осуществлении процесса в кислых средах;

- повышенная степень извлечения золота;

- при используемых для выщелачивания концентрациях йода и йодида растворитель практически нетоксичен.

Недостатки:

- коррозионная активность при использовании кислых сред при выщелачивании;

- повышенный расход на вмещающие породы (без использования регенерации);

- высокая стоимость растворителя;

- дефицитность растворителя;

- низкая степень извлечения серебра.

3.8. ХИМИЯ БРОМИДНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

Способность бромидов растворять золото известна с 1891 г. На первом промышленном предприятии в Колорадо в 1895 г. проводилось извлечение золота с применением смеси кислоты, бромида и броматов. Процесс использовался до начала 90-х годов. В последующем промышленное использование брома было приостановлено. В связи с возросшим вниманием к охране окружающей среды и использованием в настоящее время повсеместно токсичного цианидного метода извлечение золота вновь на новом уровне рассматривается вопрос применения брома как растворителя.

Изучению брома как растворителя золота из руд способствовала корпорация "Грейт Лейкс Кемикал" – крупнейший в мире производитель элементарного брома и бромистых соединений.

Впервые о переработке золота с помощью брома упоминается в патенте США № 257723 У. Шаффера, опубликованном в 1891 г. Бром добавляли к обожженной руде в воде, и смесь агитировали в чане для растворения золота.

В начале века Г. Доу поставлял продукт под названием "горная соль" для выделения элементарного брома в растворе. Смесь бромидов и броматов окислялась с высвобождением элементарного брома. Сухая "горная соль" была достаточно дорогой, так как оказалась весьма эффективной для промышленного извлечения золота.

Следующий этап в бромной технологии извлечения относится к 1940 г., когда было показано существенное улучшение растворения золота водным раствором брома, получаемым при взаимодействии хлора или гипохлорита с раствором, содержащим бромид при большом избытке солей хлорида. После растворения золото удалялось из раствора известными методами, такими как добавка цинка или сульфата железа (II).

Сравнительно недавно В. Вильсон (патент США № 370961) описал процесс с органическим растворителем, в котором используются свободные галогены, такие как йод, бром или хлор, соли галоидных соединений, кетоновый растворитель и безводная уксусная кислота. благородные металлы из растворов извлекались цементацией алюминиевым порошком; был предложен еще ряд приемов для извлечения и переработки растворов, содержащих золото. Широкое распространение цианидной технологии в начале века прервало все работы по исследованию бромидной схемы для извлечения золота из руд.

Известно применение бромцианирования в заводской технологии при переработке теллуристых руд, в которых большая или меньшая часть золота и серебра химически связана с теллуrom. Соединения теллура с золотом труднее растворяются в цианистом растворе, чем металлическое золото. В некоторых случаях золото, находящееся в сульфидных минералах, оказывается еще более упорным, чем теллуриды. Одним из способов обработки сульфотеллуристых руд являлось бромцианирование, состоящее в обработке руд цианистыми растворами в присутствии бромистого циана. Последний в количестве около 1/3 от содержания цианистого натрия периодически добавлялся в агитруемую пульпу. Щелочность раствора во время этого процесса поддерживалась по возможности низкой во избежание расхода бромистого циана, легко разлагающегося в щелочной среде.

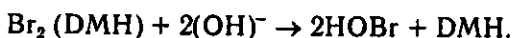
В январе 1987 г. корпорация "Грейт Лейкс Кемикал" получила патент США № 4637865 на процесс извлечения благородных металлов из исходных материалов с помощью соединения брома, получившего наименование "N-хало гидантион"¹. При использовании только гидантиона или в комбинации с ионом бромида гидантионовые продукты могут окислять золото и серебро до растворимых солей. За счет оптимизации концентрации бромидов может быть увеличено извлечение серебра. Эта система оказалась весьма эффективной для извлечения золота из руд и скрапов.

¹ Гидантионовая кислота $\text{COOH}\cdot\text{C}_2\text{NHCO}\cdot\text{NH}_2$.

Преимущества соединений брома при извлечении золота:

- высокая эффективность выщелачивания;
- высокая скорость растворения металла;
- легкость контроля процесса выщелачивания;
- возможность регулирования процесса в широких пределах рН;
- безопасность сточных (сбросных) продуктов;
- более дешевая система охраны окружающей среды.

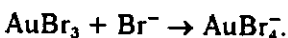
Эти преимущества обусловлены различием в химии растворения золота галогенами и цианидами. Дибромдиметилгидантион в воде диссоциирует с получением гипобромной кислоты и диметилгидантиона (DMH):



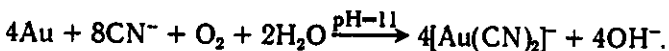
Гипобромная кислота в растворе окисляет золото до трибромид-иона золота:



Трибромид золота в дальнейшем комплексуется с бромид-ионом с образованием тетрабромид-иона золота:



В случае цианидного растворения цианид-ион окисляется с получением дицианид-иона золота:



Цианид-ион образует более стабильный комплекс с золотом, чем бромид. Вследствие этого для разрушения бромидного комплекса золота требуются более "мягкие" условия, чем для более прочного цианидного комплекса.

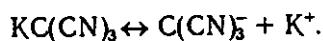
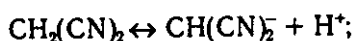
Токсичность и воздействие на окружающую среду являются основным отличием химии цианида и гидантиона. Диметилгидантион – нетоксичная биологически разлагающаяся молекула, которая представляет небольшую опасность или не оказывает вреда окружающей среде. Бромид-ион по токсичности подобен хлориду натрия. В отношении токсичности при низких содержаниях бромид и хлорид фактически неотличимы для большинства организмов. Проблема при переработке хвостовых растворов в процессах с использованием гидантиона и бромид-иона заключается в отделении тяжелых металлов, содержащихся в растворах. Простое осаждение известью – все, что требуется для очистки в этих схемах.

Преимущества и недостатки бромидной технологии в основном повторяют аналогичные положения, указанные выше для хлоридной и йодидной схем. Можно лишь подчеркнуть более высокую окислительную способность рассматриваемой схемы и возможность при определенных условиях повысить извлечение серебра.

3.9. ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЗОЛОТА ИЗ РУД С ПРИМЕНЕНИЕМ ОРГАНИЧЕСКИХ РАСТВОРИТЕЛЕЙ

В последние годы внимание исследователей привлекают нитрилы, способные выщелачивать благородные металлы. Изучены продукты растворения золота ацетонциангидрином $(\text{CH}_3)_2\text{C}(\text{OH})\text{CN}$, лактонитрилом $\text{CH}_3\text{CH}(\text{OH})\text{CN}$, гликольнитрилом HOCH_2CN . Растворение металла происходит только в присутствии щелочи. Наибольшая реакционная способность выявлена у ацетонциангидрина, гидролизующегося в щелочной среде с отщеплением ионов CN^- и по характеру воздействия на золото аналогичного цианистому натрию, но обладающему большей кинетической активностью и нетоксичностью.

Показана эффективность применения малонитрила $\text{CH}_2(\text{CN})_2$, броммалонитрила $\text{BrCH}(\text{CN})_2$ и цианоформа калия $\text{KC}(\text{CN})_3$ для выщелачивания рудного золота. Полагают, что эти соединения в растворах ионизируются с образованием устойчивых нетоксичных ионов:



Спектрофотометрическими исследованиями установлено, что в интервале $\text{pH} = 9\div 11,4$ мелонитрил димеризуется с образованием карбаниона. Тримеры и высшие олигомеры образуются только при $\text{pH} > 12$.

В щелочных растворах малонитрила существуют в равновесии три формы — $\text{NC}-\text{CH}_2-\text{CN}$, $\text{NC}-\overset{\ominus}{\text{C}}\text{H}-\text{CN}$, $(\text{NC})_2\text{C}_2\text{NH}_2-\overset{\ominus}{\text{C}}\text{H}-\text{CN}$. Присутствие в растворах CN^- не подтверждено ни химическим анализом, ни физическими методами.

Исследования по растворению порошкового золота в малонитриле позволили определить оптимальные условия процесса:

- наибольшая эффективность реагента $\text{CH}_2(\text{CN})_2$ — 0,05 % отмечается при $\text{pH} = 10\div 11$; в кислой среде растворение золота не происходит, при $\text{pH} > 11$ практически прекращается;
- реакционная способность малонитрила в среде NaOH значительно выше, чем в среде $\text{Ca}(\text{OH})_2$;
- с повышением концентрации малонитрила растворимость золота возрастает почти прямолинейно;
- добавка окислителей (пероксида натрия), как и тонкость измельчения, увеличивает скорость растворения.

Действие щелочных растворов малонитрилов опробовано на кварц-карбонатной руде, измельченной до $-8-0$ мм, содержащей 6 г/т золота, в условиях перемешивания при отношении $\text{Ж} : \text{T} = 2 : 1$.

Изучены зависимости показателей выщелачивания от состава растворителя и продолжительности процесса. Выводы из экспериментов:

- максимальное извлечение золота, равное 85–90 %, получено при содержании NaOH в растворе 0,05–0,1 %, пероксида натрия – 0,05–0,06 % и продолжительности выщелачивания 30–35 ч;

- наибольшая активность малонитрила проявляется в области pH = 9–11;

- добавки в раствор пероксида натрия увеличивают скорость растворения в десятки раз.

Этот реагент рекомендуется для лабораторного опробования кучного и подземного выщелачивания золота из руд.

Испытан процесс выщелачивания золота из руд щелочными растворами (pH = 9,5) ацетонциангидрина в присутствии окислителя – персульфата калия с концентрацией 0,05–0,1 %. Содержание ацетонциангидрина составляло 0,1–0,2 %. Такой состав растворителя обеспечивает высокие скорости выщелачивания золота в условиях низких температур. При растворении металла в холодильной камере при температуре +3 и +8 °C из золотоносных песков извлечение золота составило 96–98 % по сравнению с извлечением ~40,8 %, полученным при использовании сернико-кислых растворов тиокарбамида за тот же промежуток времени.

Предложены способы извлечения золота из руд с помощью органических азотсодержащих соединений и, в частности, аминов. Рекомендуется проводить выщелачивание щелочным раствором метиламина CH_3NH_2 различного состава с введением окислителя Na_2O_2 . Содержание CH_3NH_2 изменялось от 0,01 до 0,05 %, NaOH – от 0,5 до 5 %, Na_2O_2 – 0,05–0,4 %. Оптимальные условия растворения золота: щелочность (содержание NaOH) – 2 %, содержание окислителя – 0,05–0,2 %; с увеличением концентрации метиламина с 0,01 до 0,05 % скорость растворения металла возрастает. При выщелачивании песчано-глинистой руды крупностью –5+0 мм с содержанием Au 1,5 г/т руды раствором метиламина 0,2 % при введении окислителя (0,2 %) и отношении Ж : Т = 2 : 1 за 24 ч извлечение составило 73,3 %. Сообщается также о применении гуминовых кислот для извлечения золота. Гуминовые кислоты растворяются в разбавленных щелочных растворах, но осаждаются в кислых. Проведены укрупненные опыты с применением 1–3 %-ной гуминовой кислоты, имитирующие КВ. Масса пробы – 28 кг, размер частиц руды < 10 мм, содержание Au от 0,89 до 2,8 г/т. В тех же условиях опробовалось цианидное выщелачивание (концентрация NaCN – 0,1 % и pH = 11). За 20 сут из руды с содержанием 0,89 г/т Au в обоих случаях было извлечено 66,3 % Au; из руды с содержанием 2,2 г/т извлечение золота гуминовыми кислотами было в 2,5 раза ниже.

Все органические растворители в той или иной степени после серьезных доработок могут быть использованы при КВ. Их основными недостатками на данном этапе являются высокая стоимость

и дефицитность. Помимо этого в ряде случаев нет сведений о выделении золота из полученных растворов.

Определенное место в исследованиях последнего времени занимают растворители золота на основе природных фульвиновых кислот. Применительно к гидрометаллургии золота фульвиновые кислоты как реагенты безопасны для окружающей среды. Достигнутая степень извлечения золота равна 83 %. В результате экспериментов получены кинетические кривые и равновесные характеристики растворимости золота в системах: элементарное золото – фульвокислоты и водный оксид трехвалентного золота – фульвокислоты. Равновесие в системах с элементарным золотом устанавливается медленно, в течение двух месяцев и более. В системах с водным оксидом золота (III) равновесие устанавливается за две недели. По данным двухмесячных экспериментов растворимость золота в системе элементарное золото – фульвокислота составляет 0,069 мг/л (среднее из 4-х опытов), а растворимость в системе водный оксид золота – фульвокислота составляет 1,3 мг/л, т.е. почти в 20 раз превышает растворимость элементарного золота. По-видимому, значение растворимости рудного тонкодисперсного золота будет промежуточным между этими двумя значениями.

Объем исследований по производным фульвокислот явно недостаточен, чтобы во всей полноте судить о достоинствах и недостатках этого класса растворителей. В первом приближении к преимуществам можно отнести:

- нетоксичность;
- коррозионную неактивность;
- доступность реагента при сравнительно невысокой стоимости;
- высокую экологичность.

Недостатки:

- необходимость применения окислителя;
- низкие скорости выщелачивания металла.

Глава 4. ИЗУЧЕНИЕ ПРИРОДНЫХ СВОЙСТВ СЫРЬЯ И ПРОВЕДЕНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ИССЛЕДОВАНИЙ

4.1. ИЗУЧЕНИЕ ПРИРОДНЫХ СВОЙСТВ СЫРЬЯ

4.1.1. ОТБОР ПРОБ НА ОБЪЕКТАХ ИССЛЕДОВАНИЙ

Большинство месторождений полезных ископаемых неоднородно и содержит различные типы руд, требующих отличных схем и режимов выщелачивания. Общими признаками для выделения типов являются:

- *химический состав*, включающий в себя содержание основных, попутных компонентов и вредных примесей. По содержанию выделяются богатые, рядовые и бедные балансовые, а также забалансовые руды. По составу — моно- или полиметаллические руды, содержащие вредные примеси, например, мышьяк, свинец, сурьму, медь, железо и некоторые другие, растворяющиеся одновременно с полезным компонентом. Можно условно выделить загрязняющие, жестко лимитируемые примеси, такие как свинец, мышьяк, сурьма; конкурирующие с основными компонентами и депрессирующие процесс, в том числе за счет повышения расхода на них реагента (например, железо, медь, сера, органическое вещество и другие — перечень зависит от типа растворителя); примеси промежуточные — загрязняющие и конкурирующие (например, медь);

- *минералогический состав*. Важнейшими факторами являются форма минерализации, связь полезных компонентов с аксессуарными и породообразующими минералами, в том числе с сульфидами. Выделяются руды несульфидные. Последние могут подразделяться на неокисленные сульфидные (содержание окисленных соединений серы не более 10 % общего содержания серы), окисленные (содержание сульфидной серы не более 25–30 % общего ее содержания) и промежуточные;

- *характер вмещающих пород и структура оруденения*;

- *физическая характеристика*, в частности, по крупности. Так, пробы из зон окисления, содержащие значительное количество глин, должны быть взяты отдельно от массивных, твердых руд;

- *текстура*.

К отдельным типам, отличающимся по указанным признакам, нужно относить только такие, которые при принятой или проектируемой системе массовой добычи могут быть выделены обособленно.

Масса проб зависит от цели исследований. Для предварительных исследований достаточна проба массой 10–50 кг при крупности 10–15 мм. Для детального лабораторного исследования необходима проба массой 200–300 кг при естественной крупности –100–75 + 0 мм.

Представительность проб определяется главным образом не массой пробы, а числом точек взятия проб. Последние должны быть взяты известными методами по всей доступной поверхности рудного тела, с захватом той части пустой породы или забалансовых руд, которые при принятой системе горных работ попадут в руду. Опробование отвалов можно производить любым доступным способом, например, способом поверхностного вычерпывания, что позволяет вести отбор проб без вскрытия отвала из разных его частей. Если отвал представлен тонкоизмельченным материалом, то взятие пробы осуществляется на всю глубину отвала одним из существующих методов. Поставляемая для исследований проба снабжается паспортом.

4.1.2. ПОДГОТОВКА ПРОБЫ К ИССЛЕДОВАНИЮ

Перед исследованием пробы из нее выделяют материал для химического, ситового, минералогического анализов, определения водно-физических свойств и технологических исследований. Отбор проб осуществляется путем сокращения. При отборе и сокращении соблюдается зависимость между массой отбираемой пробы и диаметром наибольших частиц, выражаемая в виде общей формулы

$$Q = Kd^\alpha,$$

где Q — масса пробы, кг; d — наибольший диаметр кусков (частиц) руды, мм; K — коэффициент, зависящий от степени неравномерности содержания (вкрапления) золота в разных кусках (частицах) руды; α — показатель степени, контролирующий массу пробы в зависимости от диаметра ее частиц.

Этот показатель степени α отражает физические свойства минеральных сростков и зерен, слагающих материал пробы: крепость, вязкость, трещиноватость, хрупкость. Именно этими физическими свойствами определяется средний и наибольший размер частиц в пробе.

Показатель степени α — величина переменная, изменяющаяся в пределах от 1,5 до 2,7, устанавливается экспериментальным путем.

Значения коэффициента K для золотых руд, по данным разных исследователей, весьма различны и колеблются от десятых долей единицы до 3–4 и более. Для получения надежных результатов

В.И. Зеленов предлагает следующие рекомендации для составления схем сокращения технологических проб золотосодержащих руд:

Вкрапленность золота в руде	Неравномерная	Весьма неравномерная
Коэффициент K для руд с крупностью максимальных кусков (частиц) больше 2–3 мм	<u>0,1</u>	<u>0,3</u>
Минимальная масса проб с крупностью кусков (частиц) меньше 2–3 мм, кг	<u>0,2</u>	<u>0,4–0,5</u>
	<u>0,2–0,3</u>	<u>0,5–0,6</u>
	<u>0,5–0,6</u>	<u>0,8–1</u>

Примечание. В числителе приведены данные для руды без крупного золота, в знаменателе — для руды с крупным и очень крупным золотом.

Проба последовательно сокращается без дробления и доводится до массы, соответствующей диаметру частиц в пробе. Дальнейшее сокращение возможно только после дробления. Отбор проб осуществляется после перемешивания (усреднения) руды и ее квартования методом кольца и конуса или перемешиванием на клеенке при отсутствии сократителей (для материала крупностью менее 10 мм). При выделении проб, кроме рабочей, выделяется запасная проба, равная по массе рабочей.

4.1.3. АНАЛИЗ РУДЫ ПО КРУПНОСТИ

Анализ осуществляется для определения гранулометрического состава пробы, получаемой как естественным путем в процессе добычи, так и после дополнительного дробления.

Гранулометрический состав во многом определяет фильтрационные свойства рудной массы, позволяет судить о глинистости породы и ее эффективной пористости. А эти показатели определяют, в свою очередь, водопроницаемость обрабатываемого штабеля и равномерность распределения растворов в его объеме (т.е. равномерность проработки раствором).

Анализ по крупности можно осуществлять путем ситового анализа — просеиванием материала на наборе сит как вручную, так и на стандартных механических установках, включающих набор сит и механический встряхиватель.

Для выделения крупных фракций используются типовые грохоты с соответствующей сеткой. В ходе анализа выделяются, как правило, следующие фракции (классы крупности), мм: –200+100; –100+75; –75+50; –50+25; –25+10; –10+5; –5+1; –1. Разделение можно осуществлять в зависимости от имеющихся сеток и сит на следующие фракции (влияние типа грохота, сетки и сита на анализ не учитывают), мм: –200+63; –63+32; –32+20; –20+5; –5+1; –1. При ситовом анализе мелкого материала необходимо сначала отмыть шламы. Для этого навеску материала размешивают с водой и тонкую взвесь сливают на мелкое сито. Эту операцию повторяют до тех пор, пока слив не станет чистым. После этого проводят дополнительную отмывку на сите, попеременно слегка погружая сито

с материалом в воду и поднимая его. Материал, оставшийся на сите, высушивают и просеивают на наборе сит, включая и то сито, через которое производилась отмывка. Каждый класс взвешивают, а мелочь, прошедшую через последнее сито, присоединяют к отмытым шламам. Наиболее тонкое сито имеет отверстия, как правило, 43 мкм (325 меш). Изготавливают и более тонкие сетки — 20, 10 и 5 мкм, но, как правило, материал крупностью менее 43 мкм анализируют с использованием гидравлической классификации на установках для дисперсионного анализа или методом отмучивания. В ситовом анализе нулевым считается сито с отверстиями 200 меш (74 мкм). Если сито крупнее 200 меш, то размер n -го сита равен $0,074 \cdot (\sqrt{2})^n$, если мельче, то $0,074 / (\sqrt{2})^n$. Это основные сита, шкала которых имеет модуль $\sqrt{2}$; между каждой парой основных сит может быть промежуточное сито с модулем $\sqrt[4]{2}$.

Для получения гранулометрической характеристики крупнокускового материала при отсутствии возможности его просеивания используют линейный способ или фотопланиметрический метод, предложенный Л.И. Бароном.

Планиметрический метод применяют при оценке кусковатости руды крупностью более 300 мкм. Наибольшее распространение получило фотографирование поверхности обычными фотокамерами. Фотопланограммы обычно представляют собой отпечатки размером 24×30 см в масштабе 1 : 10. Для масштаба применяют 4 деревянные рейки (длина 2 м), скрепленные в углах винтами, позволяющие выкладывать на дробленой руде измерительный квадрат. На рейках белым и черным цветом выделены отрезки длиной по 100 см. Число фотопланограмм при допустимой относительной погрешности 10 % и надежности 90 % должно быть не менее 15.

Наиболее быстрый метод обработки фотопланограмм — линейный. На фотоснимке измерительный квадрат расчерчивается линиями-индикатрисами через 100 мм. По этим линиям измеряют длину отрезков, приходящихся на каждый отдельный кусок. Длину индикатрис, приходящихся на мелкий материал (менее 50 мм), учитывают суммарно.

По длине отрезков материал разделяют на классы крупности. Отношение суммарной длины l всех отрезков одного класса на фотопланограмме к общей длине L индикатрис представляет собой объемный выход γ , %, данного класса:

$$\gamma = 100 l / L.$$

Минимально необходимое количество фотопланограмм для пробы составляет 40–50 шт. Те же измерения можно производить, фотографируя руду в вагонетке или кузове автомашины.

Как уже отмечалось, наибольшее влияние на фильтрационные свойства штабеля имеет доля мелких классов — 1 мм, которые пред-

ставлены, как правило, шламовыми, глинистыми частицами. Так, повышение содержания этой фракции до 30 % снижает извлечение полезного компонента за счет ухудшения фильтрационных свойств примерно в два раза. Дальнейшее повышение содержания мелкой фракции приводит к почти полному прекращению равномерной фильтрации растворов через рудную массу уже при высоте отсыпки 1,5–2 м. А так как отдельные типы руд склонны при дроблении к переизмельчению и образованию значительного количества мелких фракций, целесообразно определить гранулометрический состав материала после его дробления до предполагаемой рабочей крупности.

4.1.4. ФИЗИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА РУД И ВМЕЩАЮЩИХ ПОРОД

Целью этих исследований является определение пригодности изучаемого материала по своим механическим свойствам для выщелачивания из него полезных компонентов по той или иной схеме с использованием геотехнологических методов.

Механическая прочность выщелачиваемого материала будет определять допустимую на него нагрузку и, соответственно, систему подготовки и конструкцию штабеля при КВ, а отсюда и технологическую схему. При этом следует определять прочность на раздавливание как исходного материала, так и его прочность в процессе выщелачивания под воздействием растворителей. Для этого необходимо:

- определение прочности на раздавливание исходного материала, представленного отдельными фракциями по крупности и основными типами вмещающих пород;
- определение прочности на раздавливание материала, представленного теми же фракциями и типами вмещающих пород, но отобранного в середине процесса выщелачивания с поверхности перколятора, куда он специально укладывается перед началом процесса, или с поверхности штабеля;
- определение прочности на раздавливание материала, представленного основными фракциями и литологическими типами после окончания процесса выщелачивания и отобранного при разборке перколяторов или опытных штабелей равномерно по объему. В этих случаях может быть осуществлен вариант определения прочности на раздавливание, когда материал, представленный основными фракциями и литологическими типами, укладывается в емкость и заливается рабочим раствором с соотношением Ж : Т, планируемым на конец процесса выщелачивания. По истечении требуемого времени образцы извлекают и направляют на определение их прочностных свойств.

Во всех случаях перед определением прочности образцы, подвергавшиеся воздействию растворителей (при моделировании цинидного процесса может быть использован щелочной раствор, не

содержащий солей циана), промывают водой. Раздавливание образца происходит поэтапно, с фиксированием его состояния при нагрузках, соответствующих нагрузкам через каждый метр в штабелях различной высоты – до 10–15 м, а в ряде случаев и до 45 м. При разрушении образца определяют гранулометрическую характеристику изменившегося образца. Результаты исследований предлагается фиксировать в виде следующей таблицы.

№№ п/п образца	Удельная нагрузка, кг/см ² ; высота слоя руды, м	Крупность до нагрузки, мм	Литологический тип	Состояние образца		
				исходное	на средней стадии процесса выщелачивания	после выщелачивания
1	2	3	4	5	6	7

В приложении к таблице приводится гранулометрический состав разрушенного образца и значение удельной нагрузки, при которой произошло разрушение. По крепости можно выделить скальные руды – I–V категории крепости по шкале проф. М.М. Протодьяконова и рыхлые руды – VI–IX категории крепости.

Определение угла трения. Коэффициент трения материала по данной поверхности

$$f = \operatorname{tg} \varphi,$$

где φ – угол трения.

Статический угол трения определяется следующим образом. На пластинку, один край которой закреплен на оси подвижно, укладывают испытываемый материал при горизонтальном положении самой пластинки. Затем последняя начинает медленно опускаться до момента начала движения материала по пластинке. В этом положении замеряется угол наклона пластинки, который и соответствует углу трения φ .

Определение плотности и объемной (насыпной) массы. Указанные показатели используют как в инженерных (проектных), так и технологических расчетах.

Плотность определяется, главным образом, пикнометрическим методом. Для проведения определений требуются: весы технические, ступка с пестиком, пикнометр на 100 см³, сито с отверстиями 2 мм, бюксы стеклянные, баня песчаная, сушильный шкаф.

Для определения насыпной массы можно взять любую тарированную емкость объемом A и массой P_0 . Сосуд наполняют до краев материалом с плотностью δ при встряхивании сосуда. Избыток

удаляют сверху, емкость с материалом взвешивают и получают какое-то значение P_1 . Тогда объемная (насыпная) масса Δ и пористость материала B будут

$$\Delta = \frac{P_1 - P_0}{A},$$

$$B = \frac{\delta - \Delta}{\delta}.$$

Для материала крупнее 50 мм линейный размер сосуда должен быть не менее пяти диаметров наибольшего куска.

Определение формы рудного куска. При выщелачивании металла из отбитых руд необходимо знать, кроме общей кусковатости, форму и размеры крупных рудных кусков. Эти знания позволяют прогнозировать с достоверной определенностью максимальное время выщелачивания. Так, например, куски имеют плитчатую форму с толщиной 10 мм. Приняв среднюю скорость продвижения выщелачивающего раствора в рудный кусок (монокит) равной 0,5 мм/сут, можно предположить, что время проработки такого куска составит 20 суток. Беря за исходные данные размер наибольшего куска, можно оценить максимальное время, которое требуется для выщелачивания.

Л.И. Бароном было предложено для характеристики формы куска использовать соотношение максимальной длины a , средней ширины b и средней толщины c . Приняв ширину куска за единицу и приведя к ней остальные размеры

$$\frac{a}{b} : \frac{b}{b} : \frac{c}{b} = a' : 1 : c',$$

получают относительный показатель, названный численной характеристикой формы куска. В зависимости от нее различают следующие формы кусков, к которым условно можно привести все многообразие форм разрушенных пород: кубообразную, столбчатую, плитчатую, удлинненно-плитчатую, пластинчатую и удлинненно-пластинчатую.

4.1.5. ВОДНО-ФИЗИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ВЫЩЕЛАЧИВАЕМОГО СЫРЬЯ

К водно-физическим характеристикам выщелачиваемого сырья относятся показатели, определяющие водопроницаемость среды. В технологическом процессе выщелачивающий реагент и выщелоченный компонент транспортируются фильтрационным раствором как по объему штабеля, так и отдельного куска. Поэтому следует разделять водопроницаемость массива или выщелачиваемой горной массы и отдельного куска. Фильтрационные свойства штабеля (вы-

щелачиваемой массы сырья) характеризует скорость фильтрации (коэффициент фильтрации K_f), они зависят в основном от гранулометрического состава и глинистости пробы. Установлено, что наиболее интенсивно выщелачивание протекает в зонах с максимальной раствороприемностью. Кроме приемности, следует учитывать равномерность распределения растворов в объеме, т.е. равномерность фильтрационных свойств во всем объеме. На практике неудовлетворительные фильтрационные свойства проявляются в виде образования на поверхности штабелей луж (при орошении поверхности или капельной подаче), снижения раствороприемности (при подаче растворов через прудки), а также в образовании свищей и ручьев через боковые поверхности, что является следствием повышения высоты высачивания. Последнее может привести к развалу штабеля или его частичному разрушению. Кроме указанных причин (неудовлетворительный гранулометрический состав и глинистость пород) ухудшение фильтрационных свойств в ходе процесса может быть вызвано:

- компрессией выщелачиваемой массы и консолидацией мелких частиц. Как уже отмечалось, ухудшение раствороприемности наблюдалось на практике при КВ руд с содержанием частиц класса $-1 \text{ мм} \geq 25 \%$. В этом случае необходимо либо выделение мелких классов, либо их окомкование;

- неправильной укладкой штабеля, например, слоями с наездом;
- набуханием глин в результате их гидратации и кальциево-натриевого ионного обмена. В первую очередь это относится к минералам группы монтмориллонита, обладающим огромной поверхностью — до $800 \text{ м}^2/\text{г}$;
- химической коагуляцией.

Помимо внешне выраженных признаков ухудшения фильтрационных свойств может происходить нарушение равномерности проработки раствором штабеля без видимого ухудшения раствороприемности в результате каналообразования. Одной из причин является неправильная технология формирования штабеля. Все указанные причины приводят к ухудшению технологических показателей процесса и, в первую очередь, к недоизвлечению полезного компонента.

Выщелачивание полезного компонента из куска идет в результате проникновения раствора главным образом по системе трещин и сообщающихся пор. В результате химического взаимодействия материала с выщелачивающим раствором фильтрационные свойства куска могут улучшаться или ухудшаться.

Таким образом, для характеристики фильтрационных свойств до начала и после окончания процесса определяют:

- скорость фильтрации K_f , м/сут, м/сут, использован в отсыпанном материале. С этой целью может быть использована известная методика, применяемая для пород с нарушенной структурой. Определение проводят в ходе или технологического, или специально по-

ставленного эксперимента на водонасыщенной пробе. Сначала подают раствор до момента его появления в дренаже, а после этого измеряют дебит.

Л.И. Лунев в своих работах предложил для систем подземного выщелачивания (ПВ) условно разделить руды по фильтрационным свойствам в зависимости от величины K_f на четыре группы — с $K_f < 0,005$ м/сут; $0,005-0,05$ м/сут; $0,05-10$ м/сут и более 10 м/сут. С учетом практики КВ и результатов исследований для данного метода рекомендуется принять значения K_f в пределах $0,5-10$ м/сут;

- открытую пористость, характеризующую полноту заполнения порового пространства жидкостью. В какой-то степени открытая пористость может быть оценена по объему раствора, пошедшего в процессе выщелачивания на насыщение пробы, т.е. по объему растворов, поданных на орошение до появления дренажа;

- эффективную пористость, характеризующую относительный объем жидкости, участвующей в фильтрации по порам и трещинам породы;

- трещиноватость и растворопроницаемость куска, характеризующие раскрытость трещин и систему сообщающихся пор. Могут быть определены по методике, разработанной Р.П. Петровым.

4.1.6. ИССЛЕДОВАНИЯ ВЕЩЕСТВЕННОГО СОСТАВА РУД

Химический состав. По каждой пробе проводится полный силикатный анализ. Определяется среднее содержание благородных металлов в пробе, а также их содержание в отдельных классах крупности. Так, ряд руд характеризуется конкретным распределением золота по классам крупности с обогащением, как правило, мелких классов, что чаще всего определяется структурными особенностями оруденения (прожилковый и прожилково-вкрапленный типы оруденения). При разрушении таких руд происходит раскрытие трещин и прожилков и переход металлов в мелкие классы. На отдельных месторождениях происходит обогащение мелких классов в десять раз и более, когда содержание в крупных классах находится на уровне забалансовых руд и пустых пород. Такой характер распределения металлов предполагает предварительную классификацию руд по крупности, вывод из процесса перед выщелачиванием значительного объема горно-рудной массы без снижения количества добываемого металла. Тот же подход сохраняется для попутных полезных и загрязняющих элементов. Химический состав определяют до начала процесса выщелачивания и после его окончания.

Минимальная навеска для проведения силикатного (термического) анализа составляет около 200 г. Для определения содержания золота и серебра в руде минимальная навеска — 150 г при использовании пробирного, пробирного с атомно-абсорбционным или атомно-флюоресцентным окончанием методов анализа. Чувствитель-

ность последних по золоту составляет 0,05—0,02 г/т. Для повышения точности анализа в работу берут навеску массой до 500 г. Более массовым методом анализа золота в руде является комбинированный метод, включающий химическое вскрытие пробы и последующее определение золота в растворе одним из приборных методов. Чувствительность анализа будет определяться точностью метода, используемого для анализа золота в растворе. Эта же методика может быть применена для определения содержания серебра.

Независимо от метода определения проба перед анализом измельчается до помольной крупности на лабораторной мельнице.

Минеральный состав руды определяет реагентную систему и режимы выщелачивания. Проводимые минералогические исследования должны включать:

- петрографическое описание;
- определение минеральной формы. При изучении золото-серебросодержащего сырья надо учитывать, что характер минерала имеет большее значение для серебра. Для выщелачивания предпочтительны самородное серебро, акантит, электрум и вторичные минералы меди. Без труда извлекается серебро, представленное кераргиритом, бромитом, эмболитом. Трудно выщелачивается серебро из тетраэдрита, прустита, пираргирита, стефалита, полибазита, свинцово-цинковых и марганцевых минералов;

- определение размеров и форм выделений, которые также определяют скорость растворения и извлекаемость в первую очередь золота. Размеры выделений и их форма определяют не только скорость растворения, но и технологическую схему в целом. Так, по результатам исследований, руды с тонким золотом могут быть переработаны только геотехнологическими методами. Использование для таких руд традиционных обогатительных технологий часто бывает неэффективным. Извлечение, как правило, не превышает 18—20 %. В то же время кучное выщелачивание (КВ) позволяет более полно извлечь золото даже из руд с высоким его содержанием — от 5 г/т и выше;

- изучение минеральных ассоциаций, различающихся по генетическим признакам, приуроченности к литологическим типам, составу слагающих их видов. С минерало-технологической точки зрения можно выделить формации: золото-кварцевую как со свободным золотом, так и с заключенным в кварце; золото-сульфидную и золото-сульфид-мышьяк-кварцевую формации, отличающиеся содержанием сульфидов (малосульфидные, сульфидные, высокосульфидные), степенью окисленности и формой сульфидных минералов (пирит, халькопирит, арсенопирит и т.д.), в том числе содержащие сурьму; руды с повышенным содержанием органического вещества;

- изучение минералов глинистой фракции с оценкой принадлежности к каолинитовому или монтмориллонитовому типам, обладающим различными сорбционной способностью и набухаемостью. Как

показали исследования, наличие глин определяет, главным образом, фильтрационные свойства; сорбционные свойства глин, независимо от их типа, по отношению к золоту проявляются незначительно;

- изучение органического вещества как компонента, обладающего восстановительными и сорбционными свойствами, а также проявляющего в растворах свойства комплексообразователя с золотом. Поэтому наряду с определением содержания органического вещества устанавливают его природу;

- изучение минеральных новообразований.

Структурная характеристика оруденения является еще одним важным аспектом, определяющим эффективность процесса извлечения золота из кускового материала.

В структурном отношении можно выделить несколько типов распределения благородных металлов в руде:

- дисперсное;
- вкрапленное, обычно более богатое металлами, чем дисперсное;
- гнездообразное;
- прожилковое;
- переходное, комбинированное.

При этом необходимо учитывать характер связи благородных металлов с породообразующими минералами (свободная форма или перекрытая другими минеральными формами), что влияет на их доступность для раствора.

По результатам минералого-химических исследований описывают минеральную ассоциацию руд по литолого-стратиграфическим типам вмещающих пород и строят природную геохимическую корреляцию элементов, на основании которой с учетом физико-химических исследований устанавливают геохимическую технологическую корреляцию элементов и физико-химическую модель процесса, которая позволяет прогнозировать ход процесса выщелачивания и определить направления и объем исследований на физической модели.

Рациональный (фазовый) анализ золота и серебра предусматривает последовательное извлечение золота из измельченных руд цианированием, цианированием остатка солянокислотной обработки и выщелачиванием царской водкой. Последующее определение золота в жидкой и твердой фазах позволяет оценить количество золота, находящегося в следующих формах: свободное цианируемое, в сростках, с кислоторастворимыми покрытиями, заключенное в сульфидах и кварце. Для рационального анализа необходимо 0,8—1 кг руды.

4.2. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ

С целью оценки пригодности для КВ технологические исследования необходимы для любого типа руды. Такая технологическая оценка рудной пробы применительно к условиям КВ представляет

собой все еще длительную и дорогостоящую процедуру, несмотря на совершенствование техники опробования в последние годы, сократившее время, необходимое для получения параметров КВ.

Объем исследований, требуемых для определения пригодности руды и оптимизации параметров КВ, зависит от типа руды, содержания золота, размеров месторождения и т.д.

Перед началом технологического опробования должна быть составлена подробная программа исследования, предусматривающая все факторы, включенные в оценку отработки экспериментального или эксплуатационного штабеля.

В настоящее время достаточно четко определены порядок и последовательность осуществления технологических исследований руд применительно к условиям КВ. Они обычно включают три стадии:

- предварительные, которые проводятся в условиях перемешивания и на небольших по размеру колоннах;

- детальные, осуществляемые в колоннах большого размера, на рудах разной крупности или же на одной пробе с оптимальной крупностью;

- полупромышленные, когда процесс КВ совершается на экспериментальном штабеле или же очень большой по размерам колонне.

Для всех трех стадий технологических исследований очень важны выбор гидродинамического режима выщелачивания и определение рационального режима орошения и способа подачи раствора. В связи с этим перед описанием технологических исследований рассмотрим эти вопросы.

4.2.1. ГИДРОДИНАМИЧЕСКИЕ РЕЖИМЫ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

Гидродинамические режимы выщелачивания отличаются особенностями движения раствора. Можно выделить четыре режима, которые осуществляются в процессе КВ:

- фильтрационный, при котором растворы движутся сплошным потоком по порам, трещинам и пустотам;

- инфильтрационный, основной режим при КВ, для которого характерно движение растворов с нарушением сплошности потока. Растворы только смачивают или покрывают тонкой пленкой поверхности, по которым они движутся;

- пульсационно-статический (перколяционный) с чередованием выстаивания выщелачиваемой массы под заливом и заменой растворов на свежие;

- фильтрационно-инфильтрационный.

Учитывая, что массоперенос при выщелачивании полезных компонентов из кускового материала носит в основном конвективный характер, поток вещества J , переносимого через сечение гетерогенной среды площадью 1 см^2 в единицу времени, определяется уравнением

$$J = J_k + J_d = VC = D \text{ grad } C,$$

где J_k и J_d — потоки вещества, переносимые соответственно движущейся жидкостью и в результате диффузии; V — скорость движения жидкости; C — концентрация вещества (реагента или извлекаемого компонента); D — коэффициент диффузии (при КВ выделяют область внешней диффузии).

Из приведенного уравнения следует, что наиболее благоприятные условия выщелачивания достигаются при постоянном движении раствора, когда имеют место максимальные градиенты концентрации. Кроме этого, постоянный отвод полезного компонента и подвод раствора реагента, обеспечивающий его необходимое количество в зоне реакции, поддерживают высокие скорости растворения компонента, что играет ведущую роль на начальной стадии процесса (в кинетической области и в области внешней диффузии). Наименее благоприятные условия складываются при длительном выстаивании растворов, когда скорость выщелачивания вследствие снижения градиента концентрации постоянно падает ($\text{grad } C \rightarrow 0$).

4.2.2. ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЦИОНАЛЬНОГО РЕЖИМА ОРОШЕНИЯ И СПОСОБА ПОДАЧИ РАСТВОРА

Как отмечено выше, из принятых в практике гидродинамических режимов наиболее эффективным для выщелачивания из кусковой руды является инфильтрационный. Вместе с тем для глинистых или сильно зашламованных руд рекомендуют опробование пульсационно-статической схемы: залив руды раствором (с подачей сверху или снизу), выстаивание под заливом и последующий сброс раствора, повторение циклов.

Еще одним параметром, определяющим эффективность выщелачивания, является удельная подача растворов на орошение. Общепринятый показатель, выраженный в л·м²/ч, отражает только гидродинамическую сторону процесса, не учитывает количество подаваемого реагента и не характеризует процесс, протекающий в объеме рудной массы. Поэтому предлагается пользоваться показателем удельной подачи λ , выраженным в м³/т или л/т в сутки.

Как показали многочисленные исследования разного масштаба, повышение удельной подачи растворов на выщелачивание позволяет сократить время выщелачивания до планового извлечения без повышения удельного расхода реагента и зачастую отношения Ж : Т. До определенных значений эта зависимость имеет линейный характер. За счет увеличения λ время выщелачивания может быть сокращено на 50 % и более.

Для определения рациональной удельной подачи растворов проводят параллельные опыты на руде установленной крупности, с принятой концентрацией раствора при различных значениях λ . Удельная подача может изменяться от 0,01 до 0,1 м³/т·сут и выше. Ана-

лизируя время выщелачивания и удельный расход реагента, с учетом концентрации золота в дренируемом растворе устанавливают рациональное значение λ .

4.2.3. ПРЕДВАРИТЕЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ

Предварительные исследования могут быть проведены по двум вариантам: встряхивание бутылочек (или цианирование с перемешиванием мешалкой) или выщелачивание в небольшой колонне. Эти опыты дают первичную информацию о выщелачиваемости золота, кинетике процесса и расходе реагентов.

Результаты опытов с бутылочным перемешиванием на относительно крупнозернистой руде (6 мм) следует воспринимать как максимальные, поскольку в процессе встряхивания руда истирается, образуется мелочь, из которой золото легче выщелачивается. В реальных условиях штабеля такого образования мелочи не будет, и, естественно, степень извлечения будет ниже.

Навески руды в опытах — до 10–12 кг, крупность руды — до 50 мм.

Опыты с бутылочным перемешиванием проводят путем распулвки руды водой до содержания твердого компонента 40–50 %. Затем добавляют известь до рН ~ 10,5, после чего цианистый натрий в количестве 1 кг/т раствора. Руда в бутылочном перемешивателе находится в движении несколько дней. Перемешивание прерывают через 2, 6, 12, 24, 48 ч и т.д. для отбора раствора с целью оценки кинетики извлечения золота. Измеряют объем отобранного раствора и берут пробу для атомно-абсорбционного анализа золота. Определяют также рН, содержание растворенного кислорода, концентрацию цианида. В бутылку добавляют воду (объем ее эквивалентен объему отобранной пробы), восстанавливают до исходного значения рН и концентрацию цианида, и затем перемешивание возобновляют. После завершения выщелачивания (обычно через 72 ч) пульпу фильтруют для отделения твердого компонента от жидкого. Объем раствора измеряют, и раствор анализируют для определения рН, концентрации цианида и содержания растворенного кислорода. Кек тщательно промывают водой, затем остаточное содержание золота определяют или во всем объеме кека, или после ситового анализа отдельно по классам крупности с целью оценки соответствующего распределения золота. Последний вариант более предпочтителен, поскольку дает информацию об оптимальной крупности исходной руды.

Опробование в бутылочном перемешивателе довольно быстро дает ответ о пригодности руды для кучного выщелачивания. Ответ положительный, если руда хорошо выщелачивается при крупности 6 мм или крупнее. Легко получается информация об извлечении золота из каждого класса крупности, о кинетике извлечения и о необходимом расходе реагентов. Ситовой анализ кеков (хвостов) показывает остаточное содержание золота по классам крупности и характеризует степень истирания руды в ходе перемешивания, а также

необходимую степень измельчения исходной руды для раскрытия золота. Если требуется очень тонкое измельчение, то руда, вероятно, непригодна для кучного выщелачивания.

Опыты по перколяции в небольшой колонне для подтверждения величины степени извлечения, кинетики процесса и расхода реагентов следует проводить на такой же пробе руды, что и опыты с бутьлочным перемешивателем (или с мешалкой).

Проба руды массой 45–50 кг выщелачивается в колонне из оргстекла диаметром 150 мм и высотой 2,4 м. Если куски руды крупнее 20 мм, выщелачивание необходимо проводить в колонне большего диаметра. При этом следует выдерживать отношение диаметра колонны к размеру куска, равное 6 : 1 или больше, с тем чтобы уменьшить пристеночный эффект, т.е. более быстрое стекание раствора по стенкам колонны, чем через объем руды.

Опыты осуществляют путем смешивания надлежащего количества извести с сухой рудой, загрузки материала в колонну и подачи выщелачивающего раствора в верхнюю часть колонны со скоростью 0,003 л/с на 1 м² ее поперечного сечения. Выщелачивающий раствор просачивается через слой руды и собирается в сборнике продуктивного раствора. Ежедневно его объем измеряют, анализируют содержание в нем благородного металла, цианида, замеряют рН и Eh. Затем продуктивный раствор можно перерабатывать одним из существующих методов, а обеззолоченный – после доукрепления возвращают на выщелачивание.

Возможен и другой вариант, предусматривающий нейтрализацию и вывод раствора из цикла. В этом случае для выщелачивания готовят свежий раствор.

Процедуру выщелачивания продолжают, пока кривая скорости выщелачивания не приобретет асимптотический характер или пока наклон кривой не будет предсказуем за последние 15 сут испытания. После завершения орошения пробу руды в колонне промывают в течение трех дней подщелоченной водой, после чего извлекают из колонны и сушат на воздухе. Затем анализируют остаточное содержание благородных металлов из всего объема пробы или отдельно по классам крупности после ситового анализа. Полученные в этой серии экспериментов результаты уточняют пригодность данной руды для КВ и параметры процесса, выявленные ранее: величину извлечения, кинетику процесса и расходные коэффициенты реагентов.

Если предыдущей серией экспериментов доказана пригодность руды для КВ, то можно переходить к детальным опытам на больших пробах руд (от 200 до 1000–1200 кг).

4.2.4. ДЕТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ

Основными задачами данного этапа технологических исследований являются определение рациональной крупности кусков руды, уточнение времени выщелачивания, расхода реагентов при принятой крупности кусков, степени извлечения металлов.

Установление оптимальной крупности кусков можно осуществлять двумя путями. Первый путь предусматривает проведение исследования на руде одной крупности, второй — на руде разной крупности. В первом случае затраты меньше, но длительность эксперимента больше. Во втором случае результаты получаются быстрее, но затрат больше.

Для менее дорогих экспериментов выбирают примерно среднюю крупность руды — 50 мм. Пробу после дробления до класса — 50 мм выщелачивают в большой колонне по той же методике, что изложена выше. После завершения выщелачивания проводят ситовой анализ, определяют остаточное содержание металла в разных классах крупности и устанавливают оптимальную крупность руды. Новую навеску руды дробят до этой крупности, после чего по той же методике выщелачивают в колонне. Поскольку выщелачивание в колоннах проводят последовательно, время получения конечного результата, по крайней мере, удваивается.

Если время проведения технологических исследований ограничено, реализуется более дорогостоящий второй вариант. Одновременно выщелачивают 4–6 проб руды разной крупности. Затем также проводят ситовой анализ для уточнения оптимальной крупности. Время получения конечного результата такое же, как для одной пробы, но затраты больше в 2–3 раза.

На стадии детальных исследований устанавливают закономерности движения выщелачивающего раствора внутри инфильтрационного потока для расчета плотности и сетки точечных источников орошения, изучают динамику массообменных процессов в стадии формирования продуктивного раствора, солевой состав, оценивают изменения фильтрационных свойств и продолжительности процесса в зависимости от высоты орошаемого штабеля рудной массы. Извлечение золота из продуктивных растворов исследуется методами осаждения и сорбции.

На рис. 4.1 приведена одна из конструкций установок, используемых для проведения детальных исследований технологических проб.

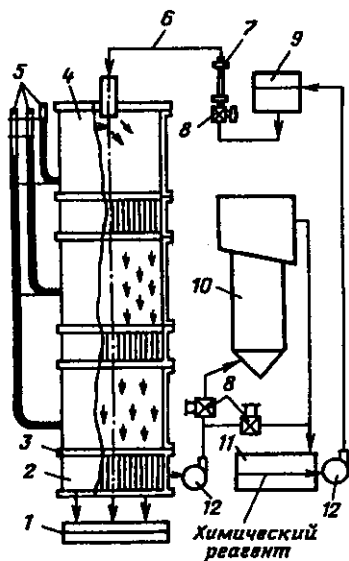


Рис. 4.1. Установка для исследований технологических показателей при инфильтрационном выщелачивании:

1 — приемная емкость; 2 — съемный пробоотборник; 3 — перфорированное основание; 4 — колонна; 5 — пьезометрические трубки; 6 — растворопровод; 7 — ротаметр; 8 — вентиль; 9 — расходная емкость; 10 — сорбционная колонна; 11 — емкость для приготовления раствора; 12 — насос

Некоторые типы руд требуют перед КВ предварительной агломерации из-за большого количества глины или мелочи, образующейся в процессе добычи и рудоподготовки. Глина и мелочь могут вызвать сегрегацию материала при его отсыпке, образование каналов, ведущих к неравномерной по сечению фильтрации, и нарушить проницаемость локальных участков штабеля. Необходимость агломерации определяют после проведения серии опытов. Уже на стадии опытов с перемешиванием следует обратить внимание на фильтруемость кеков и наличие глинистых разностей. В опытах на колоннах необходимо фиксировать образование излишков мелочи, просачивание раствора по каналам, оценить влажность хвостовых продуктов. Принято считать, что если руду необходимо дробить до -20 мм и тоньше, агломерация необходима, даже если глин нет.

4.2.5. СТАДИЯ ПОЛУПРОМЫШЛЕННЫХ ИСПЫТАНИЙ

Стадию полупромышленных испытаний осуществляют либо в колоннах диаметром 1,8–2 м и высотой от 6 до 12 м, либо на экспериментальном штабеле с массой руды 5–10 тыс. т. Эта стадия испытаний может быть исключена, и можно сразу перейти к полномасштабной эксплуатации при условии, что ранее получены надежные и экономически приемлемые результаты, свидетельствующие в пользу КВ. Опыты в колонне более экономичны и предпочтительнее, если не проводят опыты с большим по массе штабелем (10 тыс. т). Выщелачивание в колонне осуществляют на материале выбранной крупности массой 20–40 т. Эти опыты легко контролируются во время выщелачивания, и отбор проб руды после выщелачивания не требует больших затрат. Полученные технологические показатели очень надежные, их можно использовать для прогноза эксплуатационных затрат КВ. Все оборудование можно легко транспортировать и вновь использовать. Основной недостаток этих опытов – небольшой объем пробы руды. Проба массой 20–40 т не гарантирует представительности всей руды месторождения. Нельзя получить данные о реальном расходе цианида, о стабильности штабеля, о зонах с нарушенной перколяцией.

Если делать выбор между большой колонной и малым по массе штабелем (до 5 тыс. т), предпочтение надо отдать колонне, так как трудно получить надежные данные на малом штабеле из-за того, что большая часть руды располагается на углах естественного откоса. Так, в штабеле массой 5 тыс. т и высотой 4 м около 35 % руды находится на его гранях, где извлечение ниже, чем на плоской поверхности штабеля.

Проведение испытаний КВ на штабеле основывается на его преимуществах:

- используют более представительный объем руды;
- имитируют условия промышленной отработки;

- получают более надежные данные для проектирования, в том числе по извлечению и расходу реагентов;

- определяют сведения о равномерности фильтрации и ее нарушениях, миграции мелочи, стабильности штабеля.

Полупромышленные испытания на штабелях следует проводить на крупных месторождениях с большими запасами и особенно там, где требуется длительный период выщелачивания крупнокусковой руды (—75 мм и более). Причем высота штабеля должна соответствовать высоте промышленного штабеля или же высоте первого слоя, если планируется многократное наращивание слоев.

Основными недостатками организации экспериментального штабеля являются:

- необходимость получения многотонной пробы, которая может оказаться непредставительной;

- проведение определенного объема строительных и монтажных работ;

- трудоемкость контроля и управления процессом;

- необходимость демонтажа и удаления штабеля после завершения работ.

Затраты на КВ штабеля массой 10 тыс. т могут составить более полумиллиона долларов США с учетом горной добычи, обслуживания, энерго- и водоснабжения. Эти затраты будут меньше, если опыты проводят на действующем руднике, где имеются оборудование и соответствующая инфраструктура. Возврат затрат из доходов, полученных за счет реализации золота, практически нереален.

При необходимости проведения полупромышленных полевых испытаний следует тщательно продумывать вопросы их организации и эксплуатации. Перед началом проектирования и сооружения штабеля должны быть определены следующие параметры:

- размер штабеля отсыпаемой горной массы (может колебаться от 500 до 5—10 тыс. т и более). Известны экспериментальные штабели с массой до 100 тыс. т, которые рассматриваются уже как опытно-промышленные;

- оптимальный размер куска материала, подвергаемого КВ;

- показатели предварительной подготовки руд (дробление, грохочение, агломерация и т.д.);

- метод отсыпки штабеля. Важно, чтобы он моделировал предполагаемые способы сооружения на эксплуатационном полигоне;

- способы введения извести (каустика), цианида;

- место размещения установки по извлечению золота из продуктивных растворов.

Перед началом проектирования должны быть определены:

- площадка под штабель, форма и высота этажа (слоя);

- материал изолирующего покрытия и его защита;

- скорость перколяции и типоразмеры насосов;

- размеры колонны, загрузка слоя, конструкция;

- потребность в воде и ее источники.

Испытания на штабеле требуют привлечения проектировщиков. Несмотря на небольшой масштаб работ, все признаки крупномасштабного штабеля присутствуют, и они должны достаточно тщательно оцениваться на разных стадиях эксплуатации. К элементам эксплуатации опытного участка следует отнести опробование и обслуживание. Частое опробование исходного материала требуется на стадиях дробления или отсыпки штабеля. Для штабеля в 5 тыс. т следует отбирать по крайней мере 50 отдельных головных проб. Опробование выщелоченных остатков штабеля обычно осуществляют путем проходки шурфов. При этом важно отобрать пробу из нижней части штабеля, чтобы судить об извлечении по твердым пробам. Анализы продуктивного и маточного (после извлечения золота) растворов производят из суточного объема; когда это необходимо, частоту отбора увеличивают. Пробы из районов вблизи площадки используют для наблюдения за утечкой растворов. Опробование растворов на входе и выходе из сорбционных колонн обычно осуществляют из суточной пробы. Значительный опыт в проведении лабораторных, опытных и промышленных работ показал, что практически всегда существует так называемый масштабный фактор между скоростью извлечения и размером штабеля (рис. 4.2).

Хотя общее извлечение в каждом случае достигается одно и то же, время, требуемое для этого, с увеличением размера штабеля возрастает. Как показано на рис. 4.2, на промышленном штабеле требуется в 2–3 раза больше времени для достижения того же извлечения по сравнению с результатами лабораторных опытов.

Масштабный фактор обязательно следует учитывать при проектировании процесса КВ.

Практика показала, что с увеличением объема производства труднее и сложнее осуществлять контроль и наблюдение за следующими параметрами КВ: скоростью орошения, потерями за счет испарения и утечки, извлекаемостью, основанными на результатах головного опробования исходного материала.

Результаты обработки крупных по масштабу штабелей могут отличаться от результатов, полученных на небольших штабелях, вследствие вариации вышеуказанных параметров.

Масштаб программы лабораторных исследований, укрупненных опытов и полупромышленного штабеля зависит от подхода предприятия (компании), организующей обработку руд КВ, к надежности и уверенности в полученных результатах перед началом эксплуатации. Для малых компаний, для которых важен быстрый возврат вложенных денег, часто оп-

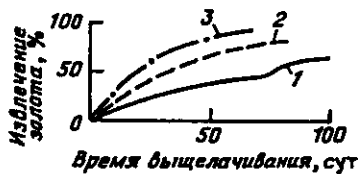


Рис 4.2. Сравнение показателей КВ, полученных на различных стадиях исследований (по материалам компании "Нормет"): 1 — исследования в лабораторных условиях; 2 — пилотный штабель; 3 — промышленный штабель

равдан переход от лабораторных опытов к промышленной отработке.

Для принятия обоснованного решения следует провести надлежащее количество экспериментов с целью получения исчерпывающей информации (особенно когда первые результаты о пригодности руды для КВ не столь однозначны), исключая даже минимальный риск при переходе к промышленной эксплуатации. Не следует недооценивать значение полевых исследований и по ряду других причин. Результаты отработки экспериментального штабеля существенно дополняют показатели опытов в колоннах информацией по:

- выбору наилучшего типа оросителей (форсунки, разбрызгиватели и т.д.);
- влиянию ряда физических факторов на сооружение штабеля;
- оценке уплотнения штабеля в процессе выщелачивания;
- подтверждению возможности поддержания выбранной интенсивности орошения раствором штабеля.

Обязательность пилотных испытаний определяется еще и тем, что некоторые факторы могут быть изучены только в процессе проведения полевых исследований (методы отсыпки, высота штабеля, его слеживаемость, склонность к разрушению и т.д.).

4.2.6. ВЫБОР МЕТОДА ПЕРЕРАБОТКИ ПРОДУКТИВНОГО РАСТВОРА

Обычно при выборе систем извлечения золота из продуктивных растворов кучного выщелачивания сравнивают два метода извлечения золота из растворов, наиболее широко используемых в практике золоторудной промышленности: цементация золота на цинковом порошке и сорбция золота с использованием активированного угля или ионообменной смолы.

Прежде всего проводят сравнительную оценку общеизвестных из практики достоинств и недостатков этих процессов.

Преимущества метода цементации золота на цинковом порошке заключаются в более низких затратах на капитальное строительство и эксплуатационных расходах.

Существенные недостатки этого метода выражаются в следующем:

- необходимость предварительной обработки большого объема продуктивных растворов перед цементацией с целью обесшламливания (осветления растворов) и последующего обязательного удаления растворенного кислорода (деаэрация растворов), что вызывает дополнительные затраты;
- процесс цементации очень чувствителен к присутствующим в растворах неблагородным примесям, особенно мышьяка, сурьмы, ртути, что приводит иногда к невозможности осуществления процесса осаждения золота;
- при низких концентрациях золота в исходных продуктивных растворах кучного выщелачивания увеличиваются удельный расход цинкового порошка, необходимого для осаждения 1 г золота, и со-

ответственно затраты на последующую обработку более бедного золотосодержащего цинкового осадка.

Преимущества метода сорбционного извлечения золота из продуктивных растворов с использованием угля или ионообменной смолы состоят в следующем:

- полностью отсутствует предварительная обработка продуктивных растворов, и процесс сорбции можно успешно применять при обработке золотосодержащих руд, характеризующихся высоким содержанием шламов и природных углистых веществ;

- независимо от возможного изменения во времени концентрации золота в поступающих в сорбционную систему продуктивных растворах, извлечение золота очень эффективно.

Недостатки процесса сорбционного извлечения золота из продуктивных растворов могут быть связаны со следующими факторами:

- высокая стоимость сорбентов;
- высокое содержание серебра в продуктивных растворах кучного выщелачивания вызывает повышенный расход сорбента в системе;
- регенерация сорбента связана с использованием дорогостоящих реагентов.

Итак, можно сказать, что при прочих равных условиях для продуктивных растворов кучного выщелачивания с низкими концентрациями золота от 0,3 до 3 мг/л наиболее эффективным будет извлечение золота методом сорбции с использованием угля или ионообменной смолы.

Процесс сорбции можно проводить при высоких скоростях потока растворов через колонны с загрузкой смолы в пределах 40–60 м³/ч на 1 м² сечения колонн. Причем производительность сорбционных систем по раствору может варьировать от 5 до 1200 м³/ч.

Остаточное содержание золота в растворах после сорбционного извлечения из продуктивных растворов составляет обычно 0,01–0,03 мг/л.

При концентрациях золота в продуктивных растворах в пределах от 3 до 10 мг/л могут конкурировать оба процесса, как цементация цинковым порошком, так и сорбция, и преимущество какого-то метода можно определить только при сравнении технико-экономических показателей.

При концентрации золота в продуктивных растворах 10 мг/л и выше проявляется преимущество метода цементации на цинковом порошке. При таких концентрациях возможно также использование метода прямого электролиза продуктивных растворов.

4.2.7. ИССЛЕДОВАНИЯ ПО ОБЕЗВРЕЖИВАНИЮ ВЫЩЕЛОЧЕННОЙ РУДЫ И ОСТАТОЧНЫХ РАСТВОРОВ

Природное обезвреживание и разложение. Процессы природного обезвреживания подразделяются на два вида:

- пассивное обезвреживание;

- водная отмывка.

В первом случае выщелоченная руда просто остается на месте выщелачивания. Второй метод заключается в орошении отработанной руды.

Природные процессы обезвреживания протекают сравнительно медленно, но могут быть ускорены. Наиболее удобным способом, ускоряющим этот процесс без применения химических реагентов, является орошение штабеля КВ водой. Наиболее серьезной трудностью при водной отмывке отработанной руды с целью обезвреживания является образование большого количества частично загрязненных промывных вод.

Химическая обработка. Химическое обезвреживание цианидов в отработанной руде проводят с целью обеспечения низких уровней остаточного содержания цианидов в сточных водах КВ и для достижения следующих технологических условий:

- быстрое разрушение цианидов;
- минимизация объема сточных вод;
- отсутствие нестабильных соединений цианидов;
- ограничение побочных процессов и реакций разложения продуктов в сточных водах.

Применяют следующие химические методы обработки:

- щелочное хлорирование;
- окисление смесью воздуха с диоксидом серы;
- окисление пероксидом водорода;
- биологические процессы;
- подкисление;
- процессы с использованием сульфида железа.

Щелочное хлорирование. Цианид может окисляться хлором или гипохлоритом в щелочной среде. Продуктом реакции, которая наиболее быстро протекает при $\text{pH} = 10+11$, является цианат, который медленно взаимодействует (в две стадии) с хлором с образованием бикарбоната натрия, хлорида натрия и азота. Вместо хлора может быть использован гипохлорит.

Технологический регламент требует, чтобы остаточное содержание свободного цианида в сбросных водах составляло не более 0,01 мг/л. Разложение цианида осуществляется в течение десятидневного цикла: 2 дня — отстаивание, 6 дней — обработка методом щелочного хлорирования, 2 дня — окончательное отстаивание.

С целью экономии средств щелочной раствор гипохлорита кальция готовят на месте. Раствор подают на орошение штабеля через те же системы, что и при выщелачивании. После перколяции раствор собирают в прудке, где происходит рециркуляция через систему нейтрализации.

В ходе исследований устанавливают расходные коэффициенты по реагенту, обеспечивающие остаточное содержание цианида на уровне ПДК. Данный метод является наиболее отработанным про-

мышленным методом. Кроме него могут быть рассмотрены: окисление смесью воздуха и диоксида серы, окисление пероксидом водорода и другие ранее перечисленные.

4.2.8. ПОЛУЧЕНИЕ ИСХОДНЫХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ

По результатам комплекса исследований в лабораторном и укрупненном лабораторном масштабах подготавливают исходные данные для проектирования опытно-промышленной установки, а также регламент проведения работ на ней. Они включают в себя:

1. Минералого-химическую характеристику руды.

2. Физико-механические свойства руды.

3. Геотехнологические показатели.

3.1. Проектный уровень извлечения:

- из руды в продуктивный раствор;
- из продуктивного раствора на смолу.

3.2. Удельный расход:

- раствора на этапе выщелачивания, $\text{м}^3/\text{т}$;
- раствора на этапе обезвреживания, $\text{м}^3/\text{т}$;
- цианистого натрия (100 %-ного), $\text{кг}/\text{т}$;
- едкого натра (100 %-ного), $\text{кг}/\text{т}$;
- извести (100 %-ной), $\text{кг}/\text{т}$;
- гипохлорита кальция (100 %-ного) или железного купороса (100 %-ного), $\text{кг}/\text{т}$.

3.3. Регламент выщелачивания:

- время активного выщелачивания;
- соотношение времени активного выщелачивания и времени выстаивания;
- время обезвреживания;
- интенсивность орошения;
- концентрация реагента и условия его подачи.

3.4. Объем раствора на промачивание, $\text{м}^3/\text{т}$ горно-рудной массы.

3.5. Объем растворов, дренируемых после прекращения орошения, $\text{м}^3/\text{т}$ горно-рудной массы;

- изменение расхода дренируемых растворов во времени (после прекращения орошения), $\text{м}^3/\text{ч}$.

3.6. Характеристику этапа рудоподготовки:

- степень дробления (класс дробления);
- необходимость окомкования, параметры окомкования (технологическая схема);
- наличие и параметры дробильно-сортировочного оборудования.

3.7. Рекомендуемый режим работы предприятия.

3.8. Параметры переработки растворов:

- содержание золота в продуктивных растворах, $\text{г}/\text{м}^3$;
- содержание золота в маточниках, $\text{г}/\text{м}^3$;

- коэффициент извлечения золота из продуктивных растворов, %.

При выборе одного из методов переработки (осаждение, сорбция) в состав исходных данных дополнительно включаются:

при осаждении металлов методом цементации:

- расход цинковой пыли на 1 кг благородных металлов, кг;
- удельный расход $Pb(NO_3)_2$ на 1 кг благородных металлов, кг;
- удельный расход диатомовой земли на 1 кг благородных металлов, кг;

при сорбционном переделе золотосодержащих растворов:

при сорбционном переделе золотосодержащих растворов:

- тип сорбента;
- рабочая емкость сорбента;
- скорость фильтрации растворов, л/ч, или отношение объема раствора к объему сорбента за 1 ч.

Глава 5. РУДОПОДГОТОВКА

Рудоподготовка является одной из основных стадий КВ, оказывающих влияние на ход технологического процесса. Основная ее задача состоит в получении продукта заданной крупности, обеспечивающей достаточно полное раскрытие подвергаемых растворению полезных минералов и приемлемую фильтрацию раствора выщелачивания при орошении штабеля.

Определение оптимальной крупности руды, удовлетворяющей этим требованиям, устанавливается экспериментально на основании опытов по выщелачиванию материала различной крупности. При этом обычно фиксируются следующие показатели: степень извлечения металла из руды, расход реагента и затраты на дополнительное извлечение при дроблении руды до более мелкого помола по сравнению с установленным оптимальным. Цели рудоподготовки в отдельных случаях могут оказаться взаимно исключающими, если оптимальный размер частиц ведет к снижению проницаемости.

Схемы дробления и измельчения руды для КВ целиком подчинены условиям извлечения металлов из исходного материала.

Значимость рудоподготовки в настоящее время определяется двумя факторами.

Если раньше КВ использовали при переработке крупнодробленых руд, исключая тонкое дробление и измельчение, то в настоящее время отмечается тенденция направлять на КВ золота более тонкий материал. Примером является полигон КВ в Мурунтау, где забалансовые руды измельчаются до 3,35 мм. Очевидно, что затраты на рудоподготовку прямо связаны с экономикой извлечения металла. Если затраты на дробление крупных кусков дают дополнительную прибыль, получаемую от увеличения извлечения, то тонкое измельчение оправдано. Рудоподготовка сопряжена с крупными капитальными вложениями на сооружение зданий, приобретение и монтаж оборудования, а также с повышенными эксплуатационными расходами по ремонту и содержанию основных средств, расходу электроэнергии.

Так, на полигоне "Космо Хаулей" (Австралия) при дроблении руды до 50 мм (80 %) из общих эксплуатационных затрат 13,7 австрал. дол/т на рудоподготовку и укладку штабеля приходится 3,1 австрал. дол/т.

В "Маунт Лейшн" (Австралия) руда дробится до 19 мм перед КВ; при общих эксплуатационных затратах 7,35 австрал. дол/т, на

дробление приходится 2,11 австрал. дол/т, а на КВ – 1,07 австрал. дол/т.

В понятие "рудоподготовка" применительно к КВ золото-серебросодержащих руд обычно входят процессы собственно дробления (измельчение) и агломерации.

Выбор схемы организации рудоподготовки исходного материала зависит от следующих основных факторов:

- физико-механических свойств руды (природный фактор);
- крупности материала, получаемого из рудника, отвала и т. д.;
- требуемого класса крупности готовой продукции (технологический параметр);
- необходимости выделения части рудного материала для агломерации (технологический параметр).

Очевидно, что если по результатам исследования забойная крупность руды обеспечивает приемлемое извлечение металла, то такой материал не подвергается дроблению. Это же относится и к агломерированию: при удовлетворительной просачиваемости окускование материала не производится. Однако число полигонов КВ золота, перерабатывающих недробленую руду, невелико. Обычно такие руды поступают на дамбовое выщелачивание.

5.1. ДРОБЛЕНИЕ РУДЫ

Измельчение горной массы до конечной крупности, необходимой для дальнейшей переработки, редко производится в одном дробильном аппарате. Чем крупнее исходный материал и чем мельче должны быть зерна полезного компонента в дробленом продукте, тем больше необходимо иметь стадий дробления, тем сложнее схема рудоподготовки.

В настоящее время на практике наиболее широко используемая крупность материала, поступающего на КВ, составляет от 10–12 до 50–70 мм. Схема дробления золотосодержащих руд (принципы и оборудование) мало чем отличается от используемой в практике обогащения руд. Для первичного дробления крупнокусковых золотосодержащих руд наиболее распространенными дробильными машинами являются щековые и конусные дробилки, для среднего дробления – конусные дробилки специальной конфигурации, для мелко-го дробления – короткоконусные, реже молотковые или валковые дробилки. Все они работают в цикле с грохотами.

Ряд схем рудоподготовки на отдельных полигонах описаны в главе 15 настоящей монографии, где приведены примеры отработки способом КВ ряда месторождений Америки, Канады, Австралии, стран СНГ и т.д.

На рис. 5.1–5.6 представлены принципиальные схемы подготовки руды с получением готовой продукции крупностью –15, –10 и –5 мм – по схеме дробления в открытом цикле; по схеме в замкну-

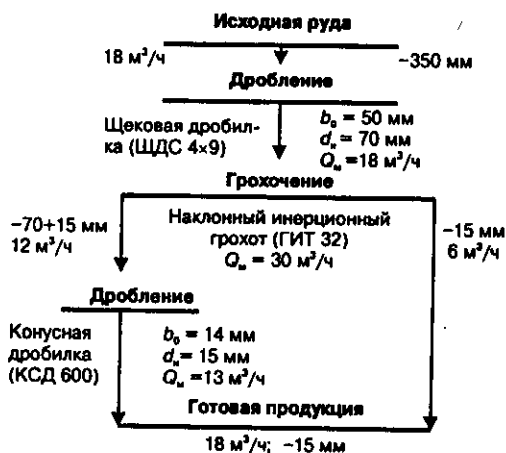


Рис. 5.1. Схема дробления руды до класса крупности -15 мм в открытом цикле: здесь и далее b_0 — ширина выходной щели; d_n — номинальная крупность дробленого материала; Q_n — максимальная производительность оборудования при принятой выходной щели; в скобках приведены марки используемых дробильных аппаратов и грохотов

(37,8 тыс. т/сут) при измельчении 95 % материала до $-3,35$ мм. По объему переработки этот полигон уступает лишь полигону КВ в "Раунд Маунтин" (Невада), где суточная производительность составляет 45 тыс. т руды (содержание золота — 1,1 г/т) при измельчении -19 мм до 80 % материала. Более детальная информация о работах на Мурунтау содержится в главе 15.

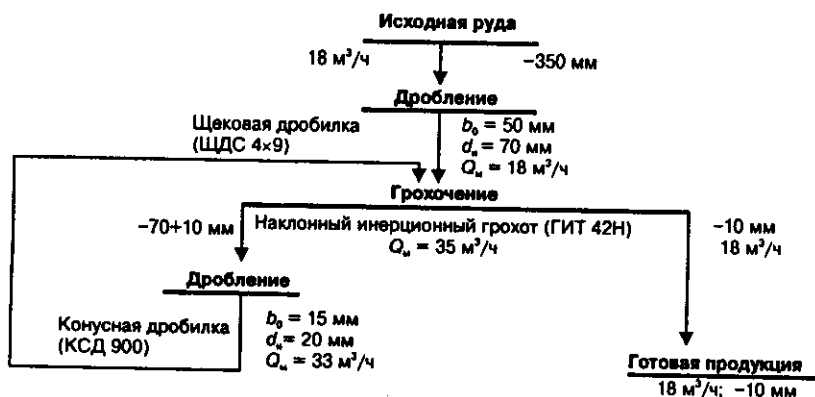


Рис. 5.2. Схема двухстадийного дробления руды до класса крупности -10 мм в замкнутом цикле с грохочением на второй стадии дробления

том цикле дробилка-грохот и по комбинированной схеме с открытым и замкнутым циклами на второй стадии дробления, для двух уровней производительности: 150 и 500 тыс. т в год (соответственно 18 и 60 м³/ч).

Уникальной является схема рудоподготовки на недавно введенном в эксплуатацию полигоне КВ в Мурунтау (Узбекистан), обрабатывающем заскладированные ранее лежалые руды с содержанием золота 1–1,5 г/т. Особенностью процесса является высокая производительность по руде

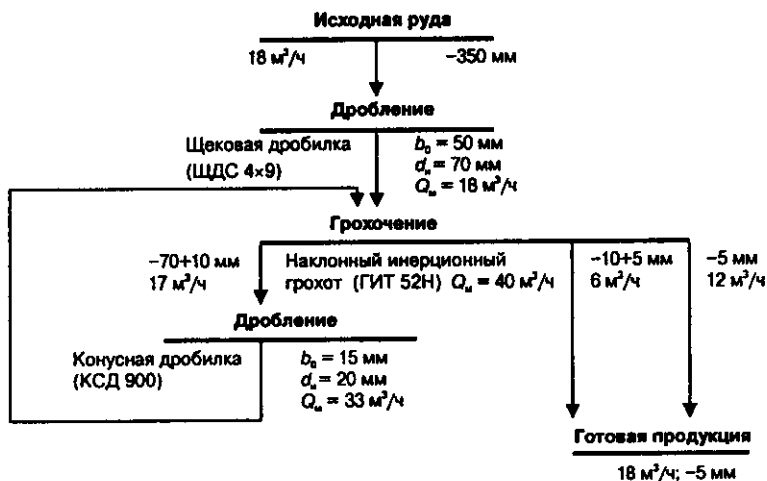


Рис. 5.3. Схема трехстадийного дробления руды до класса крупности -5 мм в замкнутом цикле с грохочением на второй стадии дробления

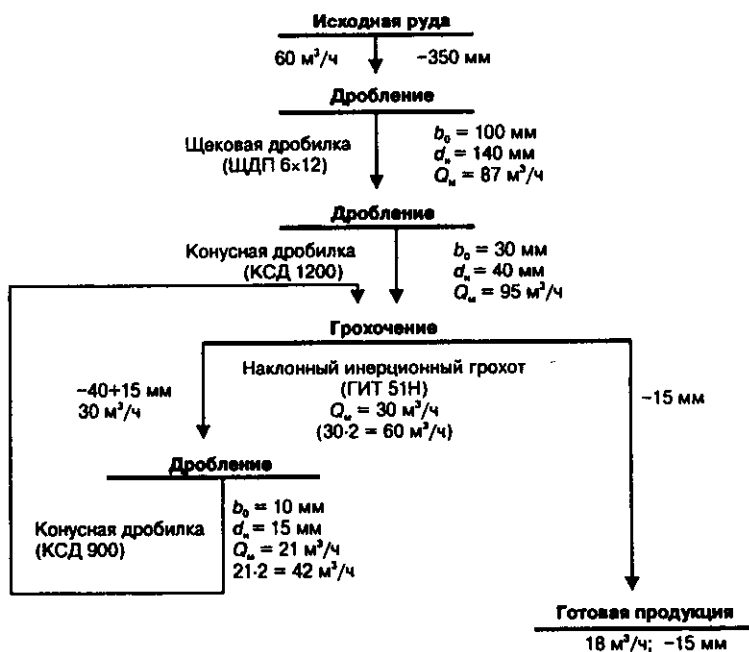


Рис. 5.4. Схема дробления руды в открытом цикле до получения класса крупности -15 мм

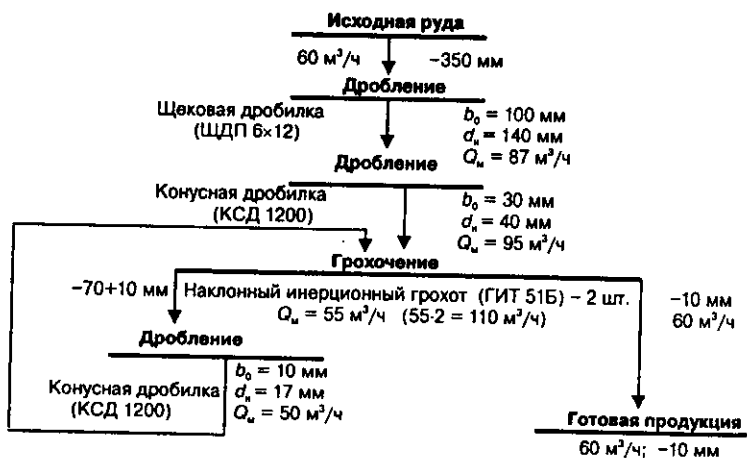


Рис. 5.5. Схема с трехстадийным дроблением руды с грохочением в замкнутом цикле на третьей стадии с получением продукта -10 мм

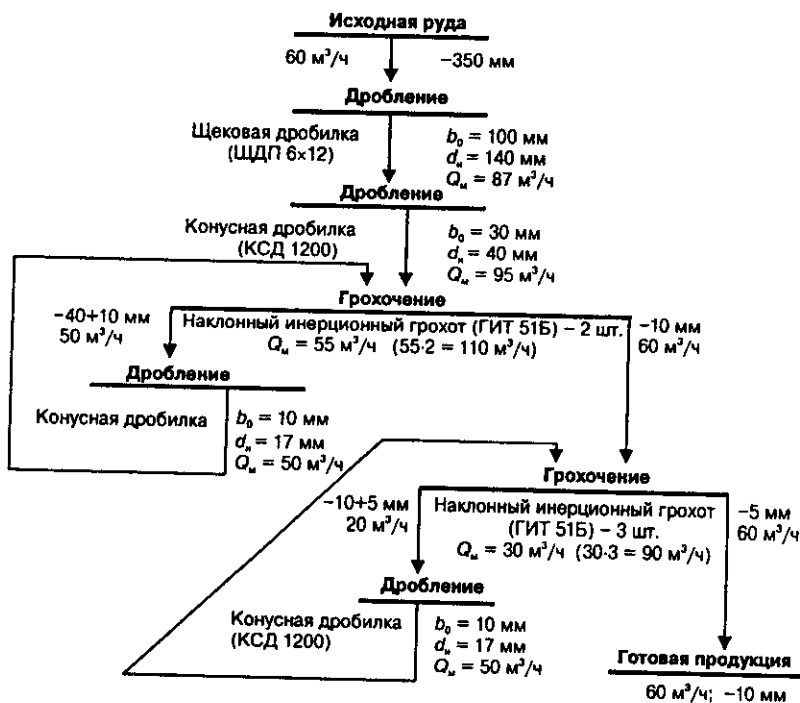


Рис. 5.6. Схема четырехстадийного дробления руды с дроблением в замкнутом цикле на двух последних стадиях до получения продукта класса крупности -5 мм

Таблица 5.1

Основные параметры щековых дробилок

Параметр	Со сложным движением щеки					С простым движением щеки		
	СМД-115	СМД-116	СМД-108	СМД-109	СМД-110	ЩДП-4×6	ЩДП-6×9	ЩДП-9×12
	ЩДС-1,6×2,5	ЩДС-2,5×4	ЩДС-2,5×9	ЩДС-4×9	ЩДС-6×9			
Размеры приемного отверстия, мм:								
длина	160	250	250	400	600	400	600	900
ширина	250	400	900	900	900	600	900	1200
Наибольший размер кусков в питании, мм	140	210	210	340	510	340	510	750
Номинальная ширина разгрузочной щели, мм	30	40	40	60	100	60	100	130
Максимальный диапазон изменения выходной щели, мм	15—45	20—60	20—60	40—90	75—125	45—75	75—125	95—165
Объемная производительность при номинальной щели, м ³ /ч, не менее	2,8	7	14	25	55	15	50	160
Мощность электродвигателя, кВт, не более	10	17	40	55	75	40	75	100
Масса дробилки без электрооборудования, т, не более	1,5	3	8	12	20	8	27	76

Таблица 5.2

Основные параметры конусных дробилок мелкого дробления

Параметр	КМД-1200	КМД-1750		КМДТ-2200	
	Т	Т	ГР	Т	ГР
Диаметр основания дробящего конуса, мм	1200	1750	1750	2200	2200
Ширина приемного отверстия на открытой стороне, мм	50	80	130	100	140
Наибольший размер кусков в питании, мм	40	70	100	80	110
Диапазон регулирования ширины выходной щели в фазе сближения профилей, мм	3—12	5—15	9—20	5—15	10—20
Объемная производительность (для руды средней крепости в открытом цикле), м ³ /ч, не менее	24	35—110	95—130	160—220	220—260
Мощность электродвигателя, кВт, не более	75	160	160	250	250
Масса дробилки без электродвигателя и смазочной системы, т, не более	24	47	47	98	98

Примечание. Здесь и далее Т — тонкое дробление; ГР — грубое дробление.

Основные параметры конусных дробилок среднего дробления

Параметр	КСД-600		КСД-900		КСД-1200	
	Т	ГР	Т	ГР	Т	ГР
Диаметр основания дробящего конуса, мм	600	600	900	900	1200	1200
Ширина приемного отверстия на открытой стороне, мм	50	75	75	130	125	185
Наибольший размер кусков в питании, мм	40	60	60	100	100	150
Диапазон регулирования ширины выходной щели в фазе сближения профилей, мм	5-15	12-35	5-20	15-40	10-25	20-50
Объемная производительность (для руды средней крепости в открытом цикле), м ³ /ч, не менее	5-15	12-35	8-40	30-45	38-65	70-105
Мощность электродвигателя, кВт, не более	30	30	55	55	75	75
Масса дробилки без электродвигателя и смазочной системы, т, не более	5	5	12,5	12,5	24	24

Основные параметры конусных инерционных дробилок КИД

Параметр	КИД-60	КИД-100	КИД-200	КИД-300
Диаметр дробящего конуса, мм	60	100	200	300
Максимальная крупность загружаемого материала, мм	6	10	20	20
Производительность, т/ч (на примере гранита)	0,005	0,01	0,15	1,5
Максимальный размер частиц в готовом продукте, мм, при настройке дробилки на минимальную крупность продукта в открытом цикле*	0,2	0,3	0,7	2
Установленная мощность электродвигателя, кВт	0,55	1	5,5	10
Масса, т	0,015	0,05	0,2	8

* В замкнутом цикле с воздушным сепаратором или гидrocиклоном можно получать приведенного в таблице.

Таблица 5.3

КСД-1750		КСД-2200		КСД-2500		КСД-3000	
Т	ГР	Т	ГР	Т	ГР	Т	ГР
1750	1750	2200	2200	2500	2500	3000	3000
200	250	275	350	335	450	475	600
160	200	250	300	270	360	380	500
15-30	25-60	15-30	30-60	15-45	45-65	25-50	50-80
90-180	160-300	170-340	340-580	—	480-660	—	750-1200
160	160	250	250	320	320	400	400
53	53	98	98	—	—	200	200

Таблица 5.4

КИД-450	КИД-600	КИД-900	КИД-1200	КИД-1750	КИД-2200
450	600	900	1200	1750	2200
35	50	70	80	90	110
8	25	45	100	180	300
3	5	6	8	10	12
30	65	160	200	400	600
3,5	6,5	16	35	90	140

продукт мельче 40 мкм при производительности, составляющей 30 % значения.

Таблица 5.5

Основные параметры двухвалковых дробилок

Параметр	ДГ 400×250	ДГ 600×400	ДГ 800×500	ДГ 1000×550	ДГ 1300×600
Размеры бандажей, мм:					
диаметр	400	600	800	1000	1500
длина	250	400	500	550	600
Наибольший размер кусков, мм	20	30	40	50	75
Пределы регулирования щели, мм	2–12	2–14	4–16	4–18	4–20
Частота вращения валов, мин ⁻¹	200	180	150	100	83
Окружная скорость валков, м/с	4,2	5,6	6,2	5,2	6,5
Мощность электродвигателя, кВт, не более	2×4,5	2×7,5	28	40	55
Производительность дробилки, м ³ /ч, не менее:					
при наименьшей щели	2,7	4,3	10,8	11,9	13
при наибольшей щели	16,2	30,2	43	53,5	65
Масса дробилки без электродвигателя, т, не более	2,2	3,4	12,5	15,9	32,4

Таблица 5.6

Основные параметры наклонных инерционных грохотов тяжелого типа

Параметр	ГИТ 32	171 Гр	СМ 690	ГИТ 41А	ГИТ 42Н
Размеры просеивающей поверхности, мм:					
ширина	1250	1250	1500	1500	1500
длина	2500	2500	3000	3000	3000
Число сит	2	2	1	1	2
Размеры отверстий сит (решеток), мм:					
верхнего	20; 25; 40	25×25	75; 200	8×12	20; 25; 40
нижнего	12; 16; 20; 25	12×12	—	—	12; 16; 20; 25
Допускаемая крупность кусков исходного материала, мм	300	175	1000	200	200
Ориентировочная производительность, т/ч	360	300	450	55–230	850
Мощность электродвигателя, кВт	10	4,5	13	13	13
Масса грохота, кг	5486	3912	4966	3800	6000

Параметр	172 Гр	ГИТ 51Н	173 Гр	ГИТ 52Н	ГИТ 51Б
Размеры просеивающей поверхности, мм:					
ширина	1500	1750	1750	1750	1750
длина	3000	3500	3500	3500	4500
Число сит	2	1	1	2	1
Размеры отверстий сит (решеток), мм:					
верхнего	80×80	6,3; 8; 12; 16; 20; 25; 40; 60; 80	12; 20; 40; 50; 80	20; 30; 40; 60; 80; 100	8–12
нижнего	12×12	—	—	12; 20; 25; 40	—
Допускаемая крупность кусков исходного материала, мм	200	400	350	400	40
Ориентировочная производительность, т/ч	400	1000	600	350–1000	50–60
Мощность электродвигателя, кВт	7	17–18,5	10	22	17
Масса грохота, кг	4712	8000	5910	6800–7190	5670–5990

В табл. 5.1–5.7 приведены характеристики щековых, конусных, валковых дробилок, инерционных грохотов и передвижных дробильно-сортировочных агрегатов, выпускаемых на заводах Российской Федерации. В табл. 5.8–5.14 приведены сведения по дробильным установкам фирмы "Вестерн Майн Инжиниринг". Оборудование, выпускаемое на российских заводах, может быть успешно использовано при строительстве предприятий кучного выщелачивания.

Таблица 5.7

Основные параметры передвижных дробильно-сортировочных агрегатов

Параметр	Бункер-питатель пластинчатый ТК-16А	Агрегат среднего дробления				Агрегат сортировочный СМД-174
		СМД-131	СМД-186	СМД-134	СМД-187	
Производительность, м ³ /ч	40–200	44	33	42	33	125
Максимальный размер загружаемого материала, мм	300	210	340	120	90	200
Установленная мощность, кВт	10	90	55	55	50	15

Основные параметры двойных валковых дробилок (для средних показателей прочности известняков)

Типоразмер, дюйм*	Мощность, л.с.**	Максимальный размер окна загрузки, дюйм	Производительность, т (короткая)/ч,*** по окнам загрузки, дюйм											
			1/4	1/2	3/4	1	1 1/4	1 1/2	1 3/4	2	2 1/2	3	4	
24x20	50	2	52	104	156	208	260	312	364	416	—	—	—	—
40x24	150	3	65	128	188	251	312	378	440	498	623	750	—	—
54x30	250	4	89	180	272	380	446	540	631	715	898	1108	1432	—

* 1 дюйм = 0,0254 м.

** 1 л.с. = 735,499 Вт.

*** 1 т (короткая)/ч = 0,2519958 кг/с.

Основные параметры дробилок вращения

Типоразмер, дюйм	Мощность максимальная, л.с.	Производительность, т (короткая)/ч, при диаметре загрузки, дюйм												
		4	4 1/2	5	5 1/2	6	6 1/2	7	7 1/2	8	8 1/2	9	9 1/2	10
30-60	250	600	700	900	1000	—	—	—	—	—	—	—	—	—
42-70	400	—	800	1000	1200	1300	1400	1500	1600	—	—	—	—	—
48-75	500	—	—	1300	1600	1700	2000	2200	2500	2700	—	—	—	—
54-75	500	—	—	1200	1500	1800	2000	2200	2500	2800	—	—	—	—
60-90	700	—	—	—	—	2400	2600	2900	3200	3400	3700	4000	—	—
60-110	1000	—	—	—	—	—	—	3900	4100	4200	4500	4800	4900	5200

Таблица 5.10

Основные параметры щековых дробилок

Типоразмер, дюйм	Мощность, л/с	Производительность, т (короткая)/ч*, при отверстиях разгрузки, дюйм												
		3/4	1	1 1/2	2	2 1/2	3	4	5	6	7	8	10	
10x24	50	11	16	23	32	42	55	-	-	-	-	-	-	-
10x36	60	16	23	33	42	56	67	90	-	-	-	-	-	-
12x48	75	20	30	55	70	92	110	140	180	-	-	-	-	-
15x24	60	-	-	27	37	45	55	70	82	-	-	-	-	-
15x36	75	-	-	45	60	75	91	110	125	150	-	-	-	-
18x48	100	-	-	-	95	105	130	150	200	225	-	-	-	-
22x48	100	-	-	-	-	115	140	165	220	240	-	-	-	-
24x36	125	-	-	-	-	98	115	150	190	230	-	-	-	-
30x42	150	-	-	-	-	-	125	190	250	300	350	400	500	-
42x48	200	-	-	-	-	-	-	270	335	405	470	540	675	-
48x60	300	-	-	-	-	-	-	-	440	510	570	645	770	-
66x84	500	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	905	1130	-

* Мощность и производительность зависят от упорности материала, его влажности, крупности и других факторов.

Таблица 5.11

Основные параметры короткофокусных дробилок

Диаметр, фут	Рекомендуемая мощность, л.с.	Размер загрузочного отверстия, дюйм	Производительность, т (короткая)/ч, при размере разгрузки, дюйм						
			3/16	1/4	3/8	1/2	5/8	3/4	1
2	30	2	18	24	32	45	55	—	—
3	100	3	—	65	80	105	125	140	—
4	150	3 1/2	—	—	—	155	180	200	—
4 1/2	200	4 1/8	—	—	120	175	200	220	250
5 1/2	250	5 1/4	—	—	210	280	310	340	370
7	350	7	—	—	—	500	530	600	660

* 1 фут = 12 дюймов = 0,3048 м.

Таблица 5.12

Основные параметры стандартных конусных дробилок

Диаметр, фут	Рекомендуемая мощность, л.с.	Размер загрузочного отверстия, дюйм	Производительность, т (короткая)/ч, при размере разгрузки, дюйм										
			3/8	1/2	5/8	3/4	7/8	1	1 1/4	1 1/2	2	2 1/2	
2	30	4 3/8	20	25	30	35	45	50	60	75	—	—	—
3	100	7	—	65	80	100	120	130	150	180	—	—	—
4	150	7 5/8	—	—	—	155	170	200	220	270	340	—	—
4 1/2	200	9 5/8	—	—	—	190	215	240	275	325	385	—	—
5 1/2	250	10 3/4	—	—	—	—	—	330	390	460	500	700	—
7	350	14 3/4	—	—	—	—	—	—	870	930	1200	1400	—

Т а б л и ц а 5.13

Основные параметры роторных ударных дробилок

Размер отверстия загрузки, дюйм	Мощность двигателя, л.с.	Максимальная производительность, т (короткая)/ч
37x55	200—250	400
45x55	250—350	500
45x60	250—350	600
51x65	300—450	750
61x85	400—600	1400
74x95	750—1000	2000

Т а б л и ц а 5.14

Основные параметры дробильных фабрик с грохочением*

Производительность, т (короткая)/ч	Размер загружаемого материала, дюйм	Получаемый продукт, дюйм	Тип силовой установки
100	4	—25	Физико-электрическая
200	4	—25	То же
400	4	—25	—
525	36	—60	Электрическая

* В комплект фабрики входят загружающий механизм, дробилка, грохот, двигателя и силовая установка.

5.2. АГЛОМЕРАЦИЯ РУДЫ И МАТЕРИАЛОВ

В процессе кучного выщелачивания на многих объектах по истечении определенного времени практически прекращалась фильтрация растворов через штабель. Скопление глин и тонких частиц в пределах отдельных участков горной массы штабеля закупоривало фильтрационные каналы, вызывая образование на поверхности штабеля искусственных прудков, которые, в свою очередь, способствовали возникновению каналов с высокой проницаемостью.

Глины обычно присутствуют в исходных золотосодержащих рудах или же образуются при дроблении и измельчении. Проницаемость штабеля начинает ухудшаться с момента отсыпки за счет сегрегации крупных и мелких частиц руды. Обычно это приводит к концентрированию тонких частиц в центре штабеля и внизу, а больших кусков — на наклонных поверхностях (рис. 5.7). Укладка наверх новых порций руды также сопровождается миграцией сухих тонких частиц вниз штабеля; механизмы, разравнивающие штабель и отсыпаящие наверх руду, за счет вибрации усиливают этот процесс. Таким образом, по горизонтали и вертикали штабеля формируются зоны с различной проницаемостью: от участков практически непро-



Рис. 5.7. Сегрегация частиц при формировании штабеля

нищаемых до энергично фильтрующих, т.е. в обоих случаях неблагоприятных для КВ.

Особенно нежелательно присутствие в отсыпанных рудах шламов размером 270 меш.

Введение в обработку методом КВ низкосортных запасов золотосодержащих руд потребовало разработки таких приемов, которые бы позволили исключить указанные выше процессы. В настоящее время таким способом является агломерация (окомкование) дробленой руды с получением хорошо проникаемого штабеля. В связи с началом промышленного применения КВ золота из руд и необходимостью переработки отвалов, глинистых забалансовых руд и хвостов флотации, для которых агломерация являлась единственным способом их утилизации, в 70-х годах Горное бюро США приступило к исследованиям этого процесса. Положительные результаты разработок послужили базой для проведения в 1978 г. первых укрупненных опытов, а в 1979 г. в Неваде был осуществлен полевой эксперимент КВ агломерированной руды; первая промышленная реализация этого процесса относится к 1980 г.

Основной целью агломерации является получение пористого материала, достаточно прочного при перегрузках, укладке штабеля и в то же время проникаемого при выщелачивании.

Необходимость процесса агломерации определяется на стадии исследовательских работ при изучении водопроницаемости дробленого до заданной крупности материала. Агломерации подвергается или весь дробленый материал, или предварительно отсортированная на стадии дробления его часть — наиболее зашламованная рудная мелочь.

Агломерация, как и дробление, является дорогостоящей операцией и должна использоваться при промышленной обработке в случае острой необходимости.

В настоящее время эта технология широко применяется для обработки золотосодержащих забалансовых руд, содержащих глинистые компоненты, хвостов обогатительных процессов и т.д.

Исследования показали, что для получения требуемых агломератов важными являются три параметра:

- количество вяжущего (портланд-цемента), добавляемого к сухому исходному материалу. Рекомендуется добавлять и известь;
- количество воды, вводимой к смеси вяжущее + руда; вместо воды возможно использование цианидного раствора;

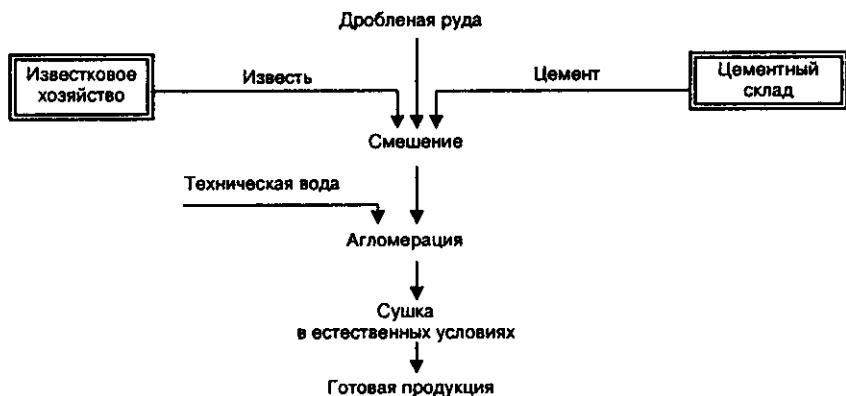


Рис. 5.8. Типовая схема агломерации

- время выдержки, необходимое для образования перемычки из силиката кальция.

Типовая схема агломерации с использованием в качестве связующих цемента и извести приведена на рис. 5.8.

В процессе агломерации наблюдаются два очень важных физико-химических эффекта:

- обмен катионов натрия в глинистой составляющей руды на катион кальция вяжущего материала, что улучшает проницаемость руды;

- цементирующее действие вяжущего.

Эффективность различных вяжущих материалов может меняться в зависимости от типа и специфических особенностей исследуемой руды. Например, с известью реакция обмена ионов натрия на ионы кальция идет очень эффективно, однако скорость упрочнения и прочность окатышей ниже, чем для цемента. В зависимости от типа руды эта реакция обмена катионов может быть более значимой, чем скорость упрочнения и прочность окатышей. Поэтому очень важно тщательно исследовать особенности руды при различных вяжущих.

Для успешного окомкования есть два основных способа: окомкование мелочи с крупными кусками (окускование) и окомкование мелочи в прочные окатыши. На рис. 5.9 показано, как происходит окомкование. Мелочь может быть связана с крупными частицами (см. рис. 5.9, а) или содержать большое количество глины (см. рис. 5.9, б, в).

Для окомкования мелочи и хвостов нужно небольшое или умеренное количество вяжущего. Портланд-цемент в качестве вяжущего применяется для окомкования такого тонкого материала, как хвосты без глины или с малым ее содержанием. Глинистые руды неэффективно выщелачиваются из-за плохой проницаемости. Особенно сложную проблему представляют бентонитовые глины. Гли-

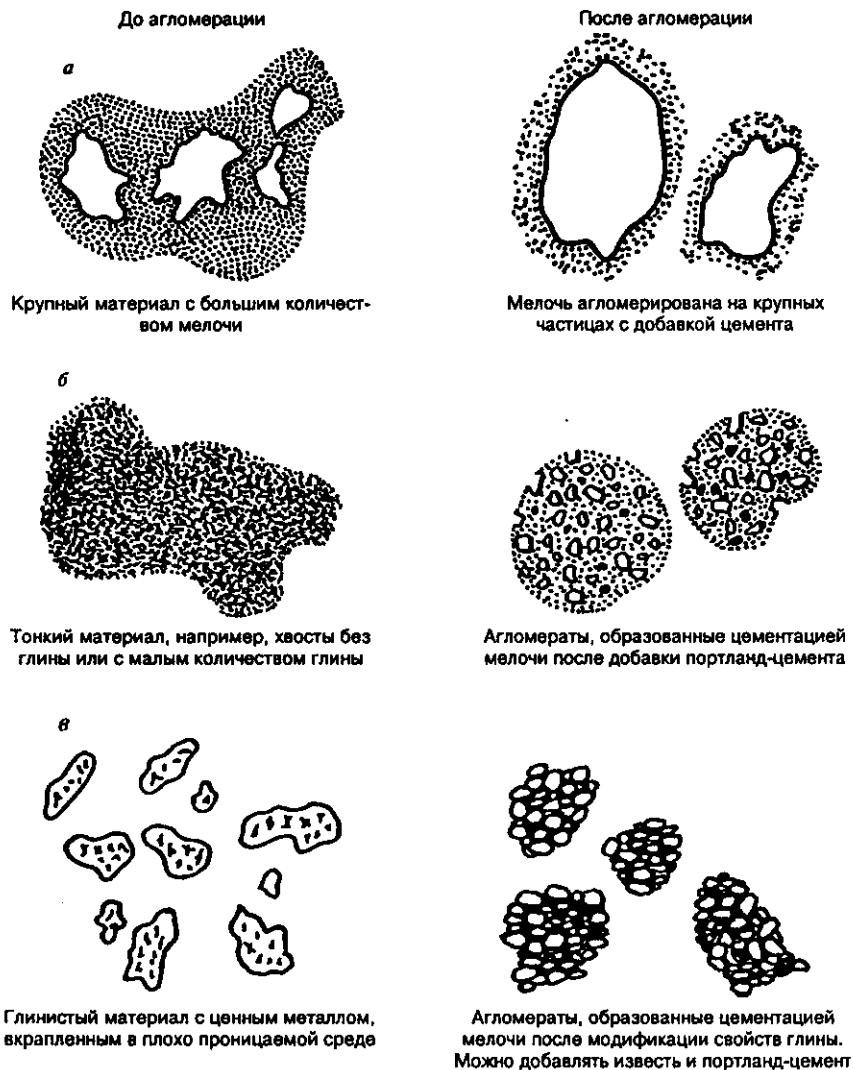


Рис. 5.9. Эффекты агломерации

нистые руды можно окомковывать с помощью извести и портланд-цемента.

Ниже приведены результаты опытов по изучению влияния различных параметров на агломерацию.

По характеру кривой зависимости скорости перколяции раствора выщелачивания от количества введенного портланд-цемента

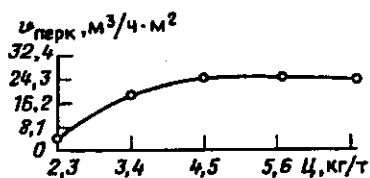


Рис. 5.10. Влияние количества портланд-цемента C , применяемого для окомкования материала, на скорость перколяции раствора выщелачивания $v_{перк}$ через колонку

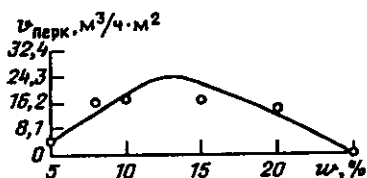


Рис. 5.11. Влияние содержания влаги в агломерируемой руде w на скорость перколяции раствора выщелачивания $v_{перк}$ через колонку

(рис. 5.10) видно, что увеличение содержания цемента до 4,5 кг/т значительно улучшает скорость просачивания, которая затем стабилизируется. Этот опыт проводили без предварительного увлажнения и перемешивания.

Эффект влияния увлажнения агломерируемой руды на скорость перколяции раствора выщелачивания при оптимальном количестве связующего (рис. 5.11) показывает, что фильтруемость через колонку увеличивается с повышением содержания влаги, достигая максимального значения при 12 % влажности, а затем быстро уменьшается до исходного значения при 25 % влаги. Когда вводится слишком много влаги, смесь руда + цемент теряет способность формировать агломераты. Оптимальное содержание влаги при агломерации руды 12 %, однако возможно проводить окомкование и в более широких пределах влажности: 8–16 %.

С увеличением времени выдерживания увлажненной смеси руда + портланд-цемент до 8 часов скорость перколяции раствора выщелачивания растет (рис. 5.12), наблюдается улучшение фильтрации, в последующем скорость фильтрации стабилизируется и остается постоянной. В случае, когда увлажнение производится раствором цианида вместо воды, период выщелачивания золота и серебра сокращается, и при последующей перколяции воды извлекается растворенное золото.

В табл. 5.15 обобщены результаты, полученные при агломерации глинистых золотосодержащих руд, проведенной для выявления влияния переменных на основной показатель — скорость фильтрации. Положительные показатели процесса агломерации очевидны и не нуждаются в сопоставлении. Характерно лишь, что увлажнение цианистым раствором увеличило извлечение золота и серебра в раствор, одновременно со-

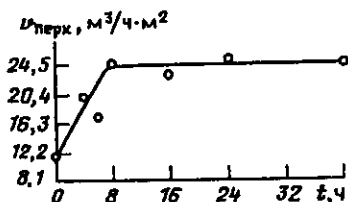


Рис. 5.12. Влияние времени выдерживания t увлажненной смеси руда + портланд-цемент на скорость перколяции раствора выщелачивания $v_{перк}$ через колонку

Результаты выщелачивания в колонках исходной и агломерированной руды

Параметр	Исходная руда без предвари- тельной обра- ботки	Руда после агломерации с использованием	
		цемента + воды	цемента + цианида
Расчетное содержание, г/т:			
Au	2	3,11	3,11
Ag	14,5	9,33	12,44
Введено портланд-цемента, кг/т руды	0	4,5	4,5
Введено цианида, кг/т руды	0,9	0,9	3,87*
Влажность, %	0	12	12
Скорость перколяции, м ³ /ч·м ²	0,004	25	24,4
Время выщелачивания, сут	26	9	5
Расход цианида, кг/т руды	0,45	3,62	2,72
Извлечение, %:			
Au	68,1	70,3	73,6
Ag	15,6	26,7	31

* Получено с учетом добавки цианида на стадии агломерации; общее количество цианида, введенное на 1 т руды, во всех опытах было одинаковым.

кратив время выщелачивания почти в два раза по сравнению с опытом, где увлажнение проводили водой.

После определения оптимальных параметров выщелачивания глинистых золотосодержащих руд была изучена применимость агломерации к другим рудам. Постоянными в экспериментах являлись: расход портланд-цемента – 4,5 кг/т; время выдерживания – 24 ч; степень увлажнения – от 8 до 12 % (табл. 5.16). Согласно результатам процесс агломерации оказывает различное влияние на скорость перколяции и время выщелачивания. Для отдельных проб агломерация является единственным процессом, позволяющим извлечь благородные металлы.

Последующая серия опытов была проведена на пробе хвостов крупностью 200 меш (65 %) и содержащей 1,26 г/т Au и 62,2 г/т Ag. Как и в предыдущем случае, изучалась возможность формирования пористой и прочной структуры кусков для последующего КВ.

В ходе этих исследований установлено влияние на агломерацию помимо вышеперечисленных параметров двух механических факторов: способа введения воды (раствора цианида) и метода окомкования. Оказалось, что тонкое распыление воды не способствует агломерации, происходит увлажнение, но не образуются ядра, вокруг которых начался бы процесс укрупнения частиц. Только грубое орошение водой способствует образованию ядер для роста окатышей.

Для агломерации тонкого материала были испытаны три типа оборудования: дисковые агломерационные машины, вращающиеся барабанные агломераторы и агломераторы с реверсной лентой и отсекающим действием в виде порогов. На агломерирование по-

Таблица 5.16

Результаты выщелачивания благородных металлов из агломерированных материалов в колоннах

Тип руды	Расчетное содержание золота или серебра, г/т руды	Введено портланд-цемента, кг/т руды	Влажность, %	Скорость перколяции, м ³ /ч·м ²	Время выщелачивания, сут	Извлечение золота или серебра, %
Золотосодержащая руда из рудника Эли (шт. Невада), неглинистая:						
исходная	3,11	0	0	0,365	5	90
агломерированная	3,42	4,5	8	0,84	1,5	91
Золотосодержащая руда (шт. Невада) глинистая:						
исходная	6,53	0	0	0,02	9	91
агломерированная	7,15	4,5	12	0,8	2	91
Золотосодержащая руда из Айдахо:						
исходная	0,366	0	0	0,002	31	86
агломерированная	0,366	4,5	10	0,167	5	92
Хвосты серебросодержащих руд (шт. Невада):						
исходная	71,53	0	0	0,04	30	74
агломерированная	71,53	4,5	9	20	8	78
Серебросодержащая руда из Тонока (шт. Невада):						
исходная	43,54	0	0	0,024	23	29
агломерированная	43,54	4,5	9	0,8	23	64

ступала предварительно перемешанная загрузка смеси хвостов с добавкой воды. После выдерживания агломераты помещались в колонки для выщелачивания. Наименее прочными оказались частицы, укрупненные в агломераторах с реверсной лентой. В двух других случаях частицы не изменили своих механических свойств при выщелачивании.

Исследования показали необходимость, помимо применения в виде связующего портланд-цемента, добавления извести примерно в той же пропорции. Такая комбинация обеспечивает достаточную прочность и проницаемость агломератов, при этом количество вводимой связки может быть снижено.

На рис. 5.13, 5.14 и 5.15 видно, что в случае агломерирования тонких частиц оптимальные параметры процесса существенно меняются: максимальные скорости орошения устанавливаются при применении агломератов, получаемых в следующих условиях: введение

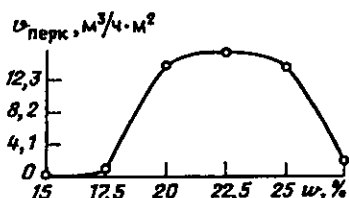


Рис. 5.13. Влияние содержания влаги w на скорость перколяции выщелачивающих растворов $v_{перк}$ через агломерированные хвосты

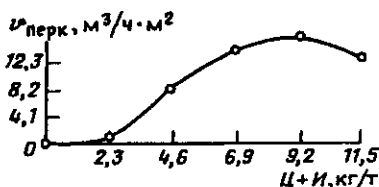


Рис. 5.14. Влияние добавки связующего вещества (цемент Ц + известь И) на скорость перколяции выщелачивающих растворов $v_{перк}$ через агломерированные хвосты

в качестве связующего извести и цемента, по 6,8 кг/т каждого; добавка воды (или раствора цианида) до 20–22 % влажности и время выдерживания – 24–48 ч.

Полученные результаты были применены для агломерации нескольких проб золотосодержащих хвостов, которые в последующем подвергались КВ. Так как ряд исходных проб оказались непроницаемыми для цианистых растворов, они выщелачивались в условиях агитации (табл. 5.17). Необходимость агломерирования тонких по крупности материалов для КВ бесспорна: скорости перколяции от нуля возросли до двузначных чисел, а там, где отмечалась слабая фильтрация исходного материала, она возросла в десятки раз.

Интересно, что извлечение золота из агломерированных руд по сравнению с извлечением, полученным при агитационном выщелачивании, было выше на 5 %, а использование цианидного раствора на стадии увлажнения, как и в предыдущем случае, существенно сократило время выщелачивания.

В ряде работ указывается, что если руду необходимо дробить до 19 мм и мельче, агломерация необходима, даже если в рудах отсутствуют глинистые частицы. Агломерация руд, поступающих на КВ, используется на рудниках "Голд Страйк", компании "Ньюмонт" (США), "Марвел Лоу Гоулд" (Австралия) и др.

Процесс агломерации совершенствуют. В одном из последних обзоров сообщается об использовании на руднике "Бревер Гоулд" (Нижняя Каролина) полимерной агломерирующей добавки с расходом 90 г/т руды. Это позволило существенно сократить расход цемента и улучшить извлечение металла. Добавка

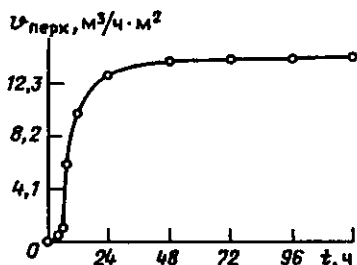


Рис. 5.15. Влияние времени выдерживания t увлажненного материала на скорость перколяции растворов $v_{перк}$ через агломерированные хвосты

Результаты выщелачивания исходных и агломерированных хвостов

Тип руды	Расчетное исходное содержа- ние золота или се- ребра, г/т руды	Смесь из- весть/це- мент, кг/т руды	Влаж- ность, %	Скорость перколя- ции, м ³ /ч·м ²	Время выщела- чивания, сут	Извлече- ние золота или се- ребра, %
Золотосодержащие хвосты (шт. Невада):						
исходные	1,24	0	0	0	Н/д	Н/д
агломерированные	1,24	6,8/6,8	22	14,4	7	86
Серебросодержащие хвосты (шт. Калифор- ния):						
исходные	43,54	0	0	0	Н/д	Н/д
агломерированные	43,54	6,8/6,8	18	17,7	2	91
Золотосодержащие хвосты (шт. Монтан- на):						
исходные	1,55	0	0	3,2	4	40
агломерированные	1,55	9,9/0	22	47,5	2	80
Золотосодержащие хвосты (южная Нева- да):						
исходные	3,7	0	0	0,4	27	16
агломерированные	4,04	4,5/4,5	16	21	3	80
Серебросодержащие хвосты:						
исходные	31,1	0	0	0	Н/д	Н/д
агломерированные	34,2	6,8/6,8	18	22	6	69

Примечания. 1. В опытах на 1 т раствора вводилось 0,9 кг цианида натрия. 2. Н/д — данные отсутствуют.

помогает также снизить количество удерживаемой горной массой влаги, что важно на стадиях отмывки и обезвреживания отработанного штабеля. Кроме этого, добавка упрочняет получаемые окатыши, что дает возможность сооружать дополнительное количество этажей на эксплуатируемых штабелях КВ.

При выборе конструкции агломератора руководствуются гранулометрическим составом исходного материала, объемом поступающей в процесс рудной массы совместно с вводимой связкой, их влажностью и условиями поддержания оптимального их соотношения.

Агломератор должен обеспечивать перекачивание и перемещение материалов, необходимых для образования гранул.

Для золотосеребряных руд и материалов разработаны три основных типа агломераторов: ленточный, барабанный и чашевый. Ленточный агломератор, наименее используемый для хвостов флотации, пригоден для материалов с небольшим количеством мелочи

и хорошей извлекаемостью из крупных кусков руды. Для перекачивания и гранулирования частиц применяется конвейер с уклоном или же имеющий пороги, число которых зависит от количества мелочи: для твердых кремниевых руд с содержанием 5 % мелочи ($-0,15$ мм) – 2–3 порога, 10–15 % ($-0,15$ мм) – 4–5 порогов. Окомкование происходит при скатывании руды на стадии разгрузки по наклонному желобу (ленте).

В барабанном агломераторе образуется широкий диапазон гранул по крупности. Степень прочности гранул зависит от размера и производительности оборудования. Время пребывания гранул в аппарате определяют по эмпирической формуле

$$T = \frac{1,77\sqrt{AL}}{BDN},$$

где T – время пребывания частиц в барабане, мин; A – угол естественного откоса материала, градус; B – угол наклона барабана, градус; N – частота вращения барабана, об/мин; L – длина барабана, фут; D – диаметр барабана, фут.

Крупность гранул и их прочность растет с увеличением времени T ; скорость роста достигает максимума при оптимальном содержании влаги.

Отношение $L : D$ сохраняется постоянным (от 2 до 4), угол наклона обычно 7° , время пребывания зависит от нагрузки и поддерживается постоянным. Производительность аппарата линейно зависит от диаметра барабана. В качестве футеровки в аппаратах используют гибкую резиновую прокладку для исключения образования в барабане бесформенных гранул и чересчур крупных кусков.

Барабанный окомкователь получил наибольшее распространение при агломерации весьма тонкого материала (хвостов флотации).

В чашевом окомкователе используют плоскую наклонную тарель. Окатыши получаются однородными и очень прочными. Этот тип агломераторов используется редко.

Важным параметром окомкования является увлажнение. Оптимальное содержание влаги определяют с учетом крупности частиц, содержания глины, смачиваемости и желаемой степени прочности окатышей. Масса не должна быть слишком насыщена водой, этот ухудшает прочность окатышей.

Простой способ определения оптимальной влажности – приготовить пульпу и отфильтровать на вакуум-филт্রে. Влага в кеке будет чуть больше, чем нужно для агломерации. Второй метод – проведение стандартного контрольного опыта на сжатие, при этом содержание влаги устанавливается точнее. Таким образом, в настоящее время агломерацию осуществляют в зависимости от гранулометрического состава исходного материала по двум схемам: гранулирование горной массы или отвалов, дробленных до 10–25 мм,

и весьма тонких рудных частиц (хвостов флотации). Они отличаются по параметрам проведения процесса и используемого оборудования.

При окусковании руд и отвалов руду агломерируют с добавкой 2,5–5 кг/т портланд-цемента, смачивают водой или крепким цианистым раствором до 8–16 % влажности, руда механически перекачивается и выдерживается определенное время перед формированием штабеля. Добавляемый цемент обычно обеспечивает щелочную среду, необходимую для цианирования. После окускования и формирования штабеля осуществляется стандартная технология КВ.

Полагают, что эффективность гранулирования выше, если смачиваемый материал состоит из смеси тонких и крупных частиц; в этом случае тонкие частицы прилипают к крупным, образуя достаточно прочные и не деградирующие при укладке штабеля и орошении окатыши. Окускование позволяет успешно решить трудности, связанные с сегрегацией частиц при формировании штабеля, миграцией мелочи, канальным эффектом во время орошения и создает пористую среду с хорошей фильтрацией. В результате резко сокращается время выщелачивания и повышается извлечение.

При окусковании тонкоизмельченного материала режим и параметры гранулирования иные. Вяжущее – обычно смесь извести и цемента по 4–6 кг каждого на 1 т исходного продукта, влажность – 16–22 %, время выдержки – 72 ч и более; влагу (или цианидный раствор) подают в тонкодисперсном виде или в форме капель. Аппарат для окомкования должен обеспечивать скорее вращательное движение, а не перекачивание или перемещение. В этом случае в качестве аппаратов предпочтительнее барабаны, чем ленточные агломераторы. Ниже приведены примеры агломерации дробленой руды и хвостов обогащения из практики работы полигонов КВ в США.

5.2.1. ПРИМЕРЫ АГЛОМЕРАЦИИ ДРОБЛЕННОЙ РУДЫ

Кучное выщелачивание в штате Аризона. Кучное выщелачивание серебра с предварительным окускованием организовано близ Томбстауна, где добывают руду двух сортов – старую забалансовую и свежую рядовую с разным содержанием серебра (нижний предел – 34 г/т Ag). За сутки добывают и окусковывают примерно 2000 т руды.

Руду из склада подают на дробильную фабрику, где измельчают до 12 мм в три стадии с грохочением. Сначала в щековой дробилке до –37 мм, затем во второй и третьей стадии – в короткоконусных дробилках с грохочением. Известь (3 кг/т) как вяжущее подают для окускования на вторую стадию дробления. Дробленая руда и известь поступает на склад с небольшим увлажнением для пылеподавления.

Руду окомковывают на реверсивном ленточном окомкователе размером 1,2×7,6 м, установленном под углом 35–45°, с производительностью до 200 т/ч. Угол наклона и скорость движения ленты

выбирают такими, чтобы руда успела окомковаться. В нескольких местах по длине ленты разбрызгивают воду для обеспечения влажности руды до 10–12 %. Окускованную руду складывают, со склада перевозят самосвалами на расстояние 150 м на площадку для отсыпки штабеля; размер площадки 4000 м². Всего на этой площадке выщелачивают пять штабелей высотой 3–3,4 м, из них три находятся в разной стадии отработки, два других или готовятся к выщелачиванию, или удаляются с площадки.

Штабели орошают цианистым раствором (рН = 10,5, концентрация 1 кг/т) с расходом 0,005 л/с·м². Раствор дренирует в каналы, выложенные пластиком. Цикл выщелачивания и промывки длится семь дней. Руду после выщелачивания (хвосты) перемещают на дополнительную площадку, где еще орошают цианистым раствором 1 день в месяц для доизвлечения металла. Серебро осаждается из раствора цинковой пылью. Осадок перерабатывают на месте с получением сплава Доре, который перевозят на аффинаж.

До введения операции окомкования КВ осуществляли с низкими показателями: из руды крупностью –75 мм за 90 дней извлекали только 37 % серебра. Возникали серьезные проблемы с перколяцией. Окомкование позволило мельче дробить руду с дополнительным раскрытием серебра, повысив извлечение до 90 % и сократив цикл выщелачивания до 7 дней.

Кучное выщелачивание в Северной Неваде. Рассматриваемое предприятие получает золото из руды цианированием в условиях механического перемешивания с противоточной декантацией. В связи с вовлечением в эксплуатацию вновь открытого месторождения богатые руды стали перерабатывать на заводе, а руда с содержанием менее 2,4 г/т (в среднем 1,2 г/т) стала поступать на кучное выщелачивание. Месторождение отработывают карьером, производительность по руде для КВ – 2500 т/сут, руду перевозят на площадку выщелачивания на расстояние 0,8 км.

Руду дробят до –16 мм в щековой и конусной дробилках. Портланд-цемент в количестве 3,5–5 кг/т добавляют на конвейер разгрузки щековой дробилки. Воду добавляют до влажности руды 9–13 %. Окомкование руды происходит при подаче ее на штабель конической формы и скатывании кусков с бортов. Дополнительное перекачивание происходит, когда погрузчик укладывает штабель на асфальтовую площадку, где руду выдерживают еще два-три дня.

Обычно формируется 5 штабелей по 17 тыс. т руды высотой 3,7 м, из них три выщелачиваются, два других подготавливают или удаляют с площадки.

Выщелачивание осуществляют цианистым раствором с рН = 10–11, концентрацией 0,5 кг/т с расходом 0,003 л/с·м². Хотя портланд-цемент обеспечивает нужную щелочность, все же к раствору после десорбции добавляют небольшое количество щелочи для поддержания требуемого значения рН. Цикл выщелачивания и промывки длится 20 дней, затем хвосты вывозят в хвостохранилище.

Насыщенный раствор собирается в емкости и перекачивается на узел сорбции, состоящий из 5 колонн с углем. Насыщенный уголь крупностью 12–30 меш из кокосовых скорлупок перевозят на основной завод для десорбции щелочным раствором. Затем золото извлекают электролизом на катод, выполненный из стального окна.

Первоначальные попытки организовать КВ без агломерации были безуспешны из-за большого количества мелочи. Окомкование позволило повысить извлечение золота до 60 %, сократить цикл выщелачивания с 50 до 20 дней.

Кучное выщелачивание золота на западе Центральной Невады. Окомкованию и выщелачиванию подвергают 3500 т/сут золото-содержащей руды, добываемой в карьере. Дробление происходит в щековой дробилке (до –150 мм) и в конусной – до –25 мм. Руда очень глинистая и содержит 25 % мелочи (–0,15 мм). Окомкование осуществляют с добавкой 5 кг/т портланд-цемента. Руду смачивают оборотным цианистым раствором до 10–12 % влажности. Окомкование проводят на ленточном окомкователе. Затем материал выдерживают 3–4 дня перед укладкой в штабель.

Выщелачивание производят цианистым раствором концентрацией 0,1 кг/т при расходе 0,002 л/с·м². Штабель высотой 3,7 м формируют погрузчиком. Закладывают сразу 5 штабелей; на трех производят выщелачивание, на четвертом – загрузку руды, на пятом – удаление отработанного материала. Цикл выщелачивания и промывки длится 21 день, обеспечивая извлечение в раствор 75 % золота.

Хвосты перевозят на площадку для доизвлечения, где формируют в виде штабеля высотой 30–37 м. За несколько месяцев до выщелачивания извлечение золота увеличивается до 85 %.

Бедную руду забойной крупности выщелачивают отдельно на глинистой площадке из отсыпанного штабеля высотой 36 м в течение 9–14 месяцев.

Каждый вид перерабатываемого материала в штабеле (исходная руда, руда, подвергаемая довыщелачиванию, бедная руда) имеет свой сборник продуктивного раствора, из которого золото осаждается цинком. Раствор из сборника может направляться прямо на узел осаждения цинком или поступать на любой штабель для повышения концентрации золота. Перед осаждением раствор осветляют и добавляют цинковую пыль. Этот узел может пропускать 37,8 л/с продуктивного раствора. Осадок извлекают на пресс-фильтре и затем рафинируют с получением сплава Доре.

Работа зимой не прекращается, так как раствор подогревается до 30 °F (0–1 °C). При эксплуатации возникали проблемы. В частности, в руде присутствует органика, которая затрудняет осаждение золота цинком. Ее удаляли хлористым барием. Для предотвращения зарастания труб использовали химреагенты (для удаления накипи) или сильный напор воды.

5.2.2. ПРИМЕРЫ ОКОМКОВАНИЯ ХВОСТОВ

Окомкование и кучное выщелачивание золота на юге Центральной Невады. Хвосты в этом районе были переработаны с помощью окомкования и кучного выщелачивания. Хвосты образовались в результате работы золотоизвлекательного завода по схеме с цианированием еще в начале века. Руда была с большим содержанием сульфидов, и извлечение золота было низким. За 70 лет хвосты подверглись естественному окислению и сульфиды перешли в растворимый сульфат. Пульпа с содержанием 50 % твердого компонента имеет $pH = 1,7$. Хвосты крупностью $-0,074$ мм составляют 65 %, содержание золота — 2,7 г/т. Максимальное извлечение золота цианированием с перемешиванием достигает 83 %.

Хвосты погрузчиком перевозили на фабрику окомкования, они поступали в бункер, оттуда — на барабанный окомкователь ($2,6 \times 6,7$ м), основой которого был барабан для подогрева асфальта. Барабан вращался с частотой 10,5 об/мин, угол наклона его в сторону разгрузки 4° , имел внутренние лопатки — лифтеры из транспортерной ленты. По центру барабана располагалась труба для капельного орошения на $3/4$ всей длины. Через эту трубу подавался известково-цементный раствор для обеспечения влажности материала 12–14 %. Расход извести — 25 кг/т, цемента — 5 кг/т. Большое количество извести необходимо для перехода pH от 1,7 до 10,5.

На расстоянии 1,2 м от разгрузки внутри барабана был сделан порог высотой 30 см для увеличения времени пребывания материала в барабане. Свежие окатыши бережно перевозили и некоторое время выдерживали.

Площадку для кучного выщелачивания выстилали отработанными хвостами слоями толщиной 15 см и накрывали полиэтиленовой пленкой. Штабель формировали с помощью укладчика, разгрузочный конец которого приподнимался на 30 см и двигался вдоль штабеля. Эту процедуру продолжали, пока высота штабеля не достигла 5 м. Разгрузочный конец укладчика фиксировался на высоте 6 м, подавали новую партию окатышей, которые каскадом скатывались с боков штабеля. Такой способ формирования штабеля предохранял от агрегирования окатышей. Барабанный окомкователь и укладчик перемещали с помощью трактора на новое место. Полиэтиленовую пленку раскатывали снова на нужную ширину, и укладку штабеля продолжали. Окатыши выдерживали несколько дней, пока формировался штабель на 6400 т. Орошение проводили цианистым раствором из расчета 1 кг/т с расходом $0,002$ л/с·м². Продуктивный раствор дренировался по канавкам в специальный прудок. Золото извлекалось сорбцией — десорбцией на угле и электролизом. Извлечение золота составляло 78 %. Расход цианида — 0,35 кг/т хвостов. Цикл цианирование-промывка длился 24 дня.

Окомкование и кучное выщелачивание серебра на юге Восточной Калифорнии. Хвосты флотации крупностью $-0,074$ мм (90 %) с

содержанием серебра 48 г/т сначала тщательно испытывали в лабораторных и укрупненных экспериментах для оценки перспектив извлечения серебра по схеме окомкование и КВ. В опытах получения извлечения серебра около 70 %.

В производственных условиях были построены установка для окомкования руды и площадки кучного выщелачивания с переработкой 1000 т/сут хвостов. Хвосты дробились для разрушения цементированных конгломератов. После дробилки руда поступала в два смесителя, куда подавался портланд-цемент из расчета 17,5 кг/т. Затем хвосты с цементом поступали в барабанный окомкователь размером 3×9 м. Внутри барабана по всей его длине в противоположном направлении вращался шнек для предотвращения зарастания окатышами. Воду подавали через центральную трубу до достижения влажности материала 12–15 %. Окатыши складировали укладчиком и выдерживали 4 дня до отсыпки штабелей.

Площадка была выложена тремя слоями утрамбованной глины, в средний слой добавляли бентонитовую глину. Высота штабеля 4 м.

Орошение проводили цианистым раствором из расчета 1 кг/т с расходом 0,007 л/с·м². Раствор, содержащий 34,2 г/т серебра, собирали в прудок и перекачивали на узел осаждения цинковой пылью с производительностью 9,5 л/с после предварительного осветления и деаэрации. Извлечение серебра составляло 72 %, цикл выщелачивания – 25 дней, промывки – 40 дней.

Окомкование и кучное выщелачивание золота на юге Центральной Калифорнии. Небольшое количество хвостов (130 тыс. т) было переработано по этой технологии для извлечения золота и серебра при содержании соответственно 2,4 и 25,7 г/т. Крупность 90 % хвостов составляла –0,074 мм, с большим содержанием глины. Хвосты поступали на однодечный грохот с отверстиями 25 мм. Верхний продукт (комья глины) после подсушки разрушались и возвращались в процесс.

Нижний продукт (–25 мм) подавали в барабанный окомкователь размером 1,8×6,7 м с резиновыми лифтерами. Портланд-цемент из расчета 10 кг/т добавляли из цементного бункера на конвейер. Вяжущее смешивалось с материалом в первой трети барабана. Воду подавали в середине первой трети барабана для обеспечения влажности 15–18 %. Механическое свободное перекачивание на последней трети барабана формировало прочные и стабильные окатыши. Был отсыпан штабель высотой 7,3 м на 75 тыс. т окатышей на площадке с двухслойной глиняной основой с помощью серии конвейеров и штабелеукладчика. Окатыши выдерживали в штабеле перед выщелачиванием в течение одной недели.

Выщелачивание проводили цианистым раствором из расчета 1 кг/т с расходом 0,002 л/с·м². Цикл выщелачивания длился около трех месяцев для достижения желаемого извлечения. Продуктивный раствор дренировался и собирался в прудок, оттуда поступал на узел осаждения цинком с предварительным осветлением и де-

аэрацией, с расходом 10 л/с. Осадок извлекали на фильтр-прессе и затем перерабатывали с получением сплава Доре, содержащего 65 % золота и 30 % серебра.

5.2.3. ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЧНОСТИ МАТЕРИАЛОВ АГЛОМЕРАЦИИ

Прочность материала, получаемого после агломерации руды, хвостов обогатительных фабрик, в значительной мере определяет высоту штабелей КВ, время цикла выщелачивания и стабильность технологического процесса. В настоящем разделе описаны результаты исследований по агломерации сырья для КВ. В табл. 5.18 приведены характеристики руд и материалов, подвергаемых агломерации. В качестве объектов выбраны Мурунтау (Узбекистан), Когадыр (Казахстан), Тас-Юрях и Ирокинда (Россия).

Пробы различной крупности каждого месторождения смешивали в барабанном смесителе с сухим связующим в течение 2–20 мин. Полученную шихту окомковывали на барабанном агломераторе. Длина барабана агломератора — 1 м, диаметр — 0,4 м, частота вращения — 15 об/мин. Шихту в агломераторе орошали водой или раствором связующего с помощью "гребенки" — металлической труб-

Т а б л и ц а 5.18

Характеристика руд и материалов, подвергнутых агломерации

Минеральный и химический состав	Золотосодержащие кварциты Мурунтау	Глинистые руды месторождения Тас-Юрях	Рудные графитовые месторождения Когадыр	Хвосты обогатительной фабрики Ирокинда
Минеральный состав, %:				
Кварц	43	12	31,6	50–60
Полевые шпаты	30	—	21,2	—
Мусковит	10	—	22	—
Гидрослюда	3	—	—	3
Доломит	—	3	—	—
Кальцит	—	3–4	8,9	—
Глина	—	40–50	—	30–40
Хлорит	—	—	6,5	—
Оксиды и гидроксиды железа	—	—	3,5	—
Химический состав, %:				
SiO ₂	71	69,7	60	76,7
Al ₂ O ₃	16,7	7,7	1,5	8,7
Na ₂ O	6,7	—	—	1
CaO	2,7	4	5	2,6
K ₂ O	—	1,4	5,3	1
FeO	1,43	0,2	2,4	1,8
Fe ₂ O ₃	1,75	7,2	3,6	1,9
MnO	1,5	2,6	1,7	—
TiO ₂	0,5	0,9	0,48	0,25

ки, заглушенной с одного конца, по всей длине которой на расстоянии 7–8 см друг от друга располагались отверстия диаметром 1 мм. Расход орошающего раствора для проб всех типов крупностью до 3 мм составлял около 10 % массы шихты, для проб крупностью до 10 мм – около 6 % массы шихты.

После агломерации окомкованную руду сушили на воздухе в течение 1 сут, определяли механические характеристики сухого материала, после чего подвергали перколяционному выщелачиванию, а затем определяли гранулометрический состав и прочность агломерированной руды после выщелачивания. Прочность гранул на раздавливание определяли на приборе ИПГ-1, диаметр испытуемых гранул – более 5 мм. Гранулометрический состав пробы определяли ситовым анализом. Для ситового анализа использовали набор сит: –0,16; –0,63; –1; –3; –10 мм.

При агломерации было обнаружено, что частицы руды крупностью 3–10 мм практически не окатываются на агломераторе. Это связано с тем, что слипшиеся частицы с большой массой при скатывании вниз по поверхности агломератора разбиваются при ударе о стенку агломератора или друг с другом. При агломерации происходит окомкование частиц крупностью до 1 мм, а на частицы крупностью 3–10 мм налипают тонким слоем частицы крупностью около 0,16 мм, поэтому заметного увеличения размера таких кусков руды не наблюдалось. Их прочность на раздавливание не определяли, так как прочность таких кусков равна прочности породы.

Для исследования влияния агломерации на механические характеристики окомкованного материала была использована руда месторождения Мурунтау следующих классов крупности: +0–1; +0–3 и +0–10 мм. В качестве связующего использовали цемент в количестве 1–10 % массы руды. Для орошения шихты в агломераторе использовали воду. Результаты исследований представлены в табл. 5.19.

Как видно из результатов проведенных исследований, при окатывании руды крупностью 0–1 мм с цементом основная масса руды превращается в гранулы крупностью 1–10 мм. Причем с увеличением содержания цемента в шихте доля частиц крупностью 1–10 мм увеличивается. Предел прочности полученных гранул составляет 0,36–0,38 МН/м² (3,6–3,8 кг/см²) и практически не зависит от содержания цемента при изученных условиях агломерации.

При окатывании руды крупностью 0–3 мм с цементом образование гранул происходит в интервале крупности 0,63–1 мм. Увеличения содержания крупной фракции (1–3 мм) не происходит. Предел прочности гранул при содержании цемента в шихте до 7,5 % массы руды 0,47–0,48 МН/м² (4,7–4,8 кг/см²), однако при увеличении расхода цемента до 10 % предел прочности гранул падает до 0,36 МН/м² (3,6 кг/см²).

При окатывании руды крупностью 0–10 мм заметное окомкование руды происходит в интервале крупности частиц 0,63–3 мм.

Таблица 5.19

Влияние связующего на механические характеристики руды месторождения Мурунтау после агломерации

Крупность исходной руды, мм	Содержание цемента, %	Доля фракции, %, гранулометрического размера, мм					Предел прочности гранул, МН/м ² (кг/см ²)
		0-0,16	0,16-0,63	0,63-1	1-3	3-10	
0-1	0	29,5	48	22,5	—	—	—
	5	0,5	6	35,5	58	—	0,38 (3,8)
	7,5	1	5	18	76	—	0,36 (3,6)
	10	1	3,5	12	83,5	—	0,36 (3,6)
0-3	0	7	13	10	70	—	—
	5	0,5	3,5	29	70	—	0,48 (4,8)
	7,5	0,5	3	31,5	65	—	0,47 (4,7)
0-10	10	0,5	3,5	28,5	67,5	—	0,36 (3,6)
	0	4,5	9,5	5,5	15,5	65	—
	1	0,7	7	17,5	9,8	65	—
0-10	1,5	0,5	5,5	9	19	66	—
	2	0,3	2,1	9,4	22,2	66	—

При выщелачивании золота происходит частичное разрушение образовавшихся гранул и смыв мелких частиц. В табл. 5.20 приведен гранулометрический состав пробы после выщелачивания, взятой в верхней части перколятора.

Как видно из приведенных в таблице данных, резко падает содержание в пробе мелкой фракции руды 0-0,63 мм, а в пробах крупностью 0-3 и 0-10 мм уменьшается также и содержание фракции 0,63-1 мм. Это происходит за счет смыва мелких частиц руды цианидными растворами. После цианирования золота предел прочности гранул на раздавливание снижается под воздействием щелочных растворов, для пробы 0-1 мм — с 0,36 до 0,18 МН/м² (3,6 до 1,8 кг/см²), а для пробы 0-3 мм — с 0,47 до 0,3 МН/м² (4,7 до 3 кг/см²).

Для исследования влияния агломерации на механические характеристики окомкованного глинистого материала была использована

Таблица 5.20

Влияние выщелачивания на механические характеристики руды месторождения Мурунтау после агломерации

Крупность исходной руды, мм	Содержание цемента, %	Доля фракции, %, гранулометрического размера, мм					Предел прочности гранул, МН/м ² (кг/см ²)
		0-0,16	0,16-0,63	0,63-1	1-3	3-10	
0-1	7,5	0,5	2,5	19	78	—	0,18 (1,8)
0-3	7,5	0,1	0,9	5	94	—	0,3 (3)
0-10	1,5	0,1	0,1	5,2	22	68	—

Влияние связующего на механические характеристики руды месторождения Тас-Юрях

Содержание цемента, %	Доля фракции, %, гранулометрического размера, мм				Предел прочности гранул, МН/м ² (кг/см ²)
	0-0,16	0,16-0,63	0,63-1	1-10	
0	46,3	36,2	17,5	—	—
0,5	0,25	0,5	3	96	3,7 (3,7)
1	0,7	0,6	4,7	94	4,1 (4,1)
1,5	0,1	0,3	3,6	96	3,6 (3,6)
3	0,1	0,9	3	96	4,1 (4,1)

глинистая руда месторождения Тас-Юрях. В качестве связующего применяли цемент, в качестве орошающего раствора при агломерации — воду. Результаты экспериментов представлены в табл. 5.21.

Благодаря высокой адгезионной способности глины руда месторождения Тас-Юрях комковалась очень быстро — до 5 мин. Из приведенных в табл. 5.21 данных видно, что при агломерации почти вся руда окатывалась в частицы крупностью более 1 мм. При этом какой-либо зависимости гранулометрического состава сухой руды от содержания цемента в шихте обнаружено не было. Предел прочности гранул на раздавливание при содержании цемента от 0,5 до 3 % составил 0,36—0,41 МН/м² (3,6—4,1 кг/см²).

При орошении агломерированной руды выщелачивающими растворами происходит значительное разрушение гранул. Так, после выщелачивания содержание в руде частиц крупностью выше 1 мм уменьшается с 94—96 до 65—70 %, а содержание частиц крупностью 0,16—0,63 мм увеличивается с 0,3—0,9 до 20 %. При этом предел прочности гранул диаметром 3—7 мм снижается с 0,4 МН/м² (4 кг/см²) почти до 0. Однако, несмотря на нулевую прочность, гранулы выдержали нагрузку верхних слоев при длительном выщелачивании в перколяторе высотой 1 м. Это можно объяснить высокой пластичностью глины и сохранением внутренней структуры гранул, приобретенной при агломерации.

В агломерированной пробе фильтрация цианидного раствора происходила вдвое быстрее, чем в неагломерированной руде. Выщелачивание золота из руды также происходило быстрее. Так, в агломерированной с 1,5 % цемента руде, с содержанием золота 60 г/т, извлечение 92 % золота происходило после перколяции в течение 4 сут. Для неагломерированной руды такая же степень извлечения золота достигалась только после 10 сут орошения цианидом.

Для исследования влияния агломерации на механические характеристики гранодиоритовой породы была использована руда месторождения Когадыр следующей крупности: +0-1; +0-3; +0-10 мм. В качестве связующего применены цемент и гашеная известь. Для

Таблица 5.22

Влияние агломерации на механические характеристики руды месторождения
Когадыр

Крупность руды, мм	Связующее	Содержание связующего, %	Доля фракции, %, гранулометрического размера, мм					Предел прочности гранул, МН/м ² (кг/см ²)
			0—0,1	0,16—0,63	0,63—1	1—5	5—20	
0—1	Отсутствует	—	19,2	46,8	34	—	—	—
	КОН + КСІ	5+0,05	1	7,3	40,3	51,4	—	0,2 (2)
	Цемент	5	0,7	7	44,2	48,1	—	0,36 (3,6)
0—10	Отсутствует	—	5,8	13,5	3,5	21,2	56	—
	КОН + КСІ	5+0,05	2	8,6	11,9	21,5	56	—
	Цемент	0,5	4,9	12,1	8,5	22	56	—
	То же	1	2	8,2	8,8	25	56	—
	—" —</td <td>1,5</td> <td>2,2</td> <td>7,3</td> <td>10,2</td> <td>24</td> <td>56,3</td> <td>—</td>	1,5	2,2	7,3	10,2	24	56,3	—
	—" —</td <td>2</td> <td>1,8</td> <td>7,1</td> <td>11,3</td> <td>23,8</td> <td>56</td> <td>—</td>	2	1,8	7,1	11,3	23,8	56	—
	Гашеная известь	1,5	1,1	4,5	15,9	22,5	56	—
	То же	2	2,8	5,6	11,8	24	55,8	—
—" —</td <td>2,5</td> <td>3,8</td> <td>5,7</td> <td>11</td> <td>23,5</td> <td>56</td> <td>—</td>	2,5	3,8	5,7	11	23,5	56	—	

орошения шихты в грануляторе использовали воду. Результаты исследований представлены в табл. 5.22. Как видно из приведенных в таблице результатов, агломерация с различными связующими приводит к уменьшению частиц крупностью менее 0,63 мм за счет образования комков диаметром 0,63—5 мм для руды крупностью 0—1 мм и диаметром 0,63—1 мм — для руды крупностью 0—10 мм.

На основании полученных результатов исследований было определено оптимальное содержание цемента при агломерации руды крупностью 0—10 мм — 1,5 % массы руды.

При орошении гранул в перколяторе цианидным раствором было обнаружено, что гранулы, полученные из руды крупностью 0—1 мм окомкованием на цианидном растворе, сильно разрушились. Так, содержание частиц крупностью 1—5 мм уменьшилось с 51,4 до 20 %, а содержание частиц крупностью 0—0,63 мм увеличилось до 50 %. В то же время гранулометрический состав пробы крупностью 0—10 мм, окомкованной на цианидном растворе, значительных изменений не претерпел. Крепкий цианидный раствор (20 г/л), применяемый в качестве связующего руды крупностью 0—10 мм, позволил увеличить извлечение золота цианированием с 54 до 81 % по сравнению с негранулированной рудой.

Для изучения возможности окатывания песков, являющихся хвостами обогатительной фабрики, были использованы пески с месторождения Ирокинда. В качестве связующего применяли цемент, хлорную и гашеную известь, а для орошения шихты в грануляторе — воду. В качестве связующего использовали также щелочной раствор цианида натрия (20 г/л). Влажность исходных хвостов бы-

ла около 15 %. Ее определяли с помощью сушки при температуре 100 °С в течение 1 ч. Поскольку месторождение Ирокинда находится в зоне вечной мерзлоты с коротким теплым сезоном, проба представляла собой смерзшийся монолит. Из-за технических сложностей на руднике произвести сушку хвостов перед агломерацией было невозможно. Поэтому грануляцию проводили без размораживания. Смерзшиеся пески измельчали до крупности 1–1,5 мм, шихтовали со связующим и окатывали на грануляторе. Так как влага в исходной породе находилась в виде льда, то пески в грануляторе вели себя как сухой продукт. Расход воды на орошение шихты был уменьшен до 5–6 % массы шихты. Основную массу воды вводили вблизи входа в агломератор и на выходе из него. Готовые гранулы сушили по методике, описанной выше. Результаты исследования влияния агломерации на механические характеристики хвостов сведены в табл. 5.23.

Как видно из результатов исследований, агломерация песков с различным связующим приводит к значительному уменьшению количества мелкодисперсной фракции (0–0,5 мм). При грануляции основная масса руды превращается в окатыши диаметром 1–10 мм. Увеличение содержания цемента в шихте от 2 до 8,5 % увеличивает предел прочности сухих гранул на раздавливание от 0,06 до 1,17 МН/м² (0,6–11,7 кг/см²). Однако при содержании цемента в шихте 10 % массы хвостов предел прочности уменьшается до 0,87 МН/м² (8,7 кг/см²).

При орошении агломерированных песков выщелачивающими растворами (гранулы с хлорной известью орошали осветленным раствором хлорной извести, а остальные пробы – цианидным раствором) в гранулах, окатанных с хлорной и гашеной известью, происходит переосаждение кальция, что приводит к кольматации сис-

Т а б л и ц а 5.23

Влияние агломерации на механические свойства хвостов месторождения Ирокинда

Связующее	Содержание связующего, %	Доля фракции, %, гранулометрического размера, мм					Предел прочности гранул, МН/м ² (кг/см ²)
		0–0,1	0,1–0,5	0,5–1	1–2	2–10	
Отсутствует	—	45,3	48,9	2,2	2,9	0,7	—
Хлорная известь	4	0	1,9	6,2	49,8	42,1	1,27 (12,7)
Гашеная известь	4	0,8	2,7	6,1	50	41,1	1,3 (13)
Щелочь + циан	5+0,05	0,1	6,2	41,7	46,5	5,5	0,62 (6,2)
Цемент	4	0,5	3,5	30	44,5	21,5	0,66 (6,6)
То же	2	—	—	—	—	—	0,06 (0,6)
—"	6	—	—	—	—	—	0,71 (7,1)
—"	8,5	0,4	2,8	17,3	51,1	38,4	1,17 (11,7)
—"	10	—	—	—	—	—	0,87 (8,7)

Основные параметры агломерационного оборудования

Параметр	Шаровая мельница для сухого измельчения 1500х5600	Гранулятор баббинский СМ960	Сепарационные шаровые мельницы			Трубные мельницы				Окомкователь барабанный	
			200/520	280/550	300/650	2х10,5	2,2х13	2,6х13	3,2х15		
Диаметр барабана, м	15	16	2	28	3	2	22	26	32	28	36
Длина барабана, м	56	4	52	55	65	105	13	13	15	11	14
Ориентировочная производительность, т/ч	30	25	60	130	180	110	160	240	400	270	560
Ориентировочная мощность, кВт	30	20	40	60	70	60	90	100	150	100	160

Показатели схемы агломерации

Крупность после дробления, мм	Агломериремый класс, мм	Доля агломериремого материала от исходного, %	Производительность схемы 150 тыс. т/год			Производительность схемы 500 тыс. т/год						
			Производительность по агломерату, т/ч	Типоразмер агломератора	Расход материалов, т	Производительность по агломерату, т/ч	Типоразмер агломератора	Расход материалов, т				
-15	-5	40	30	ШМ 1500х5600	цемент 300	известь 120	вода 1800	100	ТМ 2х10,5	цемент 1000	известь 400	вода 6000
-10	-5	70	50	СШМ 200/520	525	210	3200	180	СШМ 300/650	1750	700	11000
-5	-5	100	75	ТМ 2х10,5	750	300	4500	250	ОБ 2,8х11	2500	1000	15000

темы отвода раствора из перколятора. Гранулы, окатанные с цианидным раствором, под действием орошающего раствора разрушаются наполовину, что резко ухудшает фильтрационные свойства. При выщелачивании золота из гранул, окатанных с цементом, заметного разрушения не наблюдается. При этом извлечение золота из пробы с исходным содержанием 2 г/т составило 90 %, а из негранулированных песков – 62,2 %.

Приведенный в разделе материал свидетельствует о большом значении процесса агломерации руд и материала хвостов золотоизвлекающих фабрик.

Поскольку для процессов агломерации рудного материала специальных комплексов отечественная промышленность не выпускает, в качестве агломерационных аппаратов, после соответствующей реконструкции, рекомендуется использование стандартного оборудования, основные параметры которого приведены в табл. 5.24.

Показатели типовой схемы агломерации для двух уровней производительности: 150 и 500 тыс. т в год и трех классов крупности дробленого материала: –15, –10 и –5 мм приведены в табл. 5.25.

Глава 6. СООРУЖЕНИЕ ОСНОВАНИЙ ШТАБЕЛЕЙ КВ

6.1. ВЫБОР МЕСТОПОЛОЖЕНИЯ ПЛОЩАДКИ КВ. ВИДЫ ПЛОЩАДОК

Практическая реализация процесса КВ начинается с выбора места для закладки штабеля. Рациональное размещение площадки под основание выщелачиваемой горной массы зависит от многих факторов, которые существенно определяют технико-экономические показатели КВ:

- место заложения площадки влияет на экономику процесса. Предпочтительно ее размещать в непосредственной близости к карьеру с целью исключения строительства дорог и перевозки рудной массы. В то же время карьер может быть использован как место складирования отработанной руды после ее обезвреживания;
- рельеф местности и наличие достаточных площадей определяют объем штабелей, их геометрические параметры, систему орошения и дренажа, конструкцию основания. Следует стремиться к использованию складок местности и снижению объемов земляных работ;
- тип грунта поверхности земли на месте строительства штабеля определяет стоимость строительства, время его сооружения, конструкцию основания, соблюдение требований экологии и безопасности ведения работ. Благоприятно наличие мягких непроницаемых грунтов (глин, суглинков) большой мощности;
- положение грунтовых вод, наличие питьевых водонесточников в районе заложения площадки обуславливают более сложную подготовку основания штабеля с целью исключения их загрязнения при проведении КВ. Для безопасного ведения работ необходимо отнестись к размещению площадки от водоемов, рек, колодцев или при невозможности переноса строить ограждающие дамбы;
- климатические условия – температура окружающей среды и ее сезонные изменения, скорость и направление ветра – влияют на интенсивность выщелачивания и организацию процесса (замерзание, испарение растворов). Под действием ветра возможно перемещение продуктов испарения и эрозионного разрушения материала штабеля на значительные расстояния с загрязнением окружающей среды. В этом случае следует учитывать направление розы ветров;

• размещение площадки в зависимости от мест расположения энергетических источников и транспортных коммуникаций воздействует на экономические показатели при строительстве и эксплуатации штабеля. Строительство площадки вблизи линий электропередачи, водозаборов, дорог позволит сократить время и стоимость добычи металла;

• объем и геометрическая форма штабеля (ширина, длина, высота) оказывают существенное влияние на технологические показатели и экономику процесса. Наиболее широкое применение нашли штабели в виде усеченных пирамид с прямоугольным основанием (реже квадратным, трапециевидным) при значительной высоте отсыпки (до 40–60 м).

В зависимости от места строительства штабеля можно сооружать площадки горизонтальные, наклонные, параболические, с переменным профилем. Причем площадки с наклоном строят или по ширине штабеля, или же по его длине. Основания сооружают или без углубления поверхности, или же с устройством траншей или котлованов. Если основание штабеля готовят на коренных породах, представленных трещиноватым или крупнодробленным материалом, верхний слой которого невозможно снять бульдозером, то перед укладкой гидроизоляционного слоя трещины и поры породы насыщают глинистым, глиноцементным или цементным раствором. Это позволяет создать непроницаемую зону глубиной до 0,5–1,5 м.

При использовании естественных (впадины, седловины) или созданных в процессе деятельности человека (карьер) складок местности участок под площадку ограждают охранными дамбами. Обязательным условием является создание дамбы по пути потока раствора по уклону поверхности площадки.

Рытье котлованов под основания штабеля производят тогда, когда место расположения площадки приходится на возвышенный участок местности и поверхностный слой представлен мягкими, сыпучими, с высокой фильтрационной способностью породами (песками, супесями), что требует сооружения основания с большим слоем глинистого противотрационного экрана. В практике КВ глубина котлованов не превышает 2,5 м.

Вынутый из котлована грунт используется для строительства ограничивающих дамб, подъездных путей, присыпки откосов штабеля и т. д.

В настоящее время применяют три вида площадок: повторно используемые (ПИП), постоянно наращиваемые (ПНП) и площадки под дамбовое выщелачивание. Площадки (и штабель) проектируют так, чтобы обеспечить устойчивость структуры, вмещающей в себя твердую и жидкую фазы.

Каждая из указанных площадок имеет достоинства и недостатки. На площадке повторного использования загружают подготовленную горную массу, которую выщелачивают, промывают, обезвреживают и разгружают в места хранения отработанной руды.

Затем этот цикл повторяют вновь со свежесыпанной рудной массой. Эти площадки используют для обработки руд постоянного состава или смеси руд с одинаковой по длительности выщелачиваемостью, что предполагает предсказуемый, обычно непродолжительный цикл извлечения.

Преимущества ПИП:

- относительно неизменная степень извлечения золота из-за практически одинакового состава руды, отсыпанной в штабели;
- время между загрузкой площадки и началом извлечения золота в продуктивные растворы предсказуемо и одинаково, что стабилизирует экономику;
- однажды сооруженная площадка имеет постоянное трубопроводное и насосное хозяйство на весь период КВ;
- использование покрытия штабеля в неблагоприятных погодных условиях благодаря ограниченной площади активной зоны эксплуатации;
- сооружение меньших по размеру прудков из-за ограниченного воздействия всякого рода затопления;
- промывка штабеля водой перед удалением руды с площадки позволяет получить дополнительное извлечение золота и снизить расход растворителя;
- обеспечиваются высокий уровень контроля процесса и, следовательно, наилучшие условия охраны окружающей среды.

Недостатки:

- необходимость применения долговечного высокопрочного противофильтрационного экрана в основании площадки;
- необходимость подбора подходящего участка для сброса отработанной горной массы;
- ограниченность размеров площадки, что исключает возможность последующего довыщелачивания руды;
- руда, которая требует большей длительности для завершения выщелачивания, должна быть удалена при неполном извлечении золота;
- в зависимости от метода загрузки площадки первоначальные затраты на сооружение выше, чем для постоянно наращиваемых площадок.

Сооружение площадок системы ПИП требует оценки степени выщелачиваемости обрабатываемой руды. Размеры площадок и их число определяются продолжительностью цикла выщелачивания, необходимого для оптимального извлечения металла. Обычно предпочтительное время выщелачивания на рассматриваемых площадках 60 сут и менее.

Основным недостатком системы ПИП является отсутствие гибкости по продолжительности выщелачивания, что вызывает при удалении с площадки руды безвозвратные потери оставшихся в ней ценных компонентов: здесь исключена возможность довыщелачивания. Многократная загрузка и выгрузка рудной массы требуют соз-

дания прочного и надежного основания площадки: используются асфальт, бетон и т. д.

Значительные преимущества ПИП, связанные с возможным ограничением размеров площадки при необходимости и многократным ее использованием, обеспечили этому типу площадок большую популярность. Таким образом, площадки повторного использования пригодны для руд с благоприятными постоянными характеристиками, для местностей с ограниченными возможностями по сооружению площадок больших размеров, имеющих участки для сброса отвальных руд.

Площадки с постоянным их наращиванием предусматривают подготовку руды и ее закладку на площадку выщелачивания. Выщелоченная руда остается на месте. Если необходимо, осуществляют повторное выщелачивание или промывку с нейтрализацией и рекультивацией. Вновь поступающую на обработку рудную массу либо отсыпают на частично или полностью отработанный штабель, либо вводят новые площади. Условием сооружения рассматриваемых площадок является наличие больших доступных участков земли с относительно плоским рельефом местности.

Преимущества системы наращивания площадок:

- возможность переработки различных по составу руд с разным временем выщелачивания;
- использование относительно простого основания благодаря ограниченному во времени периоду выщелачивания (одноразовому) и меньшей нагрузке на окружающую среду;
- относительно низкие затраты на сооружение площадки;
- минимальное перемещение (перегрузки) рудной массы;
- вероятность практически полного испарения поровой влаги в штабеле с получением на конечной стадии отвального продукта;
- возможность наращивания штабеля по высоте с получением многоэтажной рудной массы на площадке, что потенциально обеспечивает дополнительное извлечение золота из нижележащих слоев при загрузке и орошении "свежей" руды.

Недостатки постоянно наращиваемой площадки:

- непрерывные затраты на сооружение новых площадок;
- необходимость постоянного поиска пригодного для сооружения площадки участка;
- наращивание трубопроводного, насосного хозяйства в связи со строительством новых площадок, которые все больше удаляются от узла переработки растворов;
- увеличение количества выщелоченного и оставшегося в поровой жидкости осушаемого штабеля золота;
- существование опасности значительного затопления штабеля при неблагоприятных погодных условиях (дожди) благодаря значительной площади "активной" зоны;
- потенциальная неустойчивость штабеля с увеличением высоты отсыпки;

- более медленное извлечение золота в первых объемах продуктивного раствора с увеличением высоты штабеля, что вызывает ухудшение экономических показателей;

- уменьшение проницаемости штабеля с увеличением его высоты, формирование предпочтительных каналов фильтрации (вследствие уплотнения или неодинакового оседания штабеля, сегрегации тонких частиц), вызывающих неодновременное выщелачивание руды и получение меньшего, чем ожидалось, извлечения золота.

Под площадки одноразового использования требуются участки с относительно плоским рельефом местности. Обычно уклон поверхности земли должен быть менее 10 % и предпочтительно 5–7 %. При эксплуатации штабеля следует строго балансировать объемы циркулирующих растворов, особенно в период выпадения осадков или в условиях испарения. Эта система в отличие от площадок многоразового использования обеспечивает значительную гибкость: руды, имеющие разные характеристики по длительности выщелачиваемости, могут быть отработаны, не оказывая влияния на последующее поступление новой партии руды.

Прокладки на площадках не подвергаются значительным нагрузкам после того, как на них произведена отсыпка руды. Для противодействия нагрузкам, создаваемым в период первоначальной загрузки руды, обычно устанавливают мембранные экраны. Также в качестве экранов могут быть использованы естественные низкопроницаемые материалы или специальные грунты. В настоящее время на ряде участков КВ эксплуатируют постоянно наращиваемые площадки с высотой штабеля до 60 м.

Особенностью дамбового выщелачивания является подготовка руды и ее размещение за специальной дамбой или плотиной, т.е. структурой, удерживающей руду. Выщелачивание руды осуществляют на местности с уклоном (седловины, впадины) и с последовательным подъемом площадки вверх по склону. Подавляющая часть руды в период отработки остается в контакте с раствором выщелачивания, т.е. часть штабеля находится под заливом. После завершения выщелачивания руда остается на месте, ее обезвреживают и рекультивируют таким же образом, как отвалы пустой породы.

Условиями использования дамбового выщелачивания являются:

- наличие местности с определенным рельефом (крутые склоны, седловины и т.д.);

- отработке подвергают крепкую и прочную рудную массу, выдерживающую высокие перегрузки.

Преимущества дамбового выщелачивания:

- позволяет увеличить время выщелачивания до нескольких лет;
- штабели могут эксплуатироваться при больших изменениях климатических условий;

- требует меньшей вместимости хранилищ растворов.

Недостатками системы являются:

- необходимость использования высокопрочного основания, способного выдержать большие значения гидростатического давления;
- требуется сооружение специальных структур, удерживающих штабель (дамба, плотина).

Применимость дамбового выщелачивания зависит от прочности рудной массы и ее способности сохранить проницаемость под нагрузками после последовательных отсыпок; этот метод характеризуется значительными масштабами отсыпки по высоте. Так, площадки дамбового выщелачивания (желобного или долинного типа), эксплуатируемые на полигонах "Зортман-Ландаски" и "Рочестер Майн" (США), при высоте одного этажа на общих участках 13 м имеют общую высоту 120 и 65 м соответственно. Основным преимуществом рассматриваемого метода является возможность его использования в рельефах местности с крутыми склонами и в широком разнообразии климатических условий – за счет накопительной способности порового пространства рудной массы сохранять большие объемы продуктивных растворов, что помогает снизить отрицательный эффект в суровых зимних условиях и исключает необходимость сооружения больших прудков для растворов.

Проектирование и сооружение площадки под дамбовое выщелачивание требуют тщательной инженерной оценки особенностей рельефа местности и высоты эксплуатируемых штабелей.

6.2. ТРЕБОВАНИЯ К ОСНОВАНИЮ ШТАБЕЛЯ

Одним из факторов, способствовавших развитию КВ золота в последние годы, являлась разработка новых высокопрочных материалов для сооружения площадок и прудков хранения растворов. Еще недавно основным конструкционным "материалом" площадки КВ служили природные грунты и глины, связанные с бентонитом, цементом или солями натрия; эти смеси использовали для снижения проницаемости уплотненной массы. Площадки чаще всего были некачественными с точки зрения возможности утечки, так как трудно было обеспечить в период сооружения одинаковое уплотнение.

В условиях возросших требований к охране окружающей среды и в первую очередь к предотвращению утечек цианистых растворов КВ появилась целая гамма покрытий из синтетики, обеспечивающих надежное обустройство оснований штабелей. Площадки выщелачивания, которые сооружались ранее в виде однослойных структур, превратились в двухслойные и даже в трехслойные.

Основание штабеля состоит из следующих элементов: фундамента, противодиффузионного экрана и дренажного слоя. Основания штабелей должны удовлетворять следующим требованиям:

- обеспечивать прочность и устойчивость при статических переменных нагрузках от веса рудной массы и строительной дорожной техники; основание при этом не должно деформироваться и разрушаться;

- состоять из материалов химически стойких к длительному воздействию технологических растворов, концентрация и состав которых могут меняться в период эксплуатации, так же как режим подачи растворов выщелачивания и климатические условия;

- исключить какую-либо утечку растворов, опасность которой существует во всех точках прохождения растворов; это необходимо как с точки зрения предотвращения потерь ценных компонентов, так и защиты окружающей среды от загрязнения.

Фундамент (ложе) – это поверхность земли, подготовленная к укладке противодиффузионного экрана. Подготовительные работы включают планировку поверхности и снятие растительного слоя земли, а при необходимости – рытье котлована и отсыпку охранных дамб.

Основное требование к экрану – обеспечить герметичность основания, влияющую на экологическую обстановку окружающей среды. Тип используемого экрана зависит от условий эксплуатации и наличия нужных материалов. Прочным и компактным является основа-

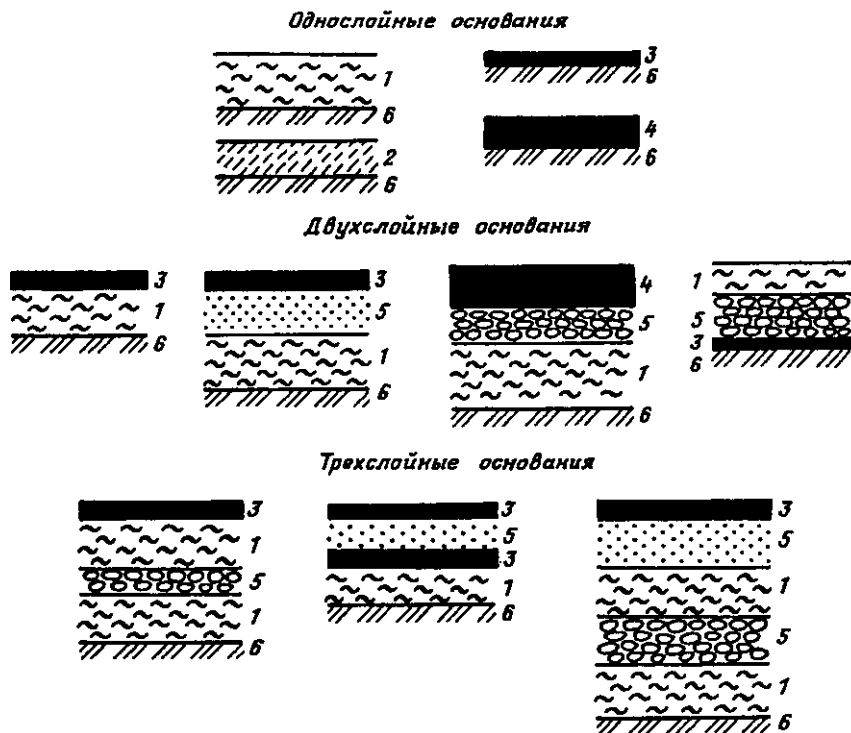


Рис. 6.1. Типы оснований площадок выщелачивания:
 1 – глина; 2 – бетон; 3 – геомембрана; 4 – асфальт; 5 – дренаж; 6 – грунтовое основание

ние, покрытое материалом типа геомембрана; применяются также и глиняные основания. Поверх экрана укладывают верхний дренажный слой, назначение которого состоит в следующем:

- эффективный сбор растворов, профильтровавшихся через штабель;
- защита геомембран от ультрафиолетового излучения;
- предохранение экрана от разрывов и других механических повреждений во время строительства штабеля;
- ограничение испарения и растрескивания глинистого экрана в случае его применения.

Общий термин "геомембрана" предложен взамен многих и включает синтетические и полимерные мембраны, пластиковые покрытия, гибкие мембранные пленки, непроницаемые мембраны и непроницаемые листовые материалы.

Обычно используют следующие типы оснований (рис. 6.1):

- однослойные, с применением только одного низкопроницаемого экрана — геомембраны на глинисто-песчаном фундаменте;
- двухслойные, имеющие два низкопроницаемых экрана — это геомембрана, лежащая поверх глинистого экрана, или два экрана из геомембраны, разделенные проводящей дренажной системой;
- трехслойные, состоящие из трех низкопроницаемых экранов, в этом случае две геомембраны разделены дренажным слоем и внизу располагается глиняный экран.

Множество типов оснований обусловлено разнообразием условий, в которых они должны использоваться.

6.3. ВЫБОР ОСНОВАНИЯ ШТАБЕЛЯ

При КВ на различных площадях (ПНП и ПИП) и точках сбора растворов покрытия эксплуатируются в разных условиях. Так, на постоянно наращиваемой площадке атмосфера, включая осадки, свет и т.д., оказывает воздействие только во время первоначального сооружения, а физическая нагрузка ограничивается весом штабеля, тогда как на постоянно используемой площадке физическая нагрузка переменна и связана с загрузкой и выгрузкой горной массы, а внешнее воздействие проявляется перманентно в период между выгрузкой и загрузкой руды. Если в первом случае основание закрыто после начала воздействия на штабель, то во втором — оно периодически открыто, с возможным перемещением по нему механизмов сооружения штабеля. Изменения в составах растворов, физической нагрузке, воздействии внешних природных факторов можно выявить и при сопоставлении условий, существующих в прудках продуктивных, выщелачивающих и сбросных растворов.

Эти условия и определяют выбор покрытия. Так, для наращиваемой площадки рекомендуют высокоплотный полиэтилен, гипалон, поливинилхлорид, глину; а для постоянно используемой — асфальт, защищенную синтетику или глину.

Подобный подход необходим и для прудков. Раствор выщелачивания – это цианидный раствор с высоким значением рН, в то время как сбросной раствор содержит органику, переменное количество химических примесей при низкой величине рН. В первом случае экран функционирует в более узком диапазоне условий, чем во втором, что и учитывают при выборе материала.

Индивидуальный подход к выбору материала основания является основным при сооружении площадки. Однако в общей форме неизменным материалом экрана являются геомембраны, покрытия из грунтов и специально обработанных грунтов.

При выборе геомембранных экранов (гипалона, поливинилхлорида, высокоплотного полиэтилена, асфальта, гидроасфальтобетона, полупластичных материалов) учитывают свойства материала (толщину, прочность, долговечность), покровный и подстилающий материал, способы укладки и стыкового соединения полос.

При использовании грунтов, в том числе и специально подготовленных (местных и привозных, смеси привозных и местных, смешанных с бентонитами, с введением добавок), оценивают несколько характеристик:

- доступность материала;
- свойства грунтов (водопроницаемость, пластичность, химическая стойкость, обрабатываемость);
- конструктивные особенности: толщина экрана, подготовка грунтов – смешивание, уплотнение, оптимизация влажности с целью минимизации количества пустот, способности к набуханию, защита (сохранение) экрана.

При двухслойном экране верхний слой – часто синтетический материал, а нижний – грунтовый. Между экранами располагается дренажная система, сложенная из песка или гравелита (если доступно) или же геотекстиля. Ее проводимость не должна сильно меняться под воздействием нагрузки штабеля.

Конструктивные элементы площадки и экранов должны отвечать следующим общим требованиям:

- обеспечивать условия оптимального извлечения металла. Это предполагает установку низкопроницаемого экрана для исключения утечек раствора и отсутствие в системе основания материалов, способных поглощать ценные компоненты из продуктивных растворов;

- удовлетворять нормам и стандартам официальных органов по охране окружающей среды, что обычно необходимо для получения разрешения на проведение работ по КВ;

- отвечать регламенту производства работ, положенному в основу проекта, особенно по таким параметрам, как способ сооружения штабеля, его высота, скорость орошения. Например, повторно используемую площадку следует проектировать иначе, чем наращиваемую площадку.

Эти требования должны соблюдаться неукоснительно вне зависимости от доступности конструкционных материалов, а также от

раничений, накладываемых особенностями местности и характеристиками самой руды. Особенности местности влияют на тип площадки и конфигурацию штабеля. Такие параметры, как топография, климат, условия создания фундамента, геология, гидрология и гидрогеология, имеют существенное значение при выборе альтернативных решений и проектировании. Доступность материалов для сооружения площадки также влияет на проектирование. Так, если по соседству имеются глины, то использование глинистого экрана является наилучшим вариантом для сооружения площадки.

При рассмотрении конструктивных элементов основания штабеля следует учитывать следующие факторы:

- оседание основания штабеля и нижележащего грунта под воздействием нагрузок. Если присутствуют мягкие грунты или материалы-заполнители, должна быть произведена оценка ожидаемого оседания;

- устойчивость горной массы на площадке, обычно имеющей наклон. В некоторых случаях возможно перемещение руды на площадке вследствие сдвига (среза). Стабильность достигается за счет хорошего дренирования штабеля и проектирования специальных приемов для повышения сил сопротивления трения площадки;

- влияние атмосферного воздействия (ультрафиолетовые лучи, испарение и т.д.), в результате которого в той или иной степени разрушаются системы основания штабеля;

- утечку растворов через противofильтрационные экраны, определяемую по уравнениям гидродинамики.

6.4. ГЛИНИСТЫЕ ЭКРАНЫ

В прошлом глинистые экраны были наиболее распространенным способом удержания химических и сбросных растворов в производственных условиях. Испытания по проницаемости обычной глины с применением воды, содержащей 0,01 % CaSO_4 , показали, что большинство глинистых грунтов при использовании их в качестве прокладок для размещения опасных продуктов (жидких и твердых) вполне пригодны, исходя из их фofильтрационных характеристик; проницаемость глин оценивается величиной $1 \cdot 10^{-6} - 1 \cdot 10^{-7}$ см/с.

Тщательно подобранный глинистый материал укладывается на основание и уплотняется до заданного содержания влаги и плотности с получением экрана требуемой проницаемости.

Эксплуатационные качества глинистого экрана зависят от состава и характеристики материала, способа сооружения и метода защиты.

Чем выше процент тонкозернистых частиц в материале (особенно размера частиц глин), тем ниже проницаемость. Важной характеристикой является пластичность материала. Чем выше предел насыщенности влагой и величина пластичности, тем ниже прони-

цаемость. Поэтому для использования в экранах желательна высокопластичная глина.

Прочие факторы, такие как сооружение экрана и его защита от атмосферного воздействия, могут повлиять на выбор материала. Так, с высокопластичными глинами сложнее иметь дело при сооружении, чем с низкопластичными. Кроме этого, в первом случае возможность усадки при высыхании выше, чем во втором. Пластичность и крупность частиц позволяют косвенно оценить водопроводимость.

Величина водопроводимости линейно зависит от пористости, уменьшаясь со снижением пористости, причем, чем выше пластичность, тем меньшую водопроводимость можно получить при одинаковой пористости. Для глинистого экрана весьма важными показателями являются три параметра: уплотнение, водопроницаемость и возможность повреждения. Уплотнение — это повышение плотности глин вследствие уменьшения объема пустот в них (уменьшения пористости), что приводит к увеличению сопротивления их сжатию и вдавливанию (повышает несущую способность), уменьшает возможность фильтрации жидкости через глины, способность к влагонасыщению, осадке и т.п. Наибольшее уплотнение достигается при оптимальной влажности глин. Уплотнение глин осуществляют укаткой, трамбованием, виброуплотнением.

Минеральный состав глин — важный фактор в определении проницаемости уплотненного экрана. Монтмориллонитовые глины имеют меньшую проницаемость, чем каолиновые. Натриевые монтмориллониты менее проницаемы, чем кальциевые монтмориллониты.

Возможны три основные причины повреждения глинистого экрана:

- неравномерная осадка фундамента из-за локального растрескивания;
- высыхание (обезвоживание) экрана, ведущее к появлению микротрещин;
- изменение проницаемости экрана из-за химических реакций между экраном и раствором выщелачивания.

Во всех этих случаях наблюдается увеличение водопроницаемости.

Способы предотвращения указанных нарушений:

- неравномерное оседание следует предупреждать тщательной подготовкой места заложения площадки, утрамбовывая основание. Глина должна быть пластичной и выдерживать неравномерное смещение без растрескивания;
- появление микротрещин при высыхании можно уменьшить путем стабилизации содержания влаги после уплотнения. После сооружения экрана перед укладкой штабеля необходимо провести орошение; можно экран покрыть чистым мелкозернистым песком сразу после его установки;
- повреждение экрана из-за химических реакций устраняется правильным подбором материала экрана. Здесь поможет исследова-

ние реакции между раствором выщелачивания и основанием (обмен катионов и т.д.).

6.5. ЭКРАНЫ ИЗ ПРЕДВАРИТЕЛЬНО ОБРАБОТАННЫХ ГРУНТОВ

Качественные показатели грунтовых материалов, используемых в качестве экрана, могут быть существенно улучшены при введении глин, химических добавок и т.д.

Улучшение грунтов, их экранов с помощью глин. Если добавить к тонким песчанистым илам подходящую глину (бентонит в виде порошка), то можно снизить проводимость до требуемой величины, одновременно уменьшая проницаемость, пористость и уплотняемость грунтов.

Важно установить процент вводимой глины. Для этого обычно проводят лабораторные исследования на конкретных грунтах с данным типом глины.

При сооружении экрана из грунта, улучшенного введением глины, требуется строгое наблюдение за процессом смешения оптимального количества глины с грунтом, содержанием влаги в сооружаемом экране, массой уплотненного единичного объема экрана.

Добавление глины в грунт на месте возведения основания возможно разбрасыванием глины на грунт или перемешиванием грейдером, дисковой бороной с одновременным добавлением воды для уплотнения или же с применением специальной установки для перемешивания. В этом случае смесь грунта, глины и воды вывозят на место сооружения экрана, где укладывают бетоноукладчиком, а затем уплотняют. Этот метод более эффективный, но сопряжен с большими затратами.

Улучшение грунтовых экранов с помощью химических добавок. Для стабилизации грунтов используется несколько химических реагентов. Они, как правило, добавляются к воде и смешиваются с грунтом при увлажнении перед уплотнением. В качестве добавок к грунтам за рубежом используют SS-13 и БИО-КЭТ-300. Их эффективность зависит от характеристик грунта и раствора выщелачивания и определяется замером проницаемости грунтов с их добавкой и без добавки. Возможна добавка карбоната натрия в низкодисперсные грунты (около 3 % массы сухого материала). Нефтяная смола SS-13 вводится из расчета 900 галлонов (1 жидкостной галлон = 3,785 л; 1 сухой галлон = 4,405 л) на 1 акр (1 акр = 4046,856 м²) для слоя в 6 дюймов (1 дюйм = 25,4 мм). Так, для илистого песка, глинистого песка и обычной глины обработка нефтяной смолой снижает коэффициент фильтрации на несколько порядков.

Выбор толщины глинистого экрана и экрана из улучшенного грунта. Общая толщина экрана из указанных материалов определяется конструктивными особенностями: способностью выдерживать мембранную прокладку необходимой высоты, которая, в свою очередь, должна выдерживать без разрывов нагрузку, создаваемую

рудным штабелем. Возрастание толщины экрана во всех случаях увеличивает время проникновения первых порций растворов, однако в последующем не сможет уменьшить утечку. Более эффективным является лучшее уплотнение с применением специального оборудования. Важно сохранять целостность экрана, которая зависит от максимального размера частиц, подготовки нижнего основания, общего и максимального уклона, оборудования, используемого при сооружении и эксплуатации.

Максимальный размер частиц экрана влияет как на максимальную допустимую мощность подэтажа экрана (слоя в системе общего противофильтрационного основания), так и на общую толщину экрана. Рекомендуемая толщина – 15 см. Для грунтов, не содержащих гравия, обычно приемлемы минимально два подэтажа и 3–4 подэтажа – для содержащих гравий. Общая толщина должна быть не менее 30 см, кроме временных или вторичных экранов. Ниже приведена зависимость минимальной толщины покрытия и числа подэтажей от крупности частиц в грунтах. Данные получены на основании экспериментов.

Размер 95 % частиц, мм	1,26	1,94	2,54	3,8	5,08
Минимальная толщина покрытия, мм	30	30	30	45,5	61
Необходимое число подэтажей (слоев) ...	2	3	3	3	4

П р и м е ч а н и е. Грунты с крупностью частиц 5,08 мм не рекомендуются для сооружения основания.

6.6. ГЕОМЕМБРАННЫЕ ЭКРАНЫ

Геомембранные экраны весьма привлекательны из-за малых величин проницаемости и хорошей химической стойкости. Подавляющая доля экранов, используемых при КВ золота за рубежом, состоит из геомембран.

6.6.1. ХАРАКТЕРИСТИКА МАТЕРИАЛОВ ГЕОМЕМБРАН

Основной частью всех изготовленных в промышленности геомембран являются полимеры. Они могут быть классифицированы на термопластики (например, поливинилхлорид), кристаллические термопластики (высокоплотный полиэтилен), термопластичные эластомеры (гипалон) и эластомеры (бутиловая резина). Для усиления геомембран используют тканые материалы, называемые "скрим".

Большинство геомембран, используемых при КВ, штампуются, биармированы, изготавливаются с применением экструзии или каландрирования.

Существует несколько способов для соединения листов: с использованием тепла (электрическая сварка, используется только в цехе; сварка горячим воздухом и т.д.); экструзионная сварка; вулканизация или склеивание.

Геомембраны устойчивы по отношению к цианидам, что повышает их долговечность. Первым материалом для экранов были поливинилхлориды (ПВХ) с толщиной 0,5–1 мм; они соединяются сваркой в растворителе. Их недостаток – низкое сопротивление ультрафиолетовому воздействию, поэтому их используют только в местах, где они надежно защищены. По последним сведениям, ПВХ как противофильтрационный экран успешно конкурируют с высокоплотным полиэтиленом. В последующем стали использовать хлорсульфинированный полиэтилен (гипалон), содержащий для увеличения сопротивления на разрыв специальную ткань. Гипалон более устойчив к ультрафиолетовому излучению. Полосы этого материала толщиной 1 мм соединяют сваркой в растворителе. Широкое распространение в КВ золота в последние годы получил высокоплотный полиэтилен (ВПП). Толщина полос – 0,5–2,5 мм. Они соединяются горячей экструзией. ВПП устойчив к ультрафиолетовому излучению, не требует упрочняющей спецткани. Кроме листовых и мембранных экранов доступны напыляемые синтетические материалы. Они состоят из тканевой основы, на которую наносится до заданной толщины нефтепроизводный материал. Получается пленка толщиной до 25 мм. Товарное название этих покрытий – "Шеврон индустриал мембрана" и "Эйрли Ойл Компани". Также в качестве экранов применяют асфальт и гидроасфальтобетон, особенно для площадок повторного использования. Они хорошо выдерживают нагрузку от строительных механизмов. Хотя первоначальные затраты здесь велики, стоимость в расчете на 1 т руды будет ниже, чем при других геомембранных покрытиях на площадках постоянного использования.

В табл. 6.1 приведены некоторые российские предприятия, выпускающие полимерные пленочные покрытия.

Таблица 6.1

Краткий перечень отечественных предприятий, выпускающих полимерные пленочные покрытия

Предприятие	Вид материала	Характеристики покрытия
З-д "Пластполитан", г. Москва	Полиэтилен	Толщина 0,2 мм. Ширина 1,3 м. Рукав
СП "Софрапласт", г. Москва	То же	Толщина 0,22 мм. Ширина 1,1 м. Рукав
Фирма "Доре", г. Москва	— " —	Толщина 0,25 мм. Ширина 1,2 м. Рукав
Опытный завод АО "Пластполимер", г. Загорск	— " —	Толщина 0,25 мм. Ширина 1,5 м. Рукав
ПО "Пластик", г. Сызрань	Полихлорвинил	Толщина до 0,4 мм. Ширина 1,4 м. Лист
З-д "Пластполимерматериалы", г. Екатеринбург	Полиэтилен	Толщина > 2 мм. Ширина 1,5 м. Лист
Опытный завод, г. Москва	Хлорсульфированный полиэтилен (характеристика покрытия приведена ниже)	Толщина 1–2 мм. Ширина 1,4 м. Лист

Приведем характеристику изолена — гидроизоляционного рулонного материала на основе хлорсульфированного полиэтилена:

Марка	Изолен	Изолен-Т (трудногораемый)	Изолен-ТА (трудногораемый, армированный)
Технические условия	34 15.10921—93	34 15.10922—93	34 15.10923—93
Цвет	Белый, светло-коричневый или любой по желанию заказчика	От бежевого до светло-коричневого	
Плотность, г/см ³	1,6	1,7	1,9
Толщина, мм	1—1,4	1—1,4	1—2
Водопоглощение, %	0,73	0,83	0,83
Предел прочности при растяжении, МПа	2	2	12
Относительное удлинение при разрыве, %	200	200	200
Форма выпуска продукции	Рулоны шириной 1,4—1,5 м, длиной 25 м		
Назначение материала	Гидроизоляция оснований техногенных объектов (отстойники, отвалы, свалки и т.д.)		
Размеры партии, м ²	По заказу потребителя — от 500 до 10 000 и более		

Для сварки отечественной полиэтиленовой пленки используется оборудование, характеристика которого приведена в табл. 6.2.

Т а б л и ц а 6.2

Оборудование для сварки отечественной полиэтиленовой пленки

Марка оборудования	Напряжение, В	Скорость сварки, м/мин	Масса, кг	Ширина шва, мм	Примечание
Электроутюг УТ-1000-1,2	220	—	1,2	—	—
Импульсный полоз	220	5	1	4—6	Контактная сварка нагревательными элементами через фторпластовую прокладку Т-образный шов
Сварочный аппарат МСМ-1 (ПСП-15)	220	2,5	4,7	—	Контактная сварка
Сварочная машина МСП-1	220	12	11,5	5	Контактная сварка
Сварочная машина МСП-2	220	6	15	3	Сварка горячим воздухом
Сварочная машина МСП-1	36	1—15	235	5	Контактно-тепловая сварка крупногабаритных изделий из п/э пленки
Сварочный экструдер ПСТ-2	220(36)	8—10	—	0,5—1	Сварка нахлесточным швом в цеховых и полевых условиях
Ручной аппарат РЭСЧ-500	220(24)	0,8	21,5	1—4	Экструзионная сварка

Требованиям гидроизоляции оснований штабелей КВ соответствуют пленки, выпускаемые за рубежом — в США, Бельгии, Италии, Великобритании (табл. 6.3).

Т а б л и ц а 6.3

Зарубежные фирмы — изготовители широкоформатных полимерных покрытий

Фирма	Адрес	Вид услуг	Изготавливаемые полимерные материалы
"Goodrich company"	Fabricated Polimer Division D/0725.500 South Main Street Acron. Ohio 44318 USA	Выбор местоположения накопителя сточных вод Изготовление полимерных материалов для загрязнений любого вида, включая высокотоксичные Укладка материала в экран или оказание консультативной помощи при строительстве	Гипалон — синтетическая резина (Huralon) Хлорированный полиэтилен (CPE) Поливинилхлорид (PVC) Другие виды материалов, отвечающие специальным требованиям (поставляются в виде крупных листов в рулоне)
"Du Pont de Nemours and Company"	Room 38520A, Wilmington, DEL 19898 USA	Выбор наиболее подходящего материала Изготовление материала	Гипалон (Huralon) Неопрен (Neopren) Нордель (Norde FRDM) для высокотемпературных отходов
"Schlegel Lining Technology GmbH"	53 New Street Chelmsford Essex CM1 Eng. Phone: Chelmsford (0245) 351005 Telex: 995020	Проектирование Строительство запатентованных экранов Проверка целостности неразрушающим методом	Полиэтилен высокой плотности в рулонах шириной 10 м, длиной 150 м, толщиной 2,5 мм (HDPE)
"S.A. Sidac"	Бельгия Ottergemse Steenweg 801 B-9000 Gent (Belgium) Telex: 11280B	Изготовление материала	HDPE, ширина 5—8 м
"Reifenhauser KG"	Maschinenfabric 521 Troisdorf/Bezirk Koln Frankfurter Strabe Fernruf:(0 2241)77561 Fernschreiber:883 325	То же	То же
АО "Инж. Л. Долчи"	20095 Кузано Миланино (Милан) — Италия Виа Цукки, 18 Тел. 02/6193.061 Телекс: 33044 DOLCI 330044 Телефакс: 02/6133342	—"	—"

Фирма	Адрес	Вид услуг	Изготавливаемые полимерные материалы
"Bielloni"	20126 Milano Via E. Breda 54 telex: 312160, Phone: (02) 2576751/2/3 -2576218 - 2579773	Изготовление материала	HDPE, ширина 5-8 м
"Bielloni Machinery U.K. LTD"	Chelsea Wharf 15, Lots Road London SW 10 0OH Phone: 01-3516848, Fax: 01-3512593, Telex: 923849 Bielloni G.	То же	То же
"Geosinteticos Trical C.A."	Ceatro Capriles, Pisors, Plaza Venezuela, Caracas 1010-A. (02)781.38.11, tel. (02)782.96.11, fax. т.(415)342-69-84	—"	—"
"NASERA Import-Export Inc."	23121 SE 246th Place Maple Valley WA98038 т. (206)4130738 ф. (206)4130741	—"	HDPE, ширина 7 м, толщина 1-3 мм
"DRC International Inc."		—"	HDPE марки GSE, ширина 7 м, толщина 0,75 мм

* Характеристика покрытия приведена ниже.

Приведем характеристику одного из полимерных материалов — гидроизоляционного покрытия, выпускаемого в Германии.

Материал	Высокоплотный полиэтилен, изготовленный методом полимеризации под высоким давлением
Габариты:	
длина, м	100-200
ширина, м	10,3
толщина, мм	1-6
допуск толщины, %	±10
Форма поставки	Рулон, длина 10,5 м, масса 4 т
Характеристика полимера:	
индекс плавления, г/10 мин	1,6
плотность, г/см ³	0,94
прочность опоры	0,55
Нагрузка на растяжение:	
одноосновное растяжение при 5 %-ном растяжении, МПа/50	1,6
напряжение растяжения, МПа	18
прочность на растяжение, МПа	24
прочность на разрыв, %	> 700
E-модуль, МПа	700
Изготовитель	"Schlege Lining Technology GmbH"

6.6.2. ВЫБОР И РАЗМЕЩЕНИЕ ГЕОМЕМБРАННОГО ЭКРАНА

При выборе геомембранного экрана должны быть рассмотрены следующие факторы:

- статическая и ударная нагрузка в период строительства и эксплуатации штабеля. Это может быть движение механизмов, падение на экран рудной массы, высота штабеля и т.д. Важно оберегать целостность экрана, в последние годы для этой цели используют геотекстиль;

- уклон, под которым устанавливается экран. Геомембраны, геотекстиль, грунты, глины, руды имеют разные коэффициенты поверхностного трения. При крутом уклоне могут возникать скольжение и нарушение самого уклона;

- влияние таких факторов, как солнце, ветер, изменение температуры. Освещение нарушает пластичность, ветры могут приподнимать и разрывать пленки, колебания температуры вызывают коробление и удлинение геомембран. Прочность соединения полос зависит от температуры и влажности;

- особенности конструкции, длительность сооружения и время года. Геомембрана, уложенная летом, может покоробиться зимой. Желателен материал с низким коэффициентом температурного расширения;

- физическая характеристика расположенных выше и ниже экрана материалов. Острые грани кусков руды и фундамента могут проколоть геомембрану. Вводя геотекстиль в систему основания, иногда следует отдать предпочтение геомембранам с большей толщиной (1,5 мм вместо 1 мм).

При учете указанных факторов и оценке стоимостных показателей возможно выбрать наиболее надежный с точки зрения устойчивости и предотвращения утечек экран при минимальных затратах.

Однослойные экраны использовали на ранних стадиях. Они не гарантировали от возможной утечки. Такие экраны применяют и сейчас, когда штабель имеет лишь один этаж (3—10 м высоты) и процесс КВ осуществляется недолго.

Наиболее распространены двойные и тройные экраны, и в этом случае крайне важно подобрать чередование слоев геомембран и природных материалов. Схемы размещения геомембран в одинарных, двухслойных и трехслойных экранах могут быть разнообразными (рис. 6.2). Двойные экраны обеспечивают "вторую линию защиты" в виде глинистого или второго геомембранного слоя. Здесь возможно выявлять утечки и вскрывать слой, который позволяет наблюдать за проникновением растворов через геомембрану, с тем, чтобы снизить напор на более низкий экран. Экран из глины под геомембраной помогает уменьшить потери от просачивания и благодаря низкой проницаемости (после уплотнения и посадки на место) может использоваться как второй экран. При проницаемости 10^{-6} см/с этот глинистый экран можно успешно использовать. Трой-

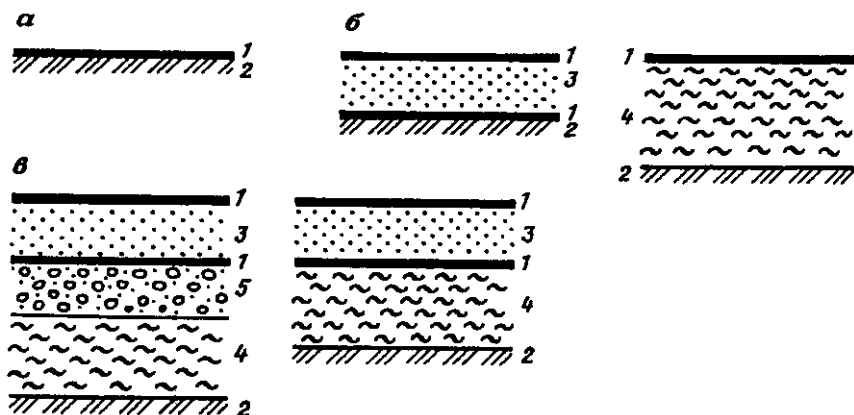


Рис. 6.2. Схема строения одиночного (а), двойных (б) и тройных (в) покрытий с геомембранами:

1 — геомембрана; 2 — грунтовое основание или нижнее покрытие; 3 — дренаж; 4 — глина; 5 — фракционное подстилающее покрытие

ные экраны применяют редко. Они позволяют обнаруживать и удалять инфильтраты из слоя между двумя геомембранами. При сооружении основания применяют и другие синтетические материалы: геосетки, геотекстиль (рис. 6.3). Геосетки изготавливают из полимерных материалов прессованием. Их основное назначение — дренаж, они могут заменить песок и гравий. Геотекстиль — сшитые или сваренные полосы из полимерного волокна. Основное его назначение — амортизировать удары острых частиц по геомембране, он также служит дренажным материалом. Дренажные свойства геотекстиля при вертикальных нагрузках снижаются, поэтому лучше применять геосетки.

Выбор конкретной геомембраны часто определяется доступностью местных материалов, укладываемых сверху и снизу экрана. Грубые угловатые материалы могут повредить экран снизу. На месте обычно трудно найти для этой цели идеальные материалы. Чем крупнее, грубее и острее грани материала, тем толще должна



Рис. 6.3. Примеры использования геотекстиля и геосеток вместе с геомембранами:

1 — геотекстиль; 2 — геосетка для дренажа; 3 — геомембрана; 4 — грунтовое основание или нижнее покрытие

быть геомембрана во избежание прокола. Идеальными для фундамента являются тонкие и среднезернистые пески или старые хвосты обогатительных фабрик. Если же использовать материал после выщелачивания, то нужно проверить его твердость и угловатость.

6.7. КОНСТРУКЦИИ ПРОТИВОФИЛЬТРАЦИОННЫХ ЭКРАНОВ

Для КВ применяется множество различных типов противофильтрационных экранов, удовлетворяющих условиям экологической безопасности ведения работ. В каждом конкретном случае тип экрана определяется набором ранее приведенных условий. Ниже приведены наиболее экономичные и перспективные для применения конструкции экранов.

1. Экран глиняный выполняется из местных глин с постоянным коэффициентом фильтрации до 0,001 м/сут в ненарушенной структуре бентонитовых или каолинистых порошковых глин. Глину перемешивают в пасту до достижения необходимого коэффициента фильтрации. В любом случае мощность глинистого слоя не должна быть менее 0,5 м.

Насыпку, перемешивание и уплотнение глины осуществляют бульдозерами и катками. Экран предпочтительно укладывать в условиях, когда подстилающий слой земного покрова сложен породами с низким коэффициентом фильтрации (суглинки, глины).

2. Экран глиняно-грунтовый применяется при укладке на породах с K_f до 1 м/сут. Такой экран имеет два слоя: верхний представлен глиной, а нижний – естественным грунтом, разрыхленным и пропитанным на глубину 10–30 см глинистым гельцементным раствором, битумом или другими связующими. Разрыхленный грунт укатывается гладкими катками.

3. Экран грунтовый с водонепроницаемым покрытием, выполненным по технологии разбрызгивания двухкомпонентных полимерных или битумно-полимерных составов. Разбрызгивание может осуществляться растворометами, установленными на машинах. Грунт перед устройством сооружения уплотняют. В качестве армирующей основы экранов используют нейлоновую ткань или сетку. Толщина экрана обычно составляет несколько миллиметров. Эти экраны устанавливаются главным образом на низконапорных сооружениях (кюветах, небольших дамбах и т.д.).

4. Асфальтобетонные противофильтрационные конструкции находят широкое применение при строительстве штабелей. В зависимости от класса сооружения, местных климатических и производственных условий они весьма различаются между собой, однако всегда содержат водонепроницаемый элемент из плотного асфальтобетона, укладываемого в один слой толщиной 4–5 см или же в два слоя суммарной толщиной 8–10 см.

По одному из вариантов асфальтобетон укладывают на подготовленное земляное ложе. Подготовка земляного полотна состоит из внесения в грунт на глубину 10–15 см битума или сырой нефти из расчета 1,5–2 кг/м² и уплотнения грунта 5-тонными дорожными катками до полного устранения деформации (с модулем деформации не менее 10 МПа). Если грунт представлен слабыми пылева-

тыми суглинками и супесями, то перед разливом битума (нефти) вносят активные связующие добавки: цемент, известь или их смесь с расходом 0,2–0,8 кг/м².

На подготовленный грунт укладывают мелкозернистый асфальтобетон в один или два слоя. Поверхность асфальтобетона покрывают слоем жидкого битума толщиной 2–4 мм с последующей присыпкой слоем песка 5–10 мм. При гидростатических напорах до 10 м экран считается практически непроницаемым.

В случае же эксплуатации штабеля с напором более 10 м и дополнительных требований к экрану (удельная нагрузка на экран от массы руды в штабеле) под асфальтобетоном предусматривается дополнительный слой, выполненный из бетона, железобетона и других конструкций.

Вместо покрытия чистого бетона по асфальту эффективно применение битумно-латексной эмульсии слоем 4–6 мм, состоящей из 20 % латекса марки СКД-1 или СКС-30 и 80 % битума марки БНД 70/30 и БНД 40/60. Для повышения эластичности, водонепроницаемости и морозостойкости экранов вместо асфальтобетонов применяют асфальто-полимербетоны, выполненные на модернизированном вяжущем, состоящем из битума с добавлением каучука или других полимеров в количестве 10–20 % массы битума. Асфальто-полимербетоны могут выполняться в виде армированных лент шириной 2 м и толщиной 4–6 мм. При укладке лент стыки между ними и зазоры заделывают свежеприготовленным асфальто-полимербетоном с температурой 130–140 °С. Асфальто-полимербетонную смесь готовят в серийных смесителях с перемешиванием компонентов в течение 1,5–2 мин.

5. Экраны с применением пленочных и листовых противofiltrационных материалов выполняют, как правило, комбинированными, с использованием других материалов. Пленки в экранах можно располагать в один или два слоя. В качестве пленок и листов самое широкое применение нашли пленки из термопластов (полиэтилен, поливинилхлорид, полипропилен и т.д.), резины и пропитанного текстиля.

Экран с одним пленочным элементом содержит подстилающий и защитный слои, причем один из них должен иметь незначительную проницаемость. Это одно из самых низкократных оснований. Здесь синтетическая (полиэтиленовая) пленка укладывается между двумя слоями слабо проницаемых глинистых грунтов с добавками цемента, битумов, смол, бентонитов и других компонентов. Эти слои выполняют также защитные функции по отношению к пленке. Наиболее широко распространены грунтово-цементные смеси. Толщина таких слоев (глина 80 %, цемент и вода – по 10 %) в практике строительства хранилищ составила всего 13 см, во всех случаях обеспечена высокая герметичность основания. Некоторые варианты однослойных противofiltrационных устройств из полиэтиленовой пленки показаны на рис. 6.4.

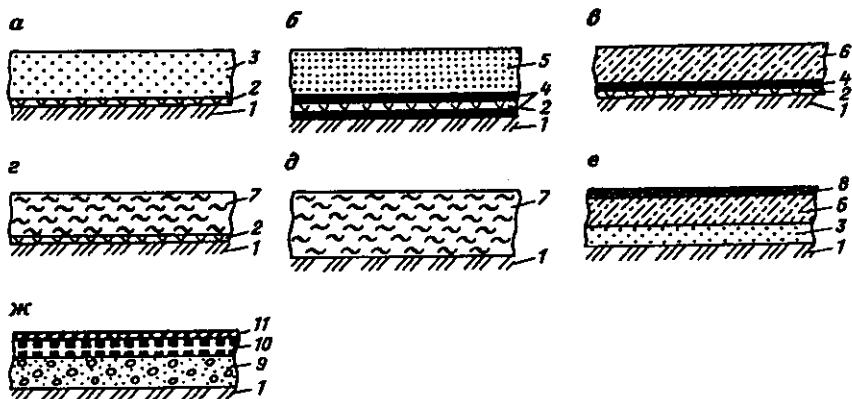


Рис. 6.4. Конструкции противофильтрационных экранов: а—г — с использованием пленок; д — глиняного; е — бетонного; ж — асфальтового; 1 — подготовленное земляное основание, 2 — полиэтиленовая пленка, 3 — песок, 4 — руберонд, 5 — уплотненный грунт, 6 — бетон, 7 — глина, 8 — цементная стяжка, 9 — песчано-гравийная смесь, 10 — асфальт, 11 — битумная стяжка

Двухслойные пленочные экраны, состоящие из двух пленочных элементов, разделенных подстилающим и защитным слоем, можно применять в условиях, когда подстилающие грунты способны деформироваться (от массы руды, пучения, сейсмического воздействия и т.д.), при неглубоком залегании уровней подземных вод и при длительности процесса выщелачивания руды более 2 лет. В основном же двухслойный пленочный экран применяют, если основание штабеля содержит слой между пленками и через этот дренажный слой осуществляют или гидравлический подпор или вакуумирование, т.е. схема направлена на ликвидацию проникновения технологических растворов в подстилающие породы основания штабеля (рис. 6.5).

6. Экраны двухслойные применяют в особо ответственных основаниях штабеля при неглубоком залегании от поверхности питьевых

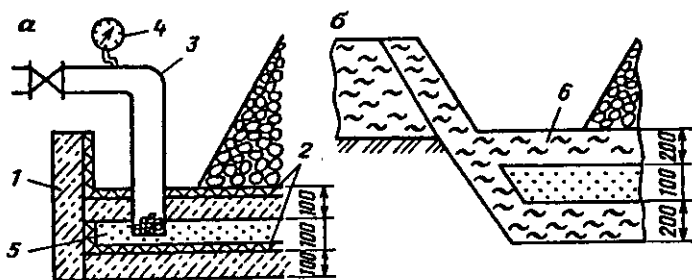


Рис. 6.5. Конструкция двухслойных противофильтрационных экранов: а — бетонного; б — глиняного; 1 — бетон; 2 — цементная стяжка; 3 — трубопровод; 4 — манометр; 5 — дренажный слой; 6 — глина

вод. Такие двухслойные экраны полностью исключают возможность протекания растворов через основание даже при небольшой мощности каждого слоя и коэффициенте фильтрации не ниже 0,1 м/сут.

Принцип работы такого двухслойного экрана заключается в том, что в водопроницаемый слой, расположенный между двумя экранами, подают воду под давлением, превышающим максимальный напор выщелачивающих растворов. Напорная вода, являясь гидроэкраном, препятствует проникновению через основание растворов.

Весьма важным показателем при сооружении штабеля (при выборе высоты штабеля) является допустимая удельная нагрузка на основания, МПа (кг/см²), при различных подстилающих грунтах:

Скальный грунт	1,1-0,6 (10-6)
Щебень	0,6-0,4 (6-4)
Дресва	0,4-0,2 (4-2)
Глина:	
в твердом состоянии	0,6-0,3 (6-3)
в пластичном состоянии	0,25-0,1 (2,5-1)
Суглинки:	
в твердом состоянии	0,4-0,25 (4-2,5)
в пластичном состоянии	0,25-0,1 (2,5-1)
Песок:	
сухой	0,3-0,2 (3-2)
влажный	0,25-0,15 (2,5-1,5)
насыщенный водой	0,25-0,08 (2,5-0,8)
крупнозернистый	0,45-0,35 (4,5-3,5)
Гравий и галька	0,6-0,5 (6-5)

7. Противофильтрационные экраны из полиэтилена, как правило, применяют при строительстве штабеля с гидростатическим напором до 2 МПа. Их используют в следующих случаях: если в жидких и твердых отходах не содержатся загрязнения в растворенном, коллоидном или нерастворенном состоянии, способные входить в контакт с полиэтиленовой пленкой; если в основании сооружения залегают грунты, обеспечивающие равномерную деформацию, стойкие к агрессивному действию технологических растворов. Строительство экрана из полиэтилена, как правило, следует выполнять при положительной температуре воздуха. Подстилающим слоем должен быть слой грунта толщиной от 0,1 до 0,3 м.

Сложной операцией при строительстве основания штабеля является укладка защитного слоя на полиэтиленовую пленку (возможны повреждения, разрывы и т.д.). Для предохранения пленки при нанесении защитного грунтового слоя рекомендуется:

- производить укладку поверх пленки предохранительного слоя из кровельных материалов (толь, рубероид, пергамин и т.д.);
- обеспечить отсутствие в насыпаемой руде крупных кусков с твердыми гранями;

- проводить разравнивание породы или скрепером, или легкими машинами на колесном ходу;

- осуществлять укатку грунта (глины) защитного слоя только при мощности его насыпки не менее 0,6 м.

Если в качестве защитного слоя применяют бетонные плиты, то полиэтиленовую пленку предварительно накрывают рулонным кровельным материалом в один или два слоя.

Изготовление укрупненных полотнищ пленки шириной 10–12 м и длиной 40 м и более следует производить в специально оборудованных цехах. Соединение рулонов пленки в полотнища производят сваркой: контактной, экструдированной присадкой, горячим воздухом или инфракрасным излучением.

В последнее время ужесточены требования к герметичности пленочных экранов. В этом случае перспективными будут экраны из толстых (более 1 мм) пленок-листов, позволяющих использовать в качестве защитных слоев некачественные грунты, и тонкие экраны (0,2 мм), защищенные эффективными прокладками. До последнего времени лучшими защитными прокладками считали кровельные материалы: рубероид, изоль, пергамин, толь и др. В последние годы они вытесняются геотекстилями и неткаными синтетическими материалами (НСМ). Исследованы и применяются геотекстили типа "Дорнит", "Фильнит". Толщина их от 1 до 4 мм.

Практика показала, что несмотря на обилие разнообразных материалов, используемых в качестве экранов, в настоящее время отсутствует единый тип противодиффузионной конструкции, которую можно было бы рекомендовать для любых условий эксплуатации. Можно лишь утверждать, что наиболее экономичным типом противодиффузионной конструкции из ныне существующих являются пленочные экраны. Однако их преимущество заметно проявляется при малых напорах и необходимости защиты больших площадей. По мере увеличения напора и уменьшения площади экранирования разница в стоимости пленочных и других конструкций становится менее ощутимой.

Возможно сооружение экрана и без полиэтиленовой пленки, тогда он выполняется из трех-четырех рулонных материалов: стекло-рубероида, гидрорубероида, армобитэпа, изола и фольгоизола. Материалы на картонной основе (рубероид, толь и др.) при строительстве штабеля на долговременную (более 1 года) эксплуатацию не применяются. Наклейка рулонных материалов производится на битуме БН 70/30 или резинобитумной мастике БРМ.

8. Новые гидрорубероидные материалы улучшенного качества — полимерные пленки из ПЭНП, ПВХ и бутилкаучука, полимербитумные утолщенные (армобитэп, эластобит) — позволяют выполнить покрытие в два слоя, а утолщенные из ПЭ и ПВХ со сваркой стыков — даже в один слой. Во многих случаях используется асфальт. Асфальтовая штукатурная гидрорубероидная, выполняемая горячим способом, представляет собой водонепроницаемое, пластичное и высокопрочное покрытие толщиной 25 мм, состоящее из нескольких слоев

асфальтового раствора. Эта гидроизоляция отличается высокой прочностью при статических и динамических нагрузках, а также химической стойкостью. Важным преимуществом такой гидроизоляции является возможность ее пластификации полимерными добавками и армирования стеклосетками, благодаря чему можно защищать железобетонные конструкции. Для нанесения битума существуют специальные насосные битумные установки типа СП-216.

6.8. КОНТРОЛЬ ГЕРМЕТИЧНОСТИ ЭКРАНОВ ОСНОВАНИЯ ШТАБЕЛЯ

Экология технологического процесса и безопасность при КВ зависят прежде всего от качества противофильтрационных экранов основания и изоляции поверхности штабеля. Контроль качества герметичности экрана является важным мероприятием и осуществляется как во время строительства основания штабеля, так и при выщелачивании. В зависимости от места размещения штабеля, географических, геологических и гидрогеологических условий данной территории, конструкции основания и противофильтрационного экрана герметичность последнего контролируют различными способами.

Для определения утечек технологических растворов через основание штабеля в процессе его эксплуатации при строительстве основания под экран укладывают дренажные трубы диаметром не более 50 мм и расстоянием между ними не менее 2 м с выводом их за пределы штабеля. При появлении в дренажной системе растворов определяется состав и количество перетекающих через экран растворов, и по этим показателям намечаются меры по ликвидации утечки.

Герметичность двухслойных экранов при применении гидрозавес определяют по падению давления в напорном входном патрубке или по увеличению расхода воды, поступающей в дренажный слой экрана. Контроль герметичности двухслойных экранов без гидрозавес и однослойных экранов можно производить также с применением электрических датчиков. Последние фиксируют изменение электропроводности грунта как материала под экраном оснований, давая сигнал о наличии протечек растворов. Возможно применение солемера — прибора, автоматически измеряющего и записывающего соледержание среды. Диапазон его измерений весьма велик (от 0,025 до 250 г/л). Датчики этих приборов устанавливают под экраном или между ними (при двухслойных экранах) по прямоугольной сети с выводом электрокабеля датчиков на вторичный прибор. Сеть расположения датчиков определяется площадью основания, типом экрана и затратами на контроль.

При площади основания до 2000 м² датчики размещают по сети 5×5 м, до 10 000 м² — 10×10 м и свыше 10 000 м² — 20×20 м или 50×50 м. Метод контроля с применением датчиков дает только качественную характеристику, при этом можно определить, в каком месте основа-

ния происходит утечка. Количественную оценку протечек осуществлять в настоящее время трудно.

Определение утечек растворов через основание в подстилающие породы и миграции этих растворов осуществляют путем отбора проб жидкости, поступающей в колодцы, сооружаемые вблизи основания штабеля по его периметру. Колодцы закладывают на глубину ниже основания штабеля на 0,3–0,5 м. Диаметр колодца выбирают исходя из габаритов пробоотборника.

При неглубоком залегании грунтовых вод (до 5 м) от поверхности контроль утечки растворов в подземные воды осуществляют путем отбора проб вод на химанализ из наблюдательных скважин, сооружаемых в направлении потока подземных вод от места нахождения штабеля. Скважины располагают на расстоянии 5–20 м от границы основания. Конструкция скважин определяется глубиной залегания подземных вод, составом грунтов, методом отбора проб и химическим составом пробы. Наиболее рациональна одноколонная конструкция с фильтром в нижней части и внутренним диаметром не более 100 мм.

6.9. ПРИМЕРЫ СООРУЖЕНИЯ ОСНОВАНИЙ ПЛОЩАДОК НА ПОЛИГОНАХ КВ

Рассмотрим характеристики оснований площадок на полигонах КВ.

Экран основания площадки компании "Ньюмонт" состоит из уплотненного глинистого слоя, покрытого пленкой ВППЭ толщиной 2 мм. Для улучшения дренажа на пленку уложены перфорированные пластиковые трубы диаметром 100 мм. Над ними помещен слой мелкого гравия высотой 0,6 м.

На руднике "Ортиз" площадка КВ выполнена из высокосортного асфальта толщиной 180 мм, из которых 50 мм приходится на гидрозащитный непроницаемый асфальт, между ними проложена резиновая мембрана.

Под основание площадки КВ на полигоне "Зортман-Ландаски" используют уплотняемый отвальный продукт переработки высотой 1,5 м. Общий уклон площадки 2:1, в нижней части предусмотрена траншея. На уплотняемый слой отсыпают мелкую породу, на которую помещают слой (30 см) уплотненной непроницаемой бентонитовой глины, специально добываемой из рудника в 16 км от площадки КВ. Поверх бентонитовой глины размещают пленку из ПВХ толщиной 30 мил (1 мил = 25,4 мкм), которая в свою очередь защищена слоем хвостов высотой 43–45 см. Применение пленки обусловлено тем, что исследования показали значительную сорбцию золота органической составляющей глин – до 15 унц/т (короткую).

Площадки полигона "Раунд Маунтин" сооружены с основанием из асфальта толщиной 178 мм. Перед загрузкой руды основание по-

крывают слоем негабаритного материала для защиты асфальта от тяжелых погрузочных машин и улучшения дренажа.

Основание площадки полигона "Месквит", на которой осуществляется КВ, состоит из ПВХ пленки толщиной 1 мм, уложенной поверх сортированной и уплотненной естественной породы. Уплотненное основание включает небольшой прослой тонкоотсеянного материала, расположенного ниже прокладки. Дополнительная защита прокладки обеспечивается геотекстильной тканью ($0,5 \text{ кг/м}^2$), помещенной поверх ПВХ пленки. Дренажное решение возрастает в присутствии геотекстиля и сети щелевых дренажных труб диаметром 775 мм, связанных с магистральными дренами шириной 200 мм. Площадки дамбового выщелачивания (ДВ) состоят из тех же элементов. Однако для защиты покрытия от воздействия крупных недробленных кусков при их отсыпке на него укладывают слой дробленой руды мощностью 1,75 м.

Основание штабеля на полигоне "Уитней Крик" представляет собой ПВХ пленку толщиной 20 мил, размещенную между двумя грунтовыми слоями — в 15 см внизу и в 30 мм вверху. На верхний слой грунта насыпается еще слой высотой 30 мм мелкого гравия, который обеспечивает хорошую фильтрацию и защищает основание от больших кусков рудного материала.

Вертикальный разрез основания (сверху вниз) на полигоне "Хоуп Брук" представляет собой чередование следующих этажей: 1 — руда (-12 мм); 2 — гравий (+6 мм, высота 100 мм); 3 — промытый песок (-6 мм в три слоя по 75 мм каждый, уплотненный); 4 — прокладка из ПЭВП — 40 мил (на сварке для получения сплошного покрытия); 5 — непромытый песок (-6 мм в три слоя по 100 мм каждый, уплотненный).

Из основания площадки полигона "Маунт Лейшон" удаляют камни, насыпают минимальный слой песка, утрамбовывают и затем укладывают непроницаемую мембрану из ПЭВП толщиной 1 мм. Для предотвращения утечки растворов с площадки под мембраной располагают дренажи, покрытые геотекстилем.

Уклон площадки полигона "Космо Хаулей" составляет 5 %, она покрыта мембраной из ПВХ толщиной 0,5 мм, уложенной между двумя слоями песка, высота каждого слоя 150 мм. Песок разгружали и разравнивали на пластиковой мембране с помощью соответственно вагонеток и грейдера.

Подготовка площадки на полигоне "Марвел Лоу" состояла в удалении верхнего слоя почвы, выравнивании, если это требовалось, и уплотнении каолинистого материала с последующим осмотром и вывозом корней, обломков пород, сучьев. Затем укладывали слой ПВХ толщиной 0,46 мм, склеивали и закрепляли. На пленку ПВХ по всей поверхности укладывали слой нетканого геотекстиля. На поверхность площадки в верхней и нижней части склона помещали перфорированные дренажные трубы диаметром 65 мм. На участках, где предполагалось движение транспорта, конвейеров, погрузчиков и т.д., укладывали слой дробленой или просеянной руды слоем 300—400 мм.

Площадка КВ полигона "Ред Доум" – битумная, сооружена с применением 3-х сортов битума; представляет собой непроницаемый участок толщиной 176 мм, способный выдержать 85-тонные вагонетки-опрокидыватели и штабель высотой 5 м. В 1988 г. здесь впервые в Австралии начали испытания площадок, покрытых ПЭВП.

Штабели полигона "Эл Хуссо" сооружают на склонах. С целью обеспечения хорошей адгезии штабеля с поверхностью земли под его основание укладывают геотекстиль. Таким образом, основание штабеля состоит из 3-х слоев: нижний – геотекстиль, средний – пленка полиэтилена, верхний – геотекстиль (не считая природных компонентов).

Площадка КВ на полигоне "Мурунтау" представляет "сплошной" пирог, составленный из целого ряда чередующихся материалов (снизу вверх):

- подготовленный или привезенный грунт;
- почвенное утрамбованное покрытие высотой 300 мм;
- синтетическое покрытие;
- защитное покрытие (мелкозернистый материал) высотой 300 мм;
- внешнее покрытие (крупный материал), служащее для дренажа растворов. В этом слое размещены дренажные коллекторные трубы диаметром 10 мм на расстоянии 15 м друг от друга.

7.1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Сооружение штабелей является одной из наиболее ответственных и решающих операций, определяющих конечный результат КВ.

Несовершенные методы сооружения штабеля приводят к созданию зон уплотненной руды, вызывают высокую степень сегрегации материала, обуславливая весьма низкое и медленное извлечение золота.

Штабель является одной из важных составляющих общей конструкции КВ рудной массы, включающей следующие элементы: основание с противofильтрационным экраном, систему орошения с подачей растворов выщелачивания на рудную массу, систему дренажа для вывода и сброса продуктивных растворов.

Технико-экономические показатели КВ зависят от множества факторов, в том числе от объема и геометрической формы штабеля.

В практике широкое использование нашли штабели в виде усеченных пирамид с прямоугольным, квадратным и трапециевидальным основанием. Отсыпка таких штабелей технологически более проста, что позволяет сооружать штабели больших размеров и объемов.

Возможно формирование штабеля в виде усеченной пирамиды с призмой в нижней части, однако для этого необходимо, чтобы основание штабеля и нижняя его часть находились в прямоугольном котловане или траншее.

В реальных условиях выдержать правильные геометрические формы штабеля практически невозможно; они в основном диктуются топографией места заложения основания. Поэтому параметры нижнего основания могут быть самой различной конфигурации.

Если позволяет местность, то в зависимости от условий и масштабов работ по расположению штабели могут быть единичными, коллективно-изолированными и т.д. и различаться по форме — отношению длины штабеля к его ширине ($K = L:B$, где L — длина штабеля, B — ширина штабеля).

При $K = 1$ основание штабеля представляет собой квадрат, при $K > 1$ основание имеет форму прямоугольника.

В зависимости от геометрической формы штабеля отсыпку можно производить различными способами с применением разных механизмов.

Способы сооружения штабеля влияют на эффективность извлечения металлов и дренирование растворов. Сооружаемые штабели

должны быть гомогенными для потока орошающих растворов, чтобы обеспечить их быструю фильтрацию и дренаж, наилучший контакт со всей массой руды и ввод максимального количества кислорода в поровое пространство.

Практикуется сооружение штабелей в один или несколько слоев (этажей). Конечная высота штабелей зависит от прочности фундамента, основания, изоляции, топографии, физических и химических свойств руды. Высота отдельного слоя зависит от характеристик руды и типа оборудования, применяемого при сооружении штабеля.

Варианты сооружения штабелей включают укладку конвейерами или укладчиками, отсыпку самосвалами, погрузчиками, перемещение бульдозерами. Для сохранения пористости и фильтрационных характеристик штабеля необходимо учитывать прочность руды и в связи с этим выбирать способ отсыпки. Перемещение техники по поверхности штабеля приводит к изменению и уплотнению руды на поверхности, создавая зону пониженной проницаемости. Обычно это устраняется рыхлением поверхности штабеля после завершения отсыпки или же применением способов отсыпки с минимальным движением техники и уплотнением.

Если штабель сооружают путем сбрасывания руды на основание, следует оценивать прочность изоляции и сопротивляемость ударам. Обычно на изоляцию отсыпают до формирования штабеля защитный слой руды и дренажного материала.

Для максимального использования поверхности штабеля его краевые скаты обычно сооружают под углом естественного откоса. Для штабелей с несколькими слоями или со значительной высотой наружные склоны по углам естественного откоса могут не обеспечить требуемой устойчивости или быть подвержены эрозии. В этих случаях может потребоваться система уступов для уменьшения общего уклона внешних склонов.

Основная задача оптимального сооружения штабеля – обеспечить максимальную однородность по фильтрационным характеристикам как по горизонтали, так и по вертикали. Канализование растворов в штабеле приводит к неравномерному распределению растворов, что, в свою очередь, ведет к неполному извлечению металла из руды.

На основе практического опыта можно выделить три метода сооружения штабелей КВ, выбор которых зависит от физико-механических характеристик руд.

7.2. ПЕРВЫЙ МЕТОД СТРОИТЕЛЬСТВА ШТАБЕЛЕЙ

Первый метод строительства штабелей – сооружение штабелей из несортированной руды, когда материал поступает прямо с рудника. Используется только для руд высококремнистого состава, которые не образуют большого количества рудной мелочи даже при движении по кровле штабеля трактора или бульдозера. Это один из широ-

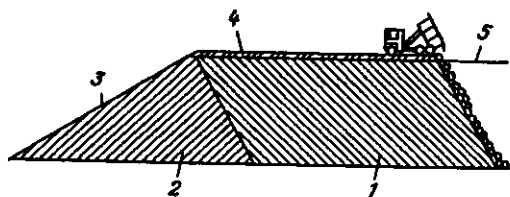


Рис. 7.1. Сооружение штабеля "от рудника" с применением самосвальной отсыпки:
1 — руда; 2 — пустая порода; 3 — рампа; 4 — подъездная дорога; 5 — конечная высота штабеля

ко применяемых методов отсыпки штабелей КВ, который не потерял значимости и в настоящее время.

Типичная конструкция штабеля предусматривает сооружение оконтуривающей рампы для обеспечения доступа к одной из сторон штабеля, для чего использует-

ся пустая порода (рис. 7.1). Высота рампы равна высоте первого слоя руды. Устраивают узкую дорогу, по которой самосвалы подвозят руду. Отсыпку можно производить "от себя" или же "к себе". По мере готовности поверхности загрузки для ее выравнивания используют трактор или бульдозер. Выравнивание сопровождается глубоким рыхлением руды. Для ограничения уплотнения поверхности штабеля самосвалы движутся по ограниченному узкому пути.

Для рассматриваемого метода возможно разнообразное сочетание работы механизмов при отсыпке штабеля:

- **самосвал — бульдозер.** Этот вариант был рассмотрен выше. При высоте штабеля более 2 м для работы бульдозера, особенно при завершении отсыпки штабеля, требуется строительство подъездных путей (вспомогательной дамбы с уклоном не более 22°). Недостаток такой схемы — уплотнение рудной массы и некоторое дополнительное дробление;

- **самосвалы.** Отсыпка штабеля только самосвалами возможна при высоте рудной массы не более 1,3 м. Планировка верхнего основания производится при этом вручную, а при большой площади штабеля — скрепером;

- **самосвал — экскаватор.** После отсыпки ленты штабеля высотой до 1 м самосвалами последние разгружают руду на приемную площадку, а с площадки руда перегружается экскаваторами поверх первого слоя до проектной высоты. Затем таким же способом формируют следующие ленты штабеля. Вместо экскаваторов можно использовать грейферные погрузчики. Грузоподъемным устройством грейферных погрузчиков являются авто- и кабельные краны с грейферными лебедками, снабженными рабочим и несущим канатами. На рис. 7.2 приведена схема укладки защитного песчаного слоя на полиэтиленовую пленку;

- **самосвалы — фронтальные погрузчики — грейдер (бульдозер).** Время строительства штабеля определяется производительностью фронтального погрузчика. С помощью фронтального погрузчика можно отсыпать штабель высотой до 10 м и более. Работа грейдера или бульдозера заключается в распределении рудной массы по поверхности штабеля и планировке верхнего основания;

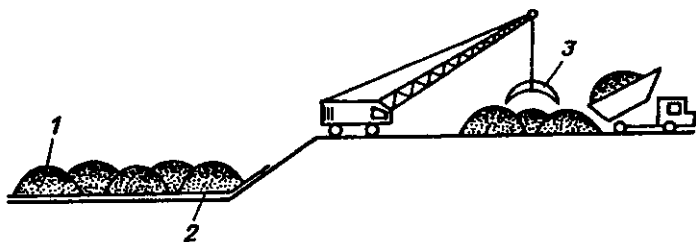


Рис. 7.2. Схема укладки защитного слоя с применением грейфера:
1 — песок; 2 — полиэтиленовая пленка; 3 — грейфер

- **дробилка — транспортер.** Дробилку устанавливают рядом с основанием штабеля и дробленую руду по транспортеру подают на штабель. Распределение рудной массы по площади штабеля осуществляют или перестановкой транспортера по длине штабеля, или с помощью скреперов;

- **скреперование.** Достоинство сооружения штабеля с помощью скрепера состоит в поддержании постоянной структуры рудного материала по всему массиву штабеля, т.е. отсутствует фактор переуплотнения и дополнительного дробления руды, привлекательны простота скреперования, небольшие энергозатраты. Недостатки схемы: трудоемкость, малая производительность, необходимость дополнительных монтажных операций по перемещению скреперов вдоль штабеля по мере загрузки.

При строительстве штабеля можно применять две технологические схемы скреперования. По первой схеме укладку рудной массы осуществляют по длинной стороне штабеля, по второй схеме — по короткой стороне с постоянным перемещением тягового блока и скреперной лебедки. В зависимости от места установки лебедки скреперование осуществляют либо по схеме "от себя", или же "на себя". Скреперная установка включает: лебедку (двух- или трехбарабанную), тяговый канат, крепежный блок и рабочий орган — скрепер.

7.3. ВТОРОЙ МЕТОД СТРОИТЕЛЬСТВА ШТАБЕЛЕЙ

Второй метод строительства штабелей используют в тех случаях, когда руда при механическом воздействии на нее может образовывать большое количество тонкого материала или когда руда уже агломерирована и требует весьма "нежного" с нею обращения. Схема обустройства этого метода сооружения штабеля показана на рис. 7.3. Сооружение штабеля обычно начинается с помещения на изоляцию из синтетики для защиты ее от воздействия последующей отсыпки слоя дробленой руды высотой 30—50 см. После укладки защитного слоя самосвалы заезжают на основание и сбрасывают рудную массу в виде небольших холмиков. Каждый последующий ряд холмиков отсыпается как можно ближе к ранее отсыпанным гудам,

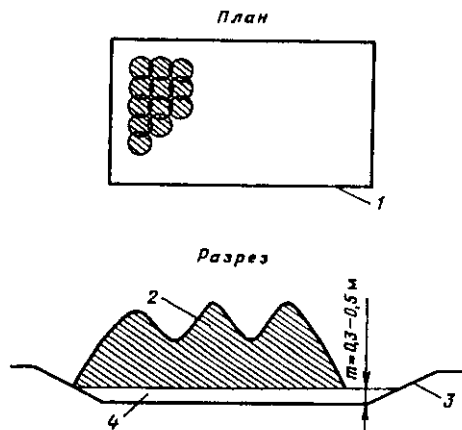


Рис. 7.3. Отсыпка штабелей с перекрытием конусов рудной массы:
 1 — периметр изоляции; 2 — отсыпанная руда; 3 — синтетическая изоляция; 4 — защитная изоляция

обеспечивающее плоское основание для следующего этажа. В этом случае необходимо возведение ramпы на высоту выщелоченного слоя; с нее производят выравнивание и разрыхление руды до начала отсыпки второго слоя. В результате этой отсыпки вновь образуется новая серия холмиков и впадин. Подобным же образом возводят и все последующие этажи.

При использовании для выравнивания бульдозера с увеличением высоты штабеля существует опасность снижения проницаемости через нижние слои; она особенно велика при легкой разрушаемости рудной массы, а также при предрасположенности последней к уплотнению. В этих случаях рекомендуется отказаться от выравнивания штабеля перед отсыпкой следующего слоя. В большинстве случаев выравнивание приводит к снижению степени извлечения, что крайне отрицательно сказывается на экономике процесса.

Вариантом отсыпки гудами является выгрузка руды на край штабеля и последующая укладка ее с помощью фронтального укладчика. По сравнению с ранее рассмотренными этот вариант позволяет получать большую высоту штабеля (до 4,3 м против 2 м). Достигается также более ровная поверхность. Недостатки варианта — наличие большого числа операций с рудой, ведущих к ее разрушению и сегрегации. Если же руда устойчива к повышенному физическому воздействию, этот метод зачастую предпочтительнее, требует меньшего времени на сооружение штабеля большей высоты.

создавая их частичное перекрытие. Груды обычно имеют высоту около 2 м. По окончании завоза руды верхняя поверхность представляет собой чередование холмиков и впадин. Этот метод характеризуется очень слабым воздействием на руду, поскольку не происходит уплотнения штабеля за счет перемещения по поверхности тяжелого оборудования.

Кучная отсыпка с выравниванием, являясь разновидностью рассмотренной выше схемы, предусматривает сооружение многоэтажного штабеля: после выщелачивания первого слоя производят выравнивание поверхности,

7.4. ТРЕТИЙ МЕТОД СТРОИТЕЛЬСТВА ШТАБЕЛЕЙ

Третий метод отсыпки штабеля – конвейерный. Укладка рудного материала с применением конвейеров является наиболее перспективной и получает все большее распространение на многих предприятиях КВ, вытесняя ранее описанные методы. Его основные преимущества: равномерность распределения руды по площади штабеля, исключение дополнительного дробления от тяжелой техники, задействованной на строительстве (бульдозеров, самосвалов и т.д.), высокая производительность отсыпки, достигающая 1000 м³/ч рудной массы и более. Поскольку эта система обеспечивает минимальное воздействие на руду, она охотнее всего используется для сооружения штабелей из дробленых и агломерированных руд и хвостов обогащения. Впервые система конвейерной укладки штабелей была освоена на руднике "Ортиз", где и было сконструировано специальное оборудование.

В настоящее время разработано множество разновидностей конвейерных систем. По одному варианту руду сначала разгружают из бункеров (в случае дробленых руд) или агломерационных барабанов (при агломерации руды) на главный конвейер – основной элемент конвейерной системы. С главного конвейера руду перемещают системой промежуточных зигзаговых конвейеров к радиальному рычаж-

Рис. 7.4. Начальная стадия конвейерной укладки:

1 – конус руды, размещенный по краям площади; 2 – телескопический конвейер-укладчик; 3 – промежуточный секционный конвейер; 4 – основной конвейер; 5 – агломерационная установка или бункер для руды

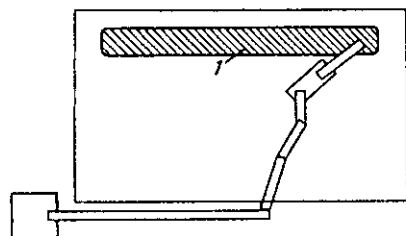
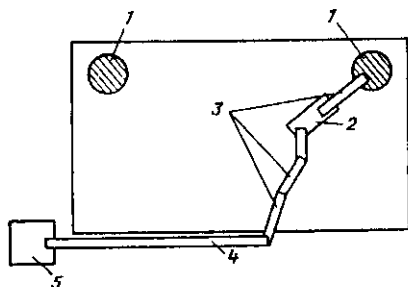


Рис. 7.5. Промежуточная стадия конвейерной укладки:

1 – руда образует гребни поперек площади

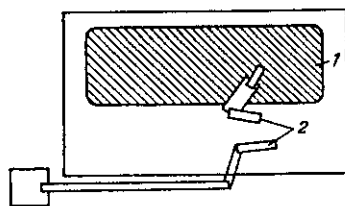


Рис. 7.6. Конечная стадия конвейерной укладки:

1 – стакерная зигзаговая отсыпка руды на площадку; 2 – промежуточный конвейер, готовый для перемещения

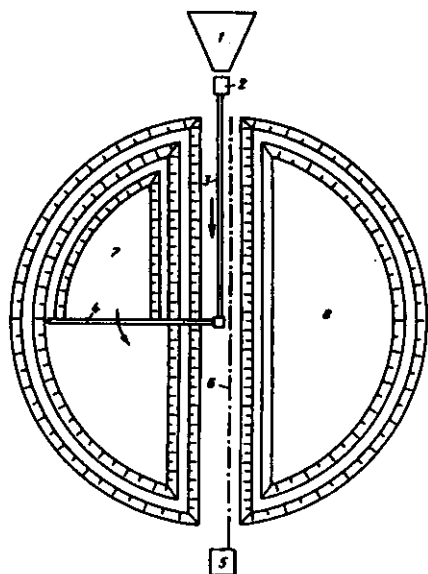


Рис. 7.7. Устройство для конвейерной укладки:

1 — склад руды; 2 — участок рудоподготовки; 3 — стационарный конвейер; 4 — вращающийся конвейер на гусеничном ходу; 5 — участок переработки растворов; 6 — трасса магистральных трубопроводов; 7, 8 — сформированная и эксплуатируемая части штабеля

Другой вариант конвейерной укладки эксплуатируют на руднике "Флорида Каньон" (шт. Невада). Система конвейеров на этом объекте транспортирует дробленую и агломерированную руду с рудника прямо на круглую площадку выщелачивания (рис. 7.7). Конвейерная система установлена на гусеничном ходу и вращается в центре штабеля. Система обладает преимуществом непрерывной укладки руды с контролируемой отсыпкой однородного по гранулометрическому составу штабеля.

Применительно к средним масштабам кучного выщелачивания отечественная промышленность выпускает серию конвейеров производительностью до 100 м³/ч (Орский завод строительных машин, Выксунский завод дробильно-размольного оборудования).

Ниже приводится техническая характеристика специальных конвейеров, выпускаемых Выксунским заводом ДРО.

Марка конвейера	СМД-151	СМД-152
Ширина ленты, мм	650	800
Расстояние между центрами барабанов, м	15	15

ному конвейеру-укладчику — стакеру (рис. 7.4). Укладчик самоходный и может перемещаться в разные стороны поворотом колес. Телескопическая секция в конце погрузчика повышает его подвижность в размещении рудной массы.

В типичном случае погрузчик сначала сооружает два конуса в углах основания. Конусы постепенно расширяют, пока они не сомкнутся. От края до края площадки образуется протяженный гребень руды установленной высоты слоя — 6 м (рис. 7.5). Затем укладчик размещает руду на площадке методом "зигзаг", постепенно расширяя гребень до полного заполнения (рис. 7.6). При нормальной работе укладчика получают почти ровную поверхность штабеля.

Когда укладчик движется назад "к себе" (т.е. штабель наращивается в направлении укладчика), секции промежуточных конвейеров постепенно выводятся из системы.

Производительность, м ³ /ч:		
при самостоятельном использовании	187	260
при работе в составе ПДСУ большой производительности	98	85
Скорость ленты, м/с	1,7	1,7
Высота разгрузки, м	4,5	4,5
Мощность двигателя, кВт	7,5	11
Габаритные размеры, мм, не более:		
длина	16 500	16 500
ширина	2800	2800
высота	6000	6000
Масса конвейера, т, не более	3,6	4

По техническому заданию ВНИИ химической технологии специалисты НПО ВНИИстройдормаш разработали конструкторскую документацию на комплекс оборудования для транспортирования и укладки в штабель горной массы для кучного выщелачивания. В состав комплекта входят (рис. 7.8): штабелеукладчик 1 — 1 шт.; конвейеры сочлененные 2 — 6 шт. (вариант I) и 4 шт. (вариант II); перегружатель 4 — 2 шт.; конвейеры удлинительные 5 — 11 шт. (вариант I) и 7 шт. (вариант II); конвейер магистральный 7 — 1 шт.

Характеристика штабелеукладчика

Расстояние между осями барабанов переменное, мм	12 000—15 000
Высота выгрузки горной породы при угле наклона 16°, мм	6500

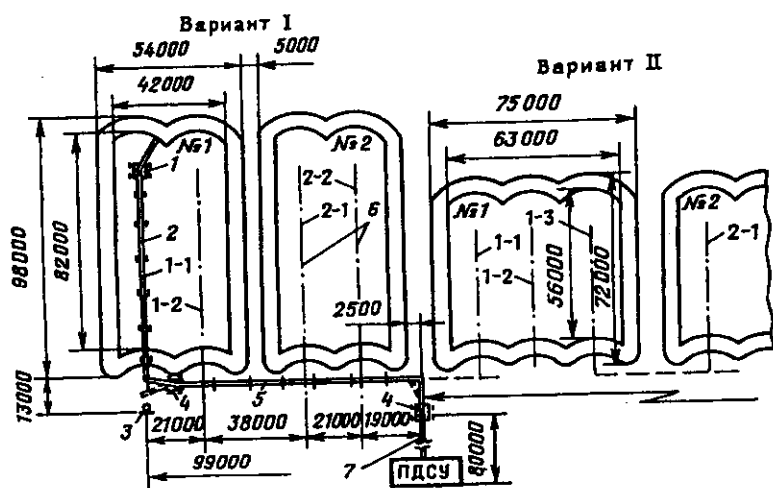


Рис. 7.8. Комплекс оборудования для транспортировки и укладки в штабель рудного материала конструкции ВНИИстройдормаша:

1 — штабелеукладчик; 2 — конвейеры — линии укладки; 3 — блок лебедки; 4 — перегружатель; 5 — конвейеры удлинительной линии; 6 — осевые линии укладки 1-1; 1-2; 1-3; 2-1 и т.п.; 7 — конвейер магистральный; ПДСУ — передвижная дробильно-сортировочная установка

Минимальная высота выгрузки, мм	500
Максимальный угол поворота стрелы, градус	75
Скорость, м/мин:	
подъема по концу стрелы	1
поворота по концу стрелы	1
перемещения укладчика с помощью собственной лебедки	0,1
Установленная мощность, кВт	30
Высота загрузки горной массы, мм	4000
Расстояние между опорными колесами, мм	6000

Характеристика конвейера, сочлененного и удлинительного на базе конвейера ТК-24

Расстояние между осями барабанов переменное, мм	14 000
Используемая длина конвейера, мм	13 000
Ширина ленты, мм	500
Производительность, т/ч, не более	112
Высота, мм:	
загрузки	1500
разгрузки	2000
разгрузки первого за укладчиком конвейера	4000
Скорость движения ленты, м/с	1,6
Мощность двигателя, кВт	4
Масса конвейера с дополнительной опорой, кг	1100
Ширина конвейера по опорным колесам, мм	1510

Характеристика перегружателя

Расстояние между центрами барабанов, мм	12 000—15 000
Зона перегрузки, мм	±6500
Высота, мм:	
загрузки	4000
выгрузки	4000—2000
Ширина ленты, мм	650
Угол поворота стрелы, градус	±75
Установленная мощность, кВт	25

Характеристика магистрального конвейера ТК-25*

Расстояние между центрами барабанов, мм	80 000
Ширина ленты, мм	650
Скорость движения ленты, м/с	1,5
Номинальная производительность, т/ч	2700
Установленная мощность, кВт	22
Высота разгрузки, мм, не более	18000
Масса, кг	7200
Угол поворота стрелы, градус	±75

* Конвейер ТК-25 может быть заменен шестью конвейерами ТК-24.

Рудная масса от дробильно-сортировочной установки или склада (см. рис. 7.8) гранулированного материала подается на магистральный конвейер ТК-25 7 длиной 80 м. Высота установки приводной станции ТК-25 обеспечивает подачу рудного материала в загрузочную воронку перегружателя 4, который направляет материал в приемную воронку первого по ходу движения материала конвейера

ТК-24 линии удлинительных конвейеров. Количество конвейеров 5 и длина удлинительной линии определяется размерами и числом штабелей. На схеме рассмотрены два варианта штабелей с размерами по верхнему контуру: 82×42 м — вариант I и 56×63 м — вариант II, при их объеме около 25 000 м³. Штабели имеют фигурную форму, получаемую в результате укладки горной массы по окружности поворота стрелы штабелеукладчика / . Прямоугольная форма может быть получена при отсыпке по торцевым сторонам по прямой линии, тогда контуры штабеля примут прямоугольную форму.

Штабель по I варианту формируется за два прохода штабелеукладчика, а по II варианту — за три прохода. Соответственно расстояние от магистрального конвейера до сочлененных конвейеров первого прохода штабелеукладчика составляет 99 и 131 м.

Размеры удлинительных линий при соответствующих номерах проходов штабелеукладчика приведены ниже.

Номер варианта	I					
	№ 1		№ 2			
Номер штабеля						
Номер линии укладки	1-1		1-2	2-1		2-2
Длина конвейеров до перегружателя № 2, м	87		49	28		7
Число конвейеров ТК-24	7		4	2		1
Компенсируемая длина перегружателя, м	-4		-3	+2		-6

Номер варианта	II					
	№ 1		№ 2			
Номер штабеля						
Номер линии укладки	2-3	2-2	2-1	1-3	1-2	1-1
Длина конвейеров до перегружателя № 2, м	129	108	87	49	28	7
Число конвейеров ТК-24	10	8	7	4	2	1
Компенсируемая длина перегружателя, м	-1	+4	-4	-3	+2	-6

Применение конвейеров ТК-24 с рабочей длиной 13 м позволяет формировать длину линии удлинительных конвейеров, кратную 13. Соответственно компенсирующее устройство — перегружатель № 1 — обеспечивает перегрузку горной массы при смещении загрузочной воронки на расстояние 6,5 м от продольной оси перегружателя.

Горную массу с помощью цепочки удлинительных конвейеров подают на перегружатель № 2, который доставляет ее в линию укладки сочлененных конвейеров со штабелеукладчиком. Линия укладки состоит из 6 или 4 сопряженных конвейеров ТК-24 соответственно по вариантам I и II.

Шаг перемещения линии укладки принимают трехметровым, равным ходу телескопической стрелы укладчика. При последующих перемещениях линии укладки, когда суммарная величина перемещения становится более 13 м, проводят отсоединение одного из конвейеров. Эта операция повторяется до полного отсоединения всех конвейеров. На заключительном этапе подача горной массы проис-

ходит непосредственно в штабелеукладчик. После отработки укладчика на первой линии укладки 1—1 количество удлинительных конвейеров сокращается, а оставшиеся конвейеры передвигаются, и перегружатель № 1 поворачивается к новому положению загрузочной воронки приемного конвейера.

Основные показатели работы описанного комплекса:

Годовая производительность, т/год, не менее	250 000
Часовая производительность, т/ч, не менее	50
Число штабелей, укладываемых в год	4—5
Объем штабеля, тыс. т	40—45
Размеры штабеля, м, не менее:	
высота	6
ширина	20
длина	50
Чистое время укладки рудной массы в штабель, ч, около	800

Как уже отмечалось, в качестве базовых узлов комплекса приняты конвейеры ТК-25 и ТК-24, выпускаемые Орским заводом строительных машин. В связи с этим изготовление комплекса по документации НПО ВНИИСтройдормаш возможно на этом заводе.

7.5. ВЛИЯНИЕ ВЫСОТЫ ШТАБЕЛЯ НА ПРОЦЕСС КВ

Высота штабеля является одним из основных параметров его геометрической формы, который можно регулировать. От высоты рудной массы при КВ зависят размеры занимаемых площадей, объемы переработки и организация работ, а следовательно, и конечная эффективность процесса.

Высота, как один из параметров штабеля, наряду с производительностью и содержанием золота в перерабатываемых рудах, за последние два десятилетия подверглась существенной корректировке. Первые штабеля, выщелачиваемые способом КВ, имели высоту 2—5 м в зависимости от количества глинистых тонкозернистых составляющих в руде. В настоящее время, как указывалось ранее, высота отсыпной горной массы достигает 40—60 м. Получили распространение многоэтажные штабеля, когда выщелачивание осуществляется последовательно слой за слоем; обычно этот метод практикуется для руд забойной крупности. Применение послойного выщелачивания часто связано с устройством штабелей в каньонах или небольших долинах и иногда обозначается как "дамбовое выщелачивание".

При выборе высоты штабеля необходимо руководствоваться следующими положениями:

- с увеличением высоты укладываемой рудной массы организация процесса экономичнее из-за исключения подготовки новых площадей, насосного хозяйства, систем орошения и т.д.;

- большая масса руды, особенно при частичном окислении сульфидных минералов, позволяет поддерживать внутри штабеля более высокую температуру, что во всех случаях благоприятно сказывается

ся как на кинетике процесса, так и возможности проведения процесса в зимних условиях.

К отрицательным факторам сооружения высоких штабелей можно отнести:

- снижение фильтрационной способности отсыпанной рудной массы;
- большую вероятность возникновения каналаобразования;
- большую уплотняемость штабеля, особенно в нижней зоне штабеля.

Недостатком отработки высоких штабелей является некоторое снижение степени извлечения полезного компонента по сравнению с обработкой тех же руд в условиях малых высот.

7.6. ИЗОЛЯЦИЯ ПОВЕРХНОСТИ ШТАБЕЛЯ

Верхняя площадка и боковые стороны штабеля (откосы) подлежат изоляции с целью предупреждения испарения растворов выщелачивания, стекания практически исходных растворов по поверхности боковых стенок и ликвидации непрорабатываемых приповерхностных участков. Изоляцию откосов осуществляют с помощью защитного грунтового слоя, пленочных покрытий без защитного слоя и с защитным слоем.

Для покрытия откосов грунтом используют легкие суглинки и супеси, мелко- и тонкозернистый песок. Равномерность распределения грунта по откосам зависит от угла естественного откоса этой породы. При использовании для покрытия супесей и суглинков крутизна откосов штабеля увеличивается, а при защите боковых стенок песком откосы становятся более пологими (рис. 7.9).

Пленочные покрытия являются наиболее простыми изоляционными материалами, однако при их использовании без внутреннего песчаного защитного слоя происходит их разрыв острыми гранями кусков руды. Для предохранения пленки от повреждения штабель предварительно укрывают рубероидом, стеклотканью и резинотканевыми материалами. От срыва пленки ветром снаружи ее фиксируют рейками или досками. Устойчивость откоса, имеющего пленочное противофильтрационное устройство и грунтовый защитный слой, следует дополнительно проверять для случаев сдвига грунта защитного слоя по полиэтиленовому элементу. При этом учитывают угол наклона напорной грани (пленочного элемента) к горизонту, допускаемый коэффициент запаса устойчивости грунта, коэффициент трения материала защитного слоя по полиэтиленовой пленке.

Изоляцию откосов и верхнего основания штабеля производят после завершения его отсыпки. При изоляции грунтом (песком) вначале осуществляют обваловку нижней части штабеля, а затем с верхнего основания бульдозером сдвигают привозимую породу на откос до полного его закрытия. Покрытие тканепленочными рулонными материалами производят с применением автотранов со стрелой, длина которой превышает высоту штабеля в 1,5 раза.

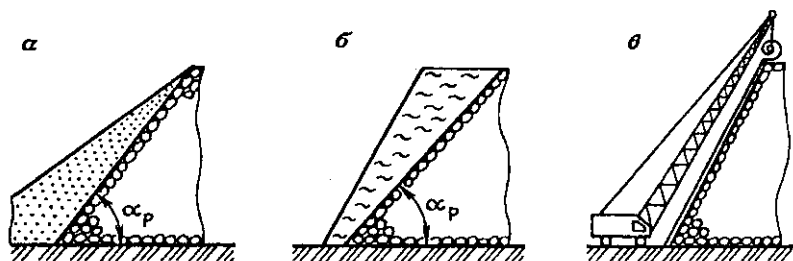


Рис. 7.9. Изоляция откосов штабеля:

a — вариант защиты боковых стенок песком; *b* — вариант защиты боковых стенок супесями и суглинками; *v* — защита боковых стенок тканепленочными рулонными материалами; α_p — угол естественного откоса рудного материала

Т а б л и ц а 7.2

Параметры, позволяющие сформировать откосы штабелей

Порода	Плотность сухо-го грунта, т/м ³	Угол естествен-ного откоса, градус
Песок:		
мелкозернистый	1,4	20
среднезернистый	1,4	25
крупнозернистый	1,4	27
Гравий, щебень	1,6	30
Дробленая порода класса:		
до 50 мм	1,7	30–35
до 100 мм	1,7	30–35
до 200 мм	1,7	30–35
Суглинок	1,45–1,8	38
Глина	1,6–2,2	45

Формирование откосов штабелей производят исходя из угла естественного откоса насыпаемой породы или рудной массы, используя данные табл. 7.2. Если при сооружении штабеля производят обваловку откосов песком и экранирующим грунтом, то учитывают также угол естественного откоса отсыпанного грунта с целью удержания его на плоскостях откосов штабеля.

7.7. О ВОЗМОЖНОСТИ РАЗРУШЕНИЯ ШТАБЕЛЯ

Наиболее серьезной проблемой, которая может быть при КВ, является катастрофическое разрушение штабеля. Разрушение может произойти, когда тонкозернистый (тонкодробленый) материал, подвергаемый выщелачиванию, становится водонасыщенным и обрушивается за счет сил сдвига.

Когда велика возможность подвижек и соскальзывания штабеля, рассчитывается устойчивость откосов. Возможность подвижки существует, когда штабели покоятся на слабом фундаменте, располага-

ются на крутом склоне значительной высоты или же имеют высокий уровень зон насыщения. Устойчивость часто достигается простым выравниванием площадки до отсыпки штабеля.

При выборе конфигурации штабеля, площадки и коллекторной системы следует производить анализ их устойчивости. Оценка устойчивости откосов обычно включает проведение разрезов через штабель, определение участков вероятных разрушений и расчет фактора безопасности в этом месте. Грамотная оценка устойчивости откосов требует тщательного выбора наиболее опасных участков, а также технически корректного метода расчета фактора безопасности.

За рубежом предложен ряд методов расчета фактора безопасности. Все они базируются на выделении площадей вероятного разрушения в срезах и расчете сил, действующих в их пределах. Фактор безопасности есть отношение суммы сил сопротивления или моментов его к сумме разрушающих сил или их моментов. Важнейший параметр в этих расчетах — сила сдвига или сопротивление материалов трению. Минимальный приемлемый фактор безопасности для устойчивости штабелей КВ изменяется от 1 до 1,5. Сила сдвига определяется свойствами используемого материала.

Другой причиной возможного разрушения штабеля или его части может стать недостаточно продуманная и подготовленная операция по взрыванию частично выщелоченного штабеля с целью повышения извлечения золота. Учитывая высокую стоимость золота, дополнительное извлечение при КВ даже 20 % (а сегодня недоизвлечение составляет до 50 %) может вполне окупить все затраты на проведение такого технического эксперимента.

Предполагается, что увеличение извлечения произойдет за счет того, что бурение и последующее взрывание позволят:

- улучшить трещинообразование;
- повысить проницаемость горной массы за счет образования новых путей фильтрации растворов выщелачивания, перераспределения тонких частиц в окружении более грубых и снижения степени уплотнения, создаваемого в период сооружения каждого этажа;
- усилить доступ кислорода, необходимого для эффективного выщелачивания.

Из опыта урановой промышленности известно, что такое "шевеление" блока рудной массы после наступления устойчивого снижения концентрации металла в выходных растворах позволяло повысить степень извлечения урана на 10–15 %. Условия проведения взрыва в блоке, зажато породами, и в отсыпанном штабеле, особенно многэтажном, — разные, поэтому во избежание создания аварийных ситуаций до проведения операций необходимо выполнить тщательные расчеты прочности сооружения при воздействии на него взрывом.

Глава 8. СИСТЕМЫ ОРОШЕНИЯ И ДРЕНАЖА РАСТВОРОВ

8.1. СИСТЕМА ОРОШЕНИЯ

Эта стадия по существу является завершающим этапом КВ, по ее результатам оценивают, насколько оптимально выполнены предыдущие операции (рудоподготовка, сооружение штабеля), правилен ли выбор технологических параметров выщелачивания.

Система орошения складывается из следующих элементов: оросительных устройств, размещаемых в штабеле, схемы орошения, режимов орошения и видов оросителей. Размещение оросительных устройств в соответствии с геометрическими параметрами штабеля охватывает большое разнообразие вариантов, зависящих от схем подачи, распределения и режимов орошения, величины и формы отсыпанной рудной массы, размеров кусков руды и других показателей (рис. 8.1).

Открытую укладку оросителей (трубопроводов, шлангов и емкостей) на верхнем основании штабеля применяют чаще в тех случаях, когда растворы выщелачивания, например при испарении, не оказывают отрицательного влияния на окружающую среду, работающий персонал и технику.

Закрытая укладка оросителей более эффективна и безопасна при выщелачивании открытых штабелей, особенно большой высоты (более 4 м), а также при наращивании штабеля и последующей обработке второго и других этажей (ярусов). Особенно важна закрытая укладка при использовании цианидов.

При закрытом размещении систем орошения коллекторы стремятся изолировать инертным материалом (песком, грунтом, рудной массой), воздухо- и водонепроницаемой пленкой. Здесь исключается испарение растворителя и происходит более равномерное его распределение по всему объему штабеля. Геометрическое и пространственное расположение труб коллектора-оросителя может быть самым разнообразным (ярусное, рассредоточенное, горизонтальное, вертикальное).

Горизонтальное ярусное расположение труб коллектора-оросителя осуществляют, когда штабель обрабатывают и строят последовательными ярусами высотой по 3–5 м. В этом случае при последующей обработке второго яруса данная оросительная система может не демонтироваться и служить в качестве дренажного коллектора вто-

рого яруса. Рассредоточенная система оросителя может быть и вертикальной, и горизонтальной. Эта система формируется одновременно с отсыпкой всего объема штабеля. Вертикальные оросительные коллекторы в основном являются закачными (а при дренаже – откачными) скважинами. При большой высоте штабеля эти скважины удобнее сооружать с верхнего основания штабеля.

Орошение осуществляют обычно в следующих режимах: одновременное насыщение штабеля раствором (заводнение), непрерывное орошение и циклическое орошение.

Одновременное насыщение штабеля водой или другим иницирующим раствором выполняют только в первый момент отработки горной массы для сокращения расхода растворителя и интенсификации выщелачивания. Замачивание можно осуществлять как через систему орошения, так и поливом сверху через отдельные трубопроводы. **Постоянное орошение** заключается в равномерной (во времени и по объему) подаче растворителя на рудную массу. **Циклическое орошение** – процесс подачи растворителя с периодическими остановками. В период остановок подачи растворителя горная масса или отстаивается, или осуществляется подача другого раствора или воздуха (окислителя, нейтрализатора и т.д.).

Схемы орошения (подачи растворов) при выщелачивании – точечная подача, капельное орошение, равномерное разбрызгивание и прудковое смачивание.

Точечную подачу растворов осуществляют через отверстия в трубах, уложенных на расчетном расстоянии друг от друга, или через вертикально установленные патрубки, расположенные в шахматном порядке по площади орошаемой рудной массы. Недостатком такой схемы подачи является неравномерность проработки во времени отдельных участков штабеля, что требует пространственного смещения точек излива по мере эксплуатации штабеля. При точечном орошении производительность излива из каждой точки различ-

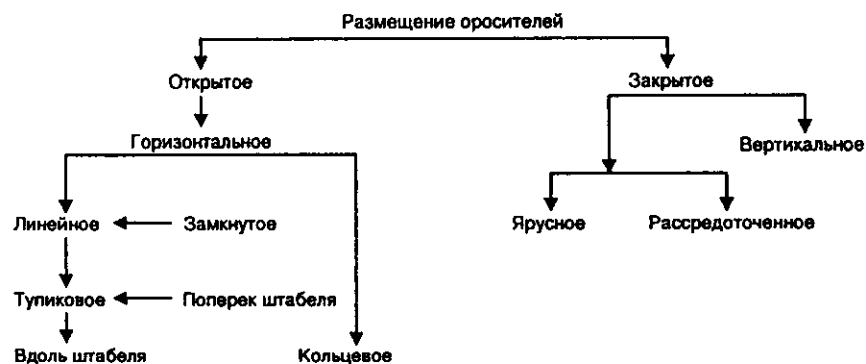


Рис. 8.1. Варианты размещения оросителей и их геометрическое расположение

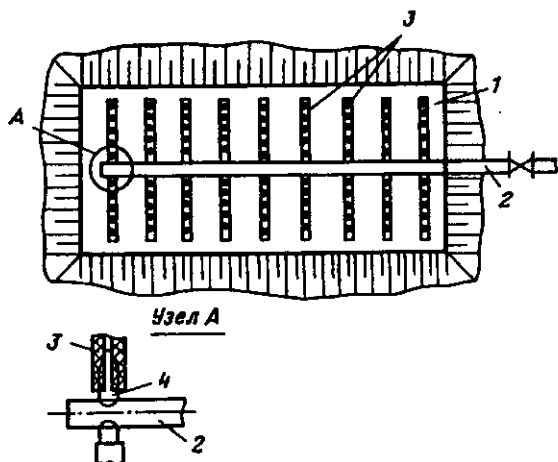


Рис. 8.2. Точечная схема орошения с применением труб:

1 — верхняя площадка штабеля; 2 — трубопровод; 3 — перфорированные полиэтиленовые шланги; 4 — штуцер

Орошение разбрызгиванием через форсунки при открытой системе размещения оросительных систем позволяет более полно охватить всю площадь штабеля. Форсунки устанавливают в трубопроводах порядно или в шахматном порядке. Работа форсунок требует избыточного давления в трубопроводе. Чем больше давление, тем больше площадь разбрызгивания и тем меньше плотность размещения форсунок.

Прудковое орошение при кучном выщелачивании осуществляют через оросительные полости (канавы, траншеи и прудки), сооруженные на верхнем основании штабеля или на его боковой поверхности. Оросительные полости периодически заполняются раствором, который дренирует по всей массе рудного штабеля.

Описанные ранее схемы орошения получили распространение в отечественной практике и показаны на рис. 8.3. Правильно подобранная система орошения призвана обеспечить максимальный контакт всей отсыпанной руды с выщелачивающим раствором, который после растворения золота должен быть транспортирован в прудок товарных растворов. Выбор системы орошения помимо установления оптимальной интенсивности орошения и ее поддержания в процессе отработки также предполагает исключение каналообразования и неравномерного орошения.

Необходимый для конкретной руды расход растворителя на орошение обычно определяют в процессе технологических испытаний, результаты которых и используют для составления проекта. На практике за рубежом для большинства руд благородных металлов интенсивности орошения поддерживают в пределах 1–6 мл/с·м². Эти

ная в связи с ее уменьшением по мере удаления точки от места нагнетания раствора — насосной станции (рис. 8.2).

Равномерность расходов подачи раствора в каждую точку достигается применением капельного орошения. Сущность этого способа состоит в применении капельных устройств, установленных по длине раствороподающих шлангов. При капельном орошении излив раствора осуществляется с минимальным расходом.

пределы обеспечивают оптимальную кинетику выщелачивания для большинства руд благородных металлов. В последние годы отмечают переход на более низкие интенсивности орошения.

Для распределения растворов выщелачивания обычно используют технологию и материалы, ранее разработанные для ирригационных работ в сельском хозяйстве. Поливинилхлоридные (ПВХ) или полиэтиленовые трубы относительно недорогие, легкие, простые в установке и демонтаже, коррозионно-стойкие. Оксид цинка и другие добавки совершенно исключают разрушение поливинилхлорида под действием солнечных лучей. Для постоянного соединения в качестве связки используют склеивание и винтовую резьбу. Запирающие устройства с резиновыми сальниками применяют для временных связок, которые могут быть быстро смонтированы и демонтированы.

Распределение раствора на штабеле осуществляется с помощью следующих устройств: вращающихся импульсных разбрызгивателей, распылителей Вобблера, погружных эмиттеров, работающих под давлением. Схемы двух типов разбрызгивателей показаны на рис. 8.4. Эти разбрызгиватели и погружные эмиттеры также выполнены из пластика, не подвержены коррозии и крайне дешевы.

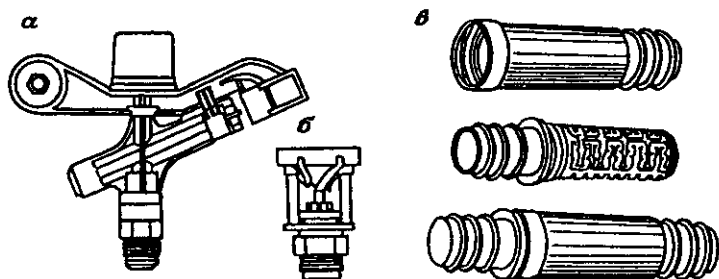


Рис. 8.4. Конструкции оросителей:

а — вращающийся импульсный; *б* — распылитель Вобблера; *в* — нагнетательный погружной эмиттер (сверху вниз: оболочка, сердечник, эмиттер в сборе)

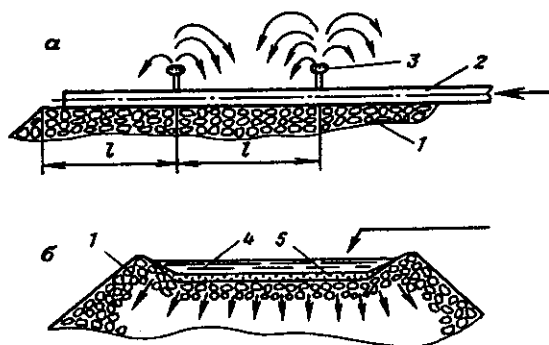


Рис. 8.3. Схемы орошения посредством разбрызгивания выщелачивающих растворов (*а*) и с применением прудка-накопителя (*б*):

1 — рудная масса; *2* — трубопровод; *3* — форсунка; *4* — выщелачивающий раствор; *5* — песчаный слой



Рис. 8.5. Неравномерное орошение раствором с помощью импульсных разбрызгивателей:

а — без перекрытия; б — излишнее (чрезмерное) перекрытие; в — оптимальное перекрытие

Разбрызгиватель обеспечивает орошение штабеля по окружности и требует на выходе давление в пределах 170–520 кПа. Интенсивность орошения при этом изменяется от 2 до 3 мл/с·м² и не может быть ниже этих значений. Это эквивалентно скорости перколяции $2 \cdot 10^{-3}$ – $3 \cdot 10^{-3}$ мм/с.

Интенсивность орошения в пределах распыляемой окружности достаточно равномерна, однако высоки потери за счет испарения, они достигают 33 % в условиях жаркого сухого климата.

Разбрызгиватели обычно устанавливаются по пятиточечной системе с расстоянием от 7 до 10 м таким образом, чтобы потоки перекрывали друг друга в пределах орошаемой окружности, причем это перекрытие может отсутствовать (раздельный поток) или быть чрезмерным, как это показано на рис. 8.5.

Разбрызгиватели для КВ золота и серебра нельзя применять в условиях холодного зимнего климата, так как возможно замерзание растворов.

Как отмечалось ранее, используют также методы прудкового орошения и виглеры, однако наиболее часто и успешно применяют системы Вобблера и погружные эмиттеры (нагнетательные распылители).

Несмотря на высокие потери на испарение, прудковое орошение используют на ряде рудников. При оценке возможности применения прудкового орошения помимо испарения следует учитывать свойства руды, его можно использовать лишь при наличии довольно низкой проницаемости штабеля, ограничивающей фильтрацию. Прудковое орошение противопоказано для очень пористой руды из-за быстрой фильтрации и связанного с этим подъема уровня растворов в пределах штабеля, что может привести к его неустойчивости.

При установке виглеров — трубок, вставляемых в отверстия системы оросительных труб, — равномерное распределение растворов достигается благодаря хаотическому раскачиванию ("вихлянию") этих трубок.

Вобблеры представляют собой эксцентричные разбрызгиватели вращательного типа, они нашли широкое применение в практике КВ, их поставляет компания "Сенингер Ирригейшн" (штат Флорида, США). Вобблеры производят орошение крупными каплями, вследствие этого уменьшается испарение, легко монтируются на стальных стояках не более 1,2 м над поверхностью. Вобблеры устанавливают в зависимости от требуемой плотности орошения при заданном давлении.

нии. Равномерность распределения выщелачивающих растворов достигается вобблерами с индифуальными регуляторами давления.

Выявленная технологическими исследованиями оптимальная плотность орошения требует выбора типа оросителя,

их правильного размещения и создания необходимого давления. Все эти параметры призваны обеспечить равную интенсивность орошения в пределах радиуса действия оросителей. Размещение разбрызгивателей следует начинать с площадей, расположенных по углам поверхности штабеля на расстоянии, обеспечивающем требуемое перекрытие. Во избежание разбрызгивания следует отступить от края. Затем устанавливают оросители в остальной части штабеля. Для получения требуемого извлечения для краевых частей штабеля используют повышенную плотность орошения,

Типичная система распределения растворов с помощью эмиттеров показана на рис. 8.6. На большинстве рудных штабелей эмиттеры и трубопроводы устанавливают таким образом, чтобы каждый эмиттер охватывал площадь около 1 м². Распределительная магистральная линия и погружной эмиттер, размещенные под небольшим слоем руды, показаны на рис. 8.7. В этом случае можно осуществлять обработку и в течение зимнего периода, что является достоинством метода.

Погружные эмиттеры позволяют поддерживать более широкие пределы скоростей орошения по сравнению с другими оросителями, это также является важным преимуществом. Необычно низкие интенсивности орошения могут быть получены посредством обратного дресселирования (сдавливания) линии распределения потока, которое уменьшает падение давления в каждом погружном эмиттере. Эта операция особенно полезна, когда цикл выщелачивания завершается и скорость извлечения золота из штабеля существенно уменьшается. Снижение скорости потока препятствует падению содержания золота в продуктивных растворах.

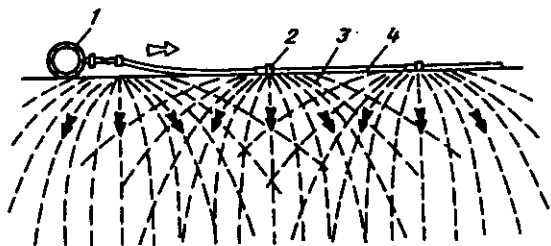


Рис. 8.6. Установка поверхностного орошения: 1 — магистральный поливинилхлоридный трубопровод; 2 — эмиттер; 3 — рудный слой; 4 — линия орошения

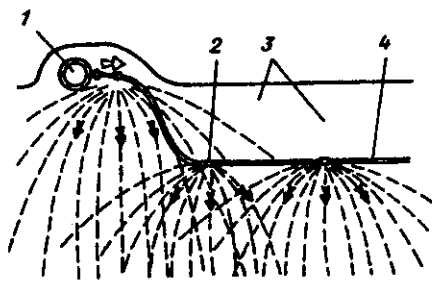


Рис. 8.7. Неглубоко захороненные погружные эмиттеры; обозначения см. рис. 8.6

Применяемые типы эмиттеров используют принцип турбулентного потока и соединяются линейно для обеспечения равномерного распределения растворов. При работе эмиттеров капельки воды проходят по извилистым каналам сердечника, теряя давление и медленно высачиваясь из них. Они требуют сравнительно низкого давления (от 15 до 140 кПа). Обычно эмиттеры погружают в руду на глубину 20–25 см, однако практикуется также установка их на верхнем основании штабеля. Оба варианта установки эмиттеров показаны на рис. 8.6 и 8.7. Основное преимущество использования эмиттеров, помимо приведенных ранее, заключается в том, что система обеспечивает непрерывное капание раствора с минимальной силой падения и тем самым препятствует перемещению зерен и каналообразованию. В результате такого орошения штабель смачивается по горизонтали и вертикали вследствие капиллярного эффекта. Таким образом, к преимуществам применения эмиттеров можно отнести следующие:

- возможность проведения работ в зимнее время;
- уменьшение потерь растворов на испарение;
- исключение разрушения поверхности;
- равномерность орошения;
- отсутствие каналообразования.

Главный недостаток использования эмиттеров состоит в возможности образования кальцита на путях фильтрации, по которым просачиваются растворы до выхода из штабеля. Таким образом, крайне важно предусмотреть качественную обработку растворов и очистку системы при эксплуатации.

Первый крупный опыт установки эмиттеров был проведен на руднике "Рочестер" (штат Невада, США). Система в течение двух лет опытной эксплуатации функционировала успешно с минимальным расходом времени на техническое обслуживание и круглогодичным выполнением работ. На руднике при КВ серебра использовали погружные эмиттеры. Отработку каждого нового штабеля начинали с орошения при высоких скоростях потока, для того чтобы получить быстрое насыщение рудной массы. Затем интенсивность орошения снижали до 0,7 мл /с·м². При наличии множества штабелей, находящихся на разных стадиях отработки, общая скорость потока раствора сохранялась практически постоянной. Осуществление принятой схемы орошения сократило общий поток растворов на руднике на 40 % при сохранении производительности по руде и добыче серебра.

Типичная схема распределения растворов с применением эмиттеров изображена на рис. 8.8.

На различных рудниках используют разнообразные схемы распределения растворов. Перед повторной отсыпкой руды на площадку или при закладке нового яруса трубопроводы из штабеля должны быть удалены. Пластиковые трубы небольшой массы диаметром ~100 мм могут быть вручную легко перемещены на новое место. Не-

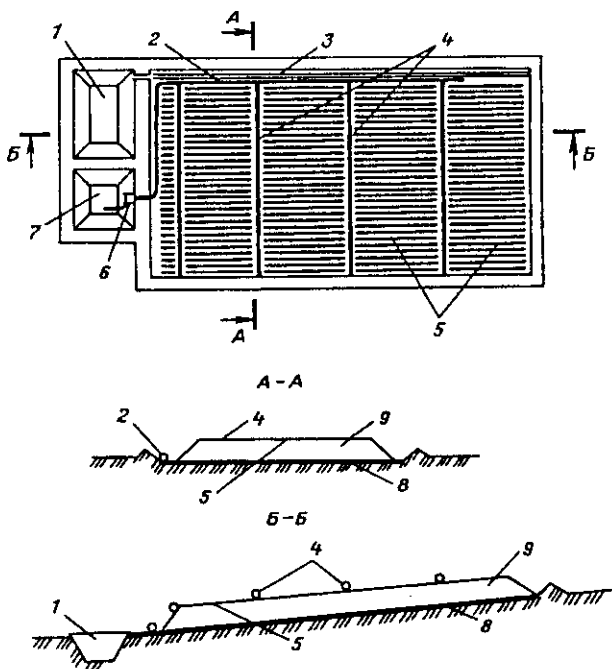


Рис. 8.8. Типичная схема распределения растворов с применением эмиттеров:
 1 и 7 — карты продуктивных и маточных растворов; 2 — магистральная труба; 3 —
 контур штабеля; 4 — разводящие трубы; 5 — линии орошения; 6 — насос и система
 фильтров; 8 — прокладка; 9 — руда

значительная масса в сочетании с коррозионной стойкостью, низкая стоимость и простота демонтажа делают пластиковые трубы идеальными для КВ. На руднике Зортман-Ландаски (штат Монтана, США) используют многоярусные штабели, содержащие руды забойной крупности. Через весь рудный штабель проходит вертикальная магистральная стальная труба. Сооружению каждого нового яруса предшествует удлинение стального стояка на 6 м. После отсылки нового яруса гибкие поливинилхлоридные трубы диаметром 50 мм с разбрызгивателями устанавливают на верхнем основании рудного яруса и соединяют со стальным стояком. Так как на руднике Зортман-Ландаски используют руду забойной крупности, полное извлечение металла осуществляют примерно за пять лет выщелачивания. Этот результат согласуется с диффузионно-экстракционной моделью, обычно присущей кинетике извлечения из крупнокусковой руды. Увеличение продолжительности цикла отработки без непрерывного орошения применяют для более старых штабелей, для того чтобы поддерживать соответствующее содержание золота в растворе по мере снижения количества получаемой продукции во времени.

8.2. СИСТЕМА ДРЕНАЖА

Дренажная система состоит из серии элементов для сбора растворов, прошедших через штабель, и транспортирования их под воздействием гравитации в карту продуктивных растворов. Кроме этого, она должна также поддерживать минимальную площадь зоны насыщения выше изоляции. Система сооружается таким образом, чтобы соответствовать общему потоку из штабеля при выщелачивании с учетом потока вод, возникающих при чрезвычайных атмосферных явлениях.

Обычно дренажная система в пределах штабеля состоит из коллекторной системы, размещаемой выше изоляции и состоящей из руды, если она хорошо проницаема, фильтрующего материала (гравий) и сборных трубок либо их комбинации. Рудные или гравийные дренажные системы во многих случаях служат также защитой для изоляции. Выбор дренажной системы внутри штабеля определяется уклоном площадки, проницаемостью руды и объемом растворов. Если руда проницаема по отношению к используемой плотности орошения, то она сама служит дренажом. Если руда недостаточно проницаема по отношению к применяемым объемам орошения и требуется уменьшить зону насыщения выше изоляции, то необходима более сложная коллекторная система.

Дренажная система снаружи штабеля должна пропускать растворы выщелачивания и потоки во время ливней. Открытые траншеи сооружаются, для того чтобы транспортировать потоки жидкостей без эрозии, разрыва изоляции или перелива.

Схемы дренажных систем взаимосвязаны со схемами орошения и определяются конструктивными параметрами штабеля и требуемыми технологическими показателями выщелачивания.

При КВ можно применять следующие схемы дренажных систем.

1. Дренаж (отвод продуктивных растворов) через песчано-гравийный слой, уложенный на гидроизоляционный экран штабеля. Такую схему можно использовать, когда штабель уложен на желобообразном и наклонном основании по его длинной стороне. Сток растворов через дренажный слой осуществляется в приемный зумпф или траншею, проведенную на границе штабеля. Приемная емкость имеет непроницаемые стенки и днище (рис. 8.9, а).

2. Отвод растворов через дренажные трубы, уложенные горизонтально на песчаной подушке основания штабеля. Ряды труб укладывают поперек или вдоль штабеля. Все трубы соединяют в сборный коллектор, по которому раствор отводят в приемную емкость (рис. 8.9, б).

В качестве дренажных систем могут быть использованы трубы и фильтры различных конструкций и из разных материалов. Наиболее распространены фильтры, выполненные из полимерных материалов. В частности, применяют щелевые фильтры, изготавливаемые из полиэтиленовых труб диаметром 110, 140, 160 и 210 мм с толщиной

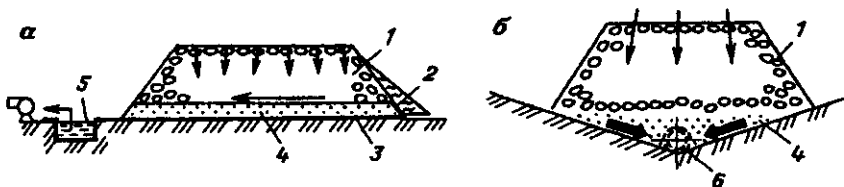


Рис. 8.9. Схемы дренажа технологических растворов с выводом растворов через дренажный слой (а) и отводом растворов через дренажную трубу (б):

1 — штабель рудной массы; 2 — ограждающая стойка; 3 — противодиффузионный экран; 4 — песчано-гравийный слой; 5 — приемный зумпф; 6 — перфорированная труба

стенки 18 мм, которые выпускают заводы Минатома РФ. Скважность таких фильтров — до 5 %, размер отверстий — 1,6 мм. Из таких же труб выполняют дисковые фильтры со скважностью от 9,2—11,4 % для трубы диаметром 110 мм и 12—18 % для трубы диаметром 180 мм; размер отверстия — 0,6 мм. Известны трубы с аксиальными фильтрами, фильтры с ориентированной намоткой.

3. Дренаж растворов в откачных скважинах через фильтры, установленные над изоляционным экраном штабеля. Из откачных скважин продуктивные растворы извлекают и подают в сборную емкость раствороподъемными устройствами (эрлифтами, насосами). Откачные дренажные скважины сооружают после отсыпки штабеля по прямоугольной сети или в шахматном порядке. Расстояние между скважинами зависит от высоты штабеля, его площади, схемы орошения и производительности оросительных систем.

Откачка растворов через скважины наиболее перспективна в условиях, когда штабель горной массы имеет большие габариты (площадь и высоту), а его отсыпку и эксплуатацию осуществляют в один этаж. Для оборудования скважин можно использовать трубы из обычной стали, трубы полиэтиленовые, металлопластиковые и стеклопластиковые. Для приемной части скважин могут быть применены указанные ранее фильтры.

4. Сбор растворов в дренажные колодцы или траншеи, сооруженные в песчано-гравийном слое основания штабеля. Растворы по канавам или отводящим патрубкам колодцев стекают в сборные емкости, установленные за пределами штабеля. Канавы и колодцы располагают, как правило, по длинной стороне штабеля и в его центре. Эта схема является разновидностью схем дренажа, указанных в п. 1 и 2.

Для снижения объемов работ и наиболее эффективного использования оборудования схем орошения следует стремиться к тому, чтобы при отработке ярусов (этажей) штабеля оросительная система могла служить и для отвода продуктивных растворов из каждого яруса. Система дренажа, которая служит для сбора раствора, проходящего через штабель, и перемещения его в прудки продуктивных растворов, должна удовлетворять следующим требованиям:

- во избежание разрушения штабеля обеспечивать уменьшение зоны насыщения выше противодиффузионного экрана;
- соответствовать общему потоку, поступающему на орошение и проходящему через штабель при выщелачивании;
- учитывать потоки жидкой фазы при различных погодных условиях (дождь, шторм, ливни и т.д.);
- быть химически устойчивой к растворам выщелачивания.

При проектировании дренажной системы решают двудединую задачу: поддержание зоны насыщения по возможности на более низком уровне и обеспечение при этом постоянства и минимального градиента потока растворов через штабель. Система коллекторов должна служить в качестве фильтра, причем поток растворов не должен переносить мелкие частицы в сборные трубы или траншеи.

Сооружение дренажной системы предполагает подбор размера отверстий или установку фильтрующих устройств на отверстиях трубок при необходимости формирования сложной коллекторной системы. Последняя в любом варианте должна предусматривать возникновение внешних потоков во время ливней. Это относится как к самому штабелю, так и к коллекторной системе, расположенной вне штабеля.

8.3. ПРУДКИ (КАРТЫ) ПРОДУКТИВНЫХ И ОБОРОТНЫХ РАСТВОРОВ ПРИ КВ. ВОДНЫЙ БАЛАНС

Требования к прудкам для продуктивных и маточных (оборотных) растворов сводятся к определению их достаточного объема, для того чтобы вместить:

- минимальный заданный объем, необходимый для начала работы насосов;
- сдренированный со штабеля объем растворов и воды (если предусмотрены промывки на завершающей стадии штабеля);
- нормальные сезонные флуктуации объема жидкой фазы;
- аварийные увеличения объема воды.

Если два первых требования не нуждаются в пояснении, то два последних вытекают из специфического условия проведения КВ на открытом пространстве при воздействии различных атмосферных явлений (снег, дождь и т.д.). Среди атмосферных явлений выделяют краткосрочные процессы (сильный дождь или снеготаяние), протекающие в течение нескольких часов (или минут для дождей), результатом которых могут быть серьезные нарушения процесса КВ (размывание подъездных путей, повреждение траншей, загрязнение водами оборотных растворов, повреждение прудков продуктивных растворов из-за подмыва стен или переполнения и размыва, возможные потери оборотных технологических растворов, частичный размыв горной массы, уложенной в штабель) и, как следствие, загрязнение технологических растворов механическими взвесями. Дол-

говременные факторы, влияющие на всю систему КВ и в особенности на орошение, дренажную систему, сбор и хранение растворов, — это длительные, измеряемые месяцами, влажные или засушливые периоды. Продолжительные дожди вызывают чрезмерное накопление растворов в прудках, увеличивая опасность их переполнения. Засушливые периоды обуславливают потери растворов за счет испарения, что обычно приводит к дефициту воды, особенно если нет легкодоступных и достаточных запасов пресной воды.

Климатические процессы, связанные с накоплением осадков, случайны во времени, их невозможно предсказать, поэтому предлагается статистический подход, когда в основу решения проблемы закладывают экстремальные события, которые имеют общую заданную вероятность появления. Так, прудок для продуктивных растворов должен быть сооружен с достаточным запасом высоты надводного борта (объема накопления выше нормального предела рабочего уровня), чтобы заведомо вместить количество осадков, вероятность появления которого составляет не менее 1 % ежегодно (или же частота события — 1 раз за 100 лет). Так как размеры надводного борта выражаются в объеме суммарного количества осадков, для подсчета этого количества должна быть известна продолжительность явления. Для оценки количества выпадающих осадков за значительный период обычно проводят статистический анализ регионального осадконакопления.

Для элементов КВ (штабели, прудки для продуктивных и оборотных растворов) ожидаемое количество осадков нужно рассчитывать с учетом отсутствия потерь жидкости при заполнении прудков.

Если же дождевая вода собирается в естественные водосборники, то следует учитывать инфильтрационные потери, которые могут быть весьма значительными в зависимости от гидрогеологических свойств грунтов.

В районах, где снегопад и снеготаяние преобладают над дождевыми явлениями и где обычно не существует доступных региональных карт снежной обстановки, следует пользоваться информацией службы землеустройства или других местных организаций (коммунальная служба и т.д.). При оценке снеготаяния применяют понятие "водный эквивалент", под которым понимают количество воды, содержащейся в снежных осадках. Плотность снега различна, и объем собираемой из него воды колеблется от 10 % объема свежеснежавшего снега до 30 % объема весеннего наста. При оценке скорости потоков, возникающих при таянии снега, можно принять, что последнее происходит в течение нескольких дней. Для большей точности следует определить и потери воды за счет инфильтрации и испарения.

Все эти данные необходимы для расчета вместимости прудков с учетом среднесезонных флуктуаций объема воды. Важным параметром при КВ является потеря воды, которая складывается из испарения с открытых поверхностей, разбрызгивания при орошении и испарения при транспортировании растворов. Количественные пока-

затели указанных ранее потерь необходимы для составления водного баланса (месячного или годового). Показатели по испарению с открытых поверхностей обычно получают опытным путем, подвергая испарению воду в лотках в районе предполагаемых работ по КВ.

Потери за счет распыления зависят от размера капель при орошении, температуры, влажности и силы ветра. Потери воды посредством брызг, разносимых ветром, могут быть уменьшены при использовании капель большого размера. Для этого необходимо применение форсунок большего диаметра при низком давлении или снижение скорости орошения во время сильного ветра.

Другим важным параметром, связанным со сбором растворов, является определение предельной скорости потока, возникающего за счет атмосферных явлений (дождь, таяние снега и т.д.). Этот параметр необходим для оценки пропускной способности дренажной системы штабеля и отводных каналов вокруг участка КВ.

Специального рассмотрения требует устройство потокопроводящих каналов. Учитывают их устойчивость против размыва, уклоны, скорости потоков (при низких скоростях возможно осаждение взвесей).

На основании изложенного ранее очевидно, что в процессе КВ участвуют два рода жидкой фазы: технологический раствор, состоящий из растворителя (реагент, растворенный в воде), и природная вода, которая включает в себя случайные во времени дождевые осадки, воду от снеготаяния и испарения. Обе жидкие фазы находятся в общем цикле КВ.

Приступая к организации предприятия, необходимо установить средний общий водный баланс, выяснить, накапливает система воду или отдает ее. Системы КВ с накоплением воды (работающие во влажном климате или требующие промывки штабеля после выщелачивания) должны иметь узлы для поддержания баланса. Водоотдающие системы КВ, наоборот, требуют постоянного пополнения водой; эти проблемы возникают при сухом климате.

В зависимости от водного баланса решают вопрос, заключающийся в определении размера прудков. Устройство прудков для продуктивных и маточных растворов обычно связано со значительными затратами, так как требует гидроизоляции, большой системы обвязки. Их размеры должны соответствовать флуктуациям объема воды в системе, вызванным экстремальными атмосферными осадками или снеготаянием, а также учитывать частичный сброс технологических растворов или промывку штабеля. Размеры карт определяются требуемой производительностью, местом расположения и условиями экскавации. При небольшой производительности возможно использование емкостей, при наличии больших объемов растворов требуются хранилища – карты, специально сооружаемые в грунтах. Уклоны стенок карт определяются типом изоляционного материала. Склоны, выполненные из глины и синтетического материала, обычно имеют уклон 2,5:1–3,5:1, для того чтобы обеспечить движение обору-

дования, предназначенного для укладки синтетической пленки. Изоляция должна противостоять солнечным лучам, колебаниям температуры, действию воды и ветра. Ввод сооружают в виде открытой канавы или трубы. Насосные системы для отвода растворов и другие детали оборудования карт, в том числе и ввод, должны строиться таким образом, чтобы не нарушить изоляцию и не вызвать утечки. Вследствие ценности хранимых растворов и относительно небольших размеров карт необходимо выполнять изоляцию в более надежном исполнении с использованием синтетической пленки, часто в виде двойной изоляции. А между слоями изоляции помещают дренажный слой и систему отбора растворов, которая позволяет обнаружить возможные утечки через верхнюю изоляцию. Карты необходимо строить с минимальным объемом земляных работ и обеспечить баланс выемки и насыпи. Глубину и площадь карты выбирают таким образом, чтобы уменьшить затраты на изоляцию. Однако в этом случае следует иметь в виду минимизацию потерь на испарение и просачивание вод, которые часто влияют на выбор глубины и формы карты.

Водный баланс кучного выщелачивания содержит две основные составляющие: технологический оборот и оборот природной воды. Технологический оборот относительно постоянен и представляет собой поток технологических растворов в системе. Он включает в себя составную воду, реагентное дополнение, воду для промывки штабеля КВ и начальный запас. В определенных случаях для поддержания соответствующего водного баланса могут быть предусмотрены сбросы. Цикл природных вод накладывается на технологический оборот и включает в себя случайные во времени дождевые осадки, снеготаяние и испарение.

В течение года работы вода, циркулирующая внутри комплекса кучного выщелачивания, накапливается в разных приспособлениях. Например, во время запуска воду подают в систему для заполнения бассейна маточных растворов, для того чтобы начать выщелачивание. Изначально большая часть применяемого реагента находится в руде во влагонасыщенном состоянии. По мере увлажнения выше полной влагоемкости реагент начинает собираться по периметру штабеля КВ. Испарение из бассейна и системы орошения уменьшает количество воды в системе, атмосферные осадки, напротив, увеличивают. Реагент в воду добавляют также в жидком виде. Во время зимних или других запланированных остановок вода, собирающаяся в штабеле, стекает и накапливается в прудках. Во многих случаях рудный штабель должен быть промыт водой или химическим раствором для нейтрализации загрязняющих веществ, находящихся в нем. Это требует значительного количества воды в обороте.

Проектирование системы водооборота базируется на среднем водном балансе. Система может накапливать воду или отдавать ее. Накапливающие системы, работающие во влажном климате или требующие промывок штабелей после выщелачивания, должны со-

держат инженерные сборные устройства для поддержания баланса. Водоотдающие системы КВ, наоборот, требуют постоянного пополнения водой. Элементы водного баланса показаны на рис. 2.2.

Составляющие водного баланса представлены далее:

- период водного баланса T — время, включающее в себя цикл выщелачивания—промывки. Для расширяющихся штабелей КВ этот период равен фактическому времени выщелачивания—промывки. Для перманентных штабелей, которые имеют несколько рудных сегментов, независимо выщелачиваемых, промываемых или загружаемых, период будет наиболее долгим, включающим в себя время всех названных циклов;

- объем осадков, выпадающих на штабель КВ, P , который определяют посредством умножения среднего количества осадков, выпавших за период T , на общую площадь штабеля;

- объем воды, испарившейся из штабеля КВ, E . При вычислении объема воды учитывают только фактическое время выщелачивания или промывки;

- объем воды, требуемой для промывки, R обычно устанавливают лабораторными исследованиями. В зависимости от состава порового раствора после выщелачивания количество воды для промывки может составить от семи до восьми поровых объемов. Это количество может быть и больше при необходимости использования гипохлоритов и пероксидов для интенсификации разложения цианидов;

- вместимость пород по содержанию влаги S . Смена циклов выщелачивания, промывки и т.д. изменяет влагоемкость горной массы, влияя на количество орошающих и дренируемых растворов. Известно, что часть растворов, содержащихся в штабеле, не может быть сдренирована;

- естественная влажность WC_n , % мас. от массы породы, соответствует влажности добываемой руды, составляя несколько процентов;

- влажность агломерата WC_a — общее количество воды в агломерате. Обычно она выше естественной влажности из-за добавок воды и связующего;

- полевая влагоемкость WC_f — вода, которая не может быть сдренирована из штабеля;

- влажность при выщелачивании W_c значительно выше полевой влагоемкости и представляет собой разность между полевой влагоемкостью и естественной влажностью, характеризует постоянные потери воды, которые должны быть включены в сумму водного баланса;

- объем испарения из прудков продуктивных и маточных растворов EP рассчитывают посредством умножения площади прудков на величину испарения с открытых поверхностей за период T ;

- рабочий объем воды в прудках SP — необходимый запас воды в прудках для работы насосов и недельный запас для обеспечения функционирования системы;

- вода в оборудовании SPR — объем, соответствующий вместимости коммуникаций. Эта величина ничтожно мала и учитывается только для полноты представления баланса;

- реagentные добавки RA — сумма объемов реагента и добавленной к ним воды за период T ;

- объем сбросного раствора BL — количество маточных растворов, которые необходимо сбросить, чтобы предотвратить накопление компонентов, мешающих переработке.

Выполнив арифметические действия (сложение и вычитание) с отдельными элементами водного баланса, можно получить общий баланс системы КВ, который выражается уравнением

$$BF = P - E + R - EP - BL + RA - S.$$

Отрицательное значение BF означает, что система нуждается в добавлении объема воды, равного BF . Положительное значение указывает на то, что система накапливает воду, излишки которой нужно сбрасывать, что и осуществляют путем накопления и разгрузки прудка маточных растворов. Приведенные ранее данные могут быть использованы для определения количества воды, необходимого для начала процесса:

$$SWR = SP + SPR.$$

8.4. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ВМЕСТИМОСТИ ПРУДКОВ

Для определения вместимости прудков крайне важно знать количество воды, накапливаемой в системе в период относительно редких атмосферных явлений и поступающей, главным образом, в прудки продуктивных и маточных растворов. Необходимо также предвидеть условия во время зимних остановок.

Типичные флуктуации уровня воды в прудках показаны на рис. 8.10. На рис. 8.10, а изображены условия зимней остановки. Нормальный рабочий объем меняется в соответствии с условиями осадконакопления и испарения. Его следует оценивать ежеквартально или ежемесячно. Баланс по воде достигается за год посредством ее добавления или частичного сброса. В период зимней остановки с января по март осуществляют дренаж растворов со штабеля в прудки. Критический максимум подъема уровня в прудке имеет место в конце марта.

На рис. 8.10, б показано изменение объема воды в прудке для схемы с циклом промывки. Со временем промывочная вода входит в оборотный цикл, за счет чего достигается баланс. В случае использования промывки в расчете объема прудка учитывают кратковременное повышение уровня. Обычно общее повышение объема воды в прудке равно сумме объемов сдrenированной воды (раствора) и той, что используют при промывке.

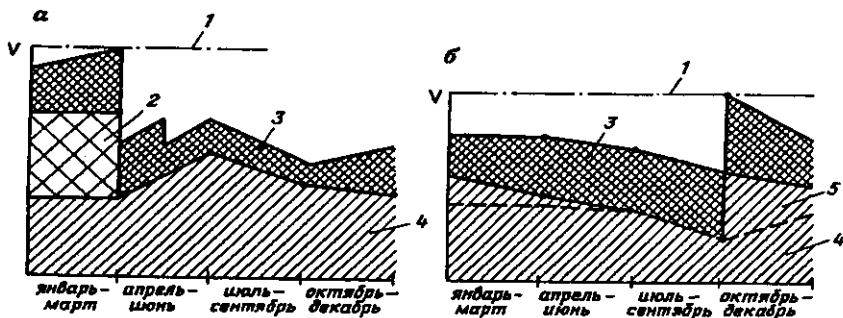


Рис. 8.10. Гидрографы прудка:

а — зимняя остановка; *б* — включен цикл промывки штабеля; 1 — проектная вместимость прудка; 2 — зимний аварийный сброс; 3 — экстремальное гидрологическое явление; 4 — нормальный рабочий объем; 5 — вода для промывки штабеля; V — вместимость прудка

В более сухом климате КВ осуществляют, как правило, с большим отрицательным водным балансом, поэтому сбросы воды возможны лишь в небольшие по продолжительности периоды.

Недостаточно серьезное отношение к прогнозированию критических ситуаций, зависящих от климатических условий, и несоблюдение требований регулировки баланса по воде приводит к сооружению либо чрезмерно больших прудков (что связано со значительными затратами), либо катастрофически малых, при которых могут возникнуть тяжелые последствия.

Процесс КВ должен быть выполнен таким образом, чтобы исключить вероятность переполнения прудков. Это особенно относится к системам с водным балансом, близким к нулю. В случае использования промывки рабочий уровень прудков возрастает, и высота надводного борта может быть недостаточной при непредвиденном атмосферном явлении.

Сложные проблемы, возникающие с водным балансом в системе КВ, потребовали в зависимости от климатических условий решения проблем сохранения воды (в сухом климате) и снижения накопления воды при таянии снега. В первом случае

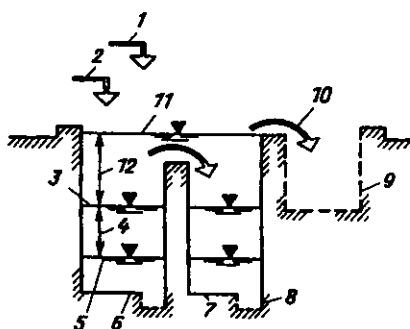


Рис. 8.11. Схема взаимодействия прудков:

1 — дренаж из штабеля и естественный сток; 2 — продуктивный раствор; 3 и 5 — максимальный и минимальный рабочие уровни; 4 — нормальные сезонные флуктуации; 6 и 7 — прудки продуктивных и маточных растворов; 8 — отстойник или насосный зумпф; 9 — аварийная емкость; 10 — аварийный сброс; 11 — переполнение; 12 — паводок

должны быть уменьшены потери за счет испарения, это достигают посредством использования разбрызгивателей, образующих капли большого размера, проведением орошения в ночное или наиболее холодное время суток.

Во втором случае водонакопление, вызываемое таянием снега, можно уменьшить, покрыв открытые участки штабеля шитами из пластика. Во время весеннего снеготаяния вода будет стекать по ним в естественные водостоки, минуя штабель КВ. Иногда для фор-

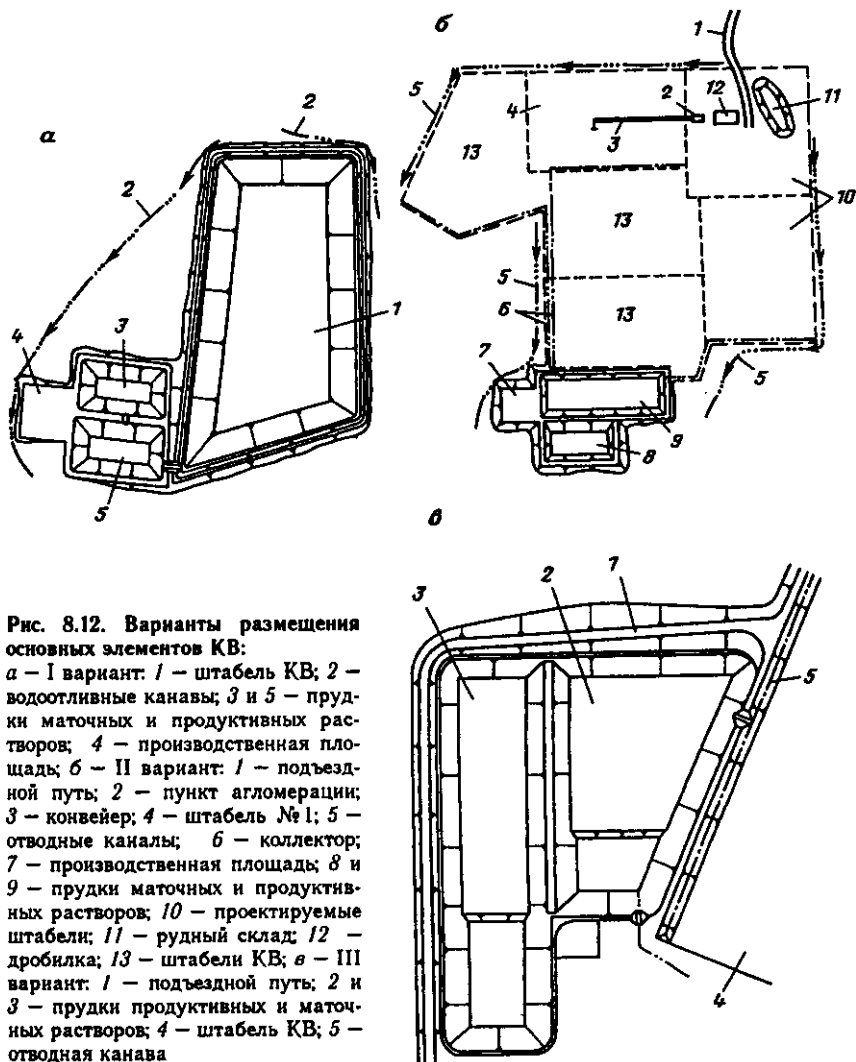


Рис. 8.12. Варианты размещения основных элементов КВ:

a – I вариант: 1 – штабель КВ; 2 – водоотливные каналы; 3 и 5 – прудки маточных и продуктивных растворов; 4 – производственная площадь; *б* – II вариант: 1 – подъездной путь; 2 – пункт агломерации; 3 – конвейер; 4 – штабель № 1; 5 – отводные каналы; 6 – коллектор; 7 – производственная площадь; 8 и 9 – прудки маточных и продуктивных растворов; 10 – проектируемые штабели; 11 – рудный склад; 12 – дробилка; 13 – штабели КВ; *в* – III вариант: 1 – подъездной путь; 2 и 3 – прудки продуктивных и маточных растворов; 4 – штабель КВ; 5 – отводная канава

мирования ледяного покрова используют черный краситель. Черный лед поглощает солнечную энергию более интенсивно и тает по мере образования, поэтому объем воды во время весеннего таяния уменьшается.

Типичная схема сооружения прудков и их взаимосвязь показаны на рис. 8.11. Емкость для продуктивных растворов может быть уменьшена, если при паводке спускать воду в прудок маточного раствора. В некоторых случаях во избежание загрязнения окружающей среды целесообразно предусмотреть третью емкость.

На рис. 8.12 приведены примеры размещения в плане основных элементов КВ, включая прудки для продуктивных и маточных растворов.

8.5. ОСАДКООБРАЗОВАНИЕ И МЕРЫ ПО ЕГО ПРЕДОТВРАЩЕНИЮ

В системе орошения штабелей КВ могут появляться твердые осадки, происхождение которых имеет два источника. П е р в ы й — перенос тонких частиц горной массы из штабеля продуктивными растворами. Так, во время и после сильных дождей большое количество осадков выносятся из штабеля в коллекторную систему. Для предотвращения их попадания на узел переработки растворов предусматривают устройство площадок осветления, которые проектируют в комплексе с прудками, их размер определяется исходным материалом, подаваемым на штабель КВ. Руда с высоким содержанием тонкого материала требует большей площадки. Штабель, отсыпанный из руды забойной крупности, оснащают площадкой меньшего размера.

В т о р о й источник появления осадков — химическое взаимодействие рудного материала с выщелачивающими агентами, в результате чего происходит пересыщение растворов. Изменение температуры, давления, смешение растворов, аэрация приводят к выпадению осадков из растворов. В связи с этим необходимо постоянно следить за осадкообразованием в процессе для его нейтрализации или принимать меры по предотвращению пересыщения растворов посредством регулирования технологического процесса.

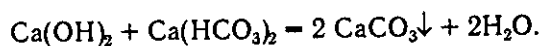
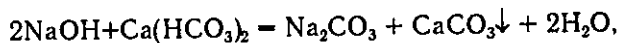
Образование химических осадков связано с наличием в горной массе щелочных пород, в частности, карбонатов кальция и гипса. Выщелачивающий раствор постепенно за счет многократного оборота через штабель насыщается ионами кальция, карбоната, бикарбоната и сульфата, которые находятся в растворах в определенном равновесии.

Основной причиной образования осадков при цианировании является относительная нерастворимость карбоната кальция. Практически в каждой воде присутствуют ионы кальция и бикарбонат кальция. Небольшое повышение температуры или увеличение рН

вызывают разложение бикарбоната кальция с образованием диоксида углерода и карбоната кальция:



Бикарбонат кальция имеет умеренную растворимость, карбонат кальция практически нерастворим. Бикарбонат кальция реагирует как со щелочью, так и с известью, с осаждением карбоната кальция:



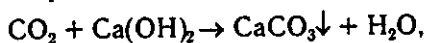
По стехиометрии очевидно, что при использовании NaOH образуется меньше осадка, чем в случае применения извести.

Образование карбоната кальция с осаждением его особенно на трубопроводах, оросительных системах, в самом штабеле является столь сложной проблемой, что на одном из участков КВ в США в 80-х годах были вынуждены проводить ежедневную кислотную обработку насосов комплекса выщелачивания, а на другом – заменять оголовки оросителей со значительной площади.

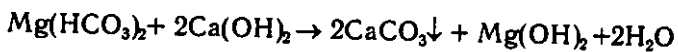
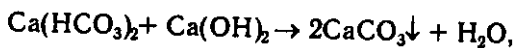
При образовании осадков в системе выщелачивания возможно использование нескольких способов их удаления, известных в общей гидрометаллургии: замена деталей, "заросших" осадком; механическое удаление осадков (скалыванием, соскабливанием, встряхиванием, пескоструйным агрегатом); растворение осадков кислотами (соляной, серной). Последний метод требует особого внимания при проведении ввиду возможного образования опасного газообразного цианистого водорода.

Помимо карбонатных соединений в растворах выщелачивания могут быть разновидности сульфата кальция (гипс, ангидрит). Эти соли более растворимы, чем карбонат кальция, однако и карбонат, и сульфат осаждаются, если их не будут периодически выводить из растворов.

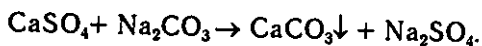
Наиболее эффективным приемом борьбы с образованием химических осадков является предотвращение получения пересыщенных растворов, что требует уменьшения концентрации кальция, карбоната и сульфата. Обработка оборотных растворов таким методом, как смягчение известью, значительно уменьшает концентрацию кальция в растворе. При более глубокой системе очистки используют известково-содовую схему, сущность которой состоит в удалении карбонатной жесткости¹ в виде карбоната кальция или гидроксида магния посредством добавления извести:



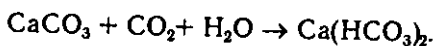
¹ Жесткость воды обусловлена наличием растворенных в ней солей и зависит в основном от содержания кальция и магния. Принято жесткость воды выражать в мг-эквивалентах (мг-экв) ионов кальция и магния в 1 л воды. 1 мг-экв жесткости отвечает содержанию 20,04 мг кальция или 12,16 мг магния на 1 л воды.



и в удалении некарбонатной кальциевой "жесткости" с помощью добавки соды:



Умягченная вода обычно насыщается карбонатом кальция при высоких значениях pH. Эту операцию выполняют посредством введения диоксида углерода в воду



Очевидно, что получаемые осадки должны быть выведены из обработанных растворов; эту стадию осуществляют на установке умягчения, обычно предусматривающей двухстадийный процесс очистки. В первый отстойник, где создают условия для появления зародышей карбоната кальция из насыщенного раствора, добавляют известь, во втором отстойнике из этого раствора осаждаются хлопья CaCO_3 , затем следуют насыщение углекислотой и последующая фильтрация. Для быстрого осаждения во второй отстойник добавляют флокулянт.

В последние годы в практике КВ золота для предотвращения осадкообразования широко используют ингибиторы, представляющие собой полимерные соединения. Обычно механизм их действия принято объяснять следующим образом. В одном случае полимеры низкого молекулярного веса адсорбируются на поверхности растущего кристалла, заряжаясь и тем самым отталкивая другие частицы, в другом случае полимеры внедряются в кристаллическую решетку осадка, нарушая его структуру и препятствуя росту.

В первое время для стабилизации растворов использовали неорганические полифосфаты, однако вследствие ряда их недостатков, в частности, превращения со временем полифосфата в ортофосфат при высоком значении pH и образования осадков фосфата кальция, стали применять ингибиторы класса соединений, названных органическими фосфатами. Они лишены недостатков, присущих полифосфатам, и способны даже удалять образовавшиеся осадки при введении их в больших объемах.

Недавно начали внедрение в практику нового класса полимеров, специально разработанных для предотвращения отложения солей. Эти полимеры имеют карбоксильные и сульфокислотные ($-\text{R}-\text{SO}_3-\text{H}$) функциональные группы (например, полиакрилат-полимеллеиновый ангидрид).

В системе КВ для контроля осадкообразования в основном используют три метода. По первому методу портативный монитор осадкообразования фиксирует интенсивность потока, темпе-

ратуру раствора в емкости, рН и проводимость. Значения полученных параметров вводят в миникомпьютер, который количественно оценивает загрязнение растворов. На основе этого принимают решение о необходимости изменения параметров системы для уменьшения степени осадкообразования. Достоинство метода — возможность оптимизации дозировки реагентов.

Второй метод предполагает использование специально сконструированного визуального монитора, фиксирующего степень осадкообразования по побочному потоку раствора в контрольной трубке, которая вставлена в смотровое окно.

Третий метод контроля осуществляют с помощью жетонов и стержней, он достаточно прост и дешев. Жетон состоит из мягкой стальной ленты с отверстиями, которую вводят в поток раствора и визуально оценивают присутствие и количество осадков. Набор стержней из нержавеющей стали позволяет ввести их в любую интересующую точку системы потока растворов (в места добавления свежей воды, в насосы, угольные фильтры и т.д.). На основании полученных результатов могут быть предприняты меры для предотвращения осадкообразования.

Из изложенного материала можно сделать следующие выводы:

- в процессе КВ отмечают перенос продуктивными растворами и атмосферными осадками, выпадающими на штабель и прилегающие к нему площади, тонких частиц горной массы в коллекторную систему;
- для предотвращения попадания твердых осадков на узел переработки растворов необходимо предусматривать устройство площадок освещения, которые проектируют на базе исходных данных, полученных в процессе научно-исследовательских и опытных работ;
- процесс цианирования при КВ золотосодержащих руд, особенно содержащих щелочные породы, сопровождается образованием пересыщенных растворов с последующим осадкообразованием;
- выпадение осадков из циркулирующих цианидных растворов создает серьезные проблемы, особенно на крупных установках КВ, где имеется большое число труб, оросителей и насосов;
- наиболее эффективным методом обработки нестабильных растворов является способ умягчения, который, однако, требует введения дополнительного узла в схему действующей технологической цепи;
- широко распространенным методом предотвращения осадкообразования в растворах в последнее время является использование полимерных соединений.

Глава 9. КОНТРОЛЬ ХИМИЧЕСКОГО СОСТАВА РАСТВОРОВ

Циркулирующий раствор является основным активным компонентом системы кучного выщелачивания. Этот раствор извлекает благородный металл из выщелачиваемого материала и затем поступает на переработку. Раствор непрерывно циркулирует через штабель для извлечения благородных металлов в замкнутом гидрометаллургическом цикле. С каждым циклом в оборотных растворах, кроме благородных металлов, концентрируются примеси, теряются вода и реагенты. В составе примесей могут оказываться и цианиды, которые из соображений экономики должны выводиться из оборота. Добавление воды и доукрепление по реагенту компенсируют потери от испарения, инфильтрации, химических реакций в штабеле, а также некоторые другие потери. Добавление большего количества, чем необходимо, может вызвать переполнение карт и необходимость вывода воды из процесса. Это крайне нежелательно, так как приводит к росту как капитальных, так и текущих эксплуатационных затрат. С другой стороны, в ситуации, при которой потребуются сброс растворов, возникнет аварийная обстановка со сложными экологическими и административными последствиями. В связи с этим на объектах КВ необходимо систематическое проведение контроля химического состава растворов для поддержания технологической и соблюдения экологической дисциплин.

Контроль химического состава растворов направлен на поддержание оптимальных значений рН, содержания растворенного кислорода, цианида и предотвращения образования осадков. Выпадение осадков на кальциевой основе существенно осложняет процесс кучного выщелачивания. Накопление этих осадков может привести к резкому снижению скорости движения растворов, потере производительности насосов, закупориванию головок оросителей и загрязнению сорбирующих материалов. Обеспечение нормального технологического процесса возможно только при систематическом контроле химического состава растворов с целью принятия оперативных мер по предотвращению образования осадков.

Первостепенными параметрами химического контроля на всех стадиях технологического процесса КВ являются уровень щелочности, содержания растворенного кислорода, цианида, уровень минерализации, количества растворенных металлов. Первые три параметра являются весьма важными, потому что в сочетании они определяют степень растворения благородных металлов.

Следующие два параметра (уровень минерализации и количество металлов) также весьма важны в связи с тем, что возможно химическое взаимодействие с растворами цианида и ухудшение процесса кучного выщелачивания.

Контроль растворов имеет первостепенное значение в течение всего периода эксплуатации штабеля кучного выщелачивания, однако контроль процесса на начальном этапе является особенно важным для обеспечения необходимого соотношения всех составляющих раствора.

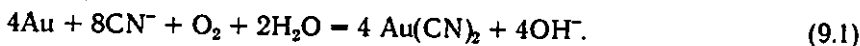
В начале процесса большое количество раствора должно быть перемешано и равномерно распределено. Раствор сначала должен смочить материал штабеля, заполнить раствороприемники. В зависимости от размера частиц выщелачиваемого материала для смачивания штабеля требуется количество раствора, эквивалентное 10 % массы штабеля. Кроме того, более 10 % может находиться в штабеле в процессе выщелачивания. Раствор с минимальной высотой заполнения 60–70 см должен постоянно находиться в прудках, где происходит осаждение взвешенных частиц. На первом этапе обводнения штабеля состав растворов претерпевает большие изменения, и это требует пристального внимания со стороны операторов, осуществляющих химический контроль.

Когда система выщелачивания введена в действие и раствор свободно циркулирует через нее, химический контроль растворов заключается в наблюдении за концентрацией реагента для его последующего добавления в раствор. Поскольку совокупная длительность пребывания раствора в различных элементах системы (отстойник, штабель, коллекторная система) относительно большая (три дня и более), химический контроль также требует определенного времени для наблюдения за динамикой изменения его состава в одном технологическом цикле. Как правило, эти изменения полностью не проявляются через период времени, соответствующий трехкратному времени пребывания в отдельном элементе цикла. Таким образом, время отставания до девяти дней можно ожидать для большинства операций. В связи с инерционностью процесса имеются основания для ежесуточных разовых добавок реагента в раствор.

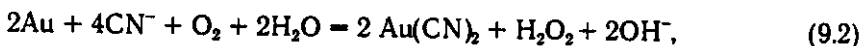
Цианид является основным ингредиентом растворов кучного выщелачивания. Цианид образует комплексы с более чем 28 металлами. Среди них наиболее прочными являются комплексы, образуемые цианидом с одно- и трехвалентным золотом. Это отнюдь не означает, что не будет происходить растворение других металлов. Их переход в раствор в начальный период определяется наличием свободного цианида: степень растворения металла возрастает пропорционально концентрации свободного цианида в растворе только до достижения максимальной скорости растворения. После этого дальнейшее возрастание концентрации цианида может даже препятствовать растворению.

Основной принцип цианидного процесса заключается в том, что слабощелочные цианидные растворы предпочтительно растворяют

золото и серебро, содержащиеся в выщелачиваемом материале. Ионная реакция, которую традиционно принимали как основную для растворения золота цианидом, имеет вид



Большинство современных исследований по механизму растворения показывают, что эта реакция происходит в две стадии. Наибольшее количество золота растворяется в соответствии с реакцией



оставшаяся часть — в соответствии с реакцией (9.1).

Скорость растворения золота зависит от концентрации цианида (NaCN) и уровня щелочности раствора, при этом оптимальное значение pH составляет 10,3.

Растворение благородных металлов весьма чувствительно к изменениям температуры. Существуют следующие температурные эффекты:

- потребность энергии активации;
- уменьшение растворения кислорода с повышением температуры.

В хорошо перемешанном и хорошо аэрированном растворе оптимальная температура выщелачивания составляет 85 °С. Эту температуру при организации КВ никогда не достигают, а сезонные вариации в скорости выщелачивания могут иметь место при изменении температуры от 0 °С зимой до 35 °С летом. В этом диапазоне температур энергию активации при выщелачивании золота, серебра и меди раствором цианида оценивают от 2 до 5 ккал/моль. Эта величина типична для диффузии, контролирующей процесс.

Так как температурный контроль при эксплуатации штабеля практически невозможен, то скорость выщелачивания в зимний период может быть принята равной 70 % достигнутой в течение лета.

Дозировка цианида в выщелачивающие растворы зависит в первую очередь от цианидпотребляющих компонентов, присутствующих в выщелачиваемом материале. Среди них основными являются сульфиды и арсенаты меди, кобальта, ртути и никеля. Для поддержания желаемого уровня свободного цианида ($\text{CN}^- + \text{HCN}$) в продуктивном растворе требуется большое количество NaCN . Для хорошо окисленных руд расход NaCN составляет 0,3–0,5 кг на 1 т раствора выщелачивания.

С позиций техники безопасности при работе с цианидами необходимо соблюдать меры предосторожности от воздействия пыли цианидов и газообразного цианистого водорода.

Попадание цианидной пыли внутрь организма человека в количестве 180 мг обычно приводит к смертельному исходу.

Вдыхание воздуха, содержащего 30 мг/л цианида водорода, также смертельно. При работе с NaCN необходимо использовать спе-

циальные респираторы. Пары цианида даже в небольших концентрациях имеют сильный специфический запах, который может служить предупреждением для работающих.

Содержание растворенного кислорода. Химическое уравнение, описывающее растворение золота, показывает, что кислород является необходимым элементом для протекания реакции. Там, где поверхность золота подвергается воздействию раствора выщелачивания, скорость растворения золота увеличивается прямо пропорционально концентрации кислорода в растворе. Это положение остается верным до достижения максимума скорости растворения. Дальнейшее увеличение концентрации кислорода к возрастанию уровня растворения золота не приводит.

При орошении поверхности штабеля выщелачивающим раствором из воздуха вовлекается достаточное количество кислорода, так что он обычно не лимитирует реакцию. Никакой дальнейшей обработки выщелачивающих растворов для увеличения концентрации кислорода не требуется. Особое внимание должно быть уделено содержанию кислорода в выщелачивающем растворе в следующих случаях:

- выщелачивающий раствор вводят в штабель ниже отметки его поверхности;

- материал штабеля содержит большое число восстановителей, таких как сульфиды и органика;

- штабель имеет большую высоту и ширину.

Кислород потребляют металлы и другие компоненты по мере прохождения раствора через руду. Когда содержание кислорода уменьшается, растворение золота снова может быть лимитировано его недостатком в выщелачивающем растворе. В этих случаях должны быть найдены технические решения по вводу воздуха внутрь штабеля.

Уровень щелочности. Растворение золота цианидом также зависит от уровня щелочности. Скорость растворения золота и серебра уменьшается при $pH > 12$. Оптимальная скорость растворения по отношению к pH находится при $pH \approx 10,5$. Значение pH для конкретных условий должно определяться экспериментально. Оперативный контроль pH осуществляют в пределах диапазона, определяемого особенностями выщелачиваемого материала. Приведение к минимуму разницы в pH от места орошения на поверхности штабеля до мест сбора растворов в его основании сведет к минимуму и проблемы, связанные с образованием осадков и контролем pH . Минимизация изменения pH в циркулирующем растворе также способствует улучшению экономических показателей отработки штабеля.

Уровень щелочности может регулироваться посредством добавки или извести, или каустика. Использование извести более предпочтительно из-за дешевизны реагента.

Содержание металлов. При растворении золота в процессе выщелачивания параллельно происходит образование других металло-

цианидных комплексов. При этом содержание цианида в растворе резко снижается. Однако на этом химические реакции в растворах не завершаются. Они протекают непрерывно благодаря растворению минералов и обмену, при котором цианид, связанный с одним металлом, переносится на другой. Условиями переноса являются большая прочность второго комплекса по сравнению с первым, большая скорость разрушения первого комплекса и достаточно высокая концентрация второго комплекса. Так, например, цианидный комплекс цинка в растворе разрушается, отдавая цианид для комплексообразования золота, кобальта, ртути, никеля, меди и серебра. Цианид, связанный с железом, достаточно устойчив, и в его присутствии не происходит комплексообразования золота. Кинетика диссоциации комплекса цианид — железо достаточно низкая, это не способствует образованию золотоцианидных комплексов.

Медь образует очень устойчивый цианидный комплекс, для формирования которого расходуется большое количество цианида, что часто является причиной "загрязнения" выщелачивающего раствора. При наличии большого количества в растворе меди загрязнение — результат замещения всего свободного цианида за счет формирования цианидного комплекса меди. В растворе не остается достаточного количества свободного цианида, необходимого для образования цианидного комплекса золота.

Возможны два способа решения этой проблемы. П е р в ы й способ заключается в добавлении такого количества цианида, которое необходимо для образования комплексов цианида меди, цианида золота и создания остаточной концентрации свободного цианида; в т о р о й — в удалении меди из раствора. Цементация меди цин-

Т а б л и ц а 9.1

Карта контроля химического состава растворов

Анализируемый продукт	Место отбора проб	Число отборов проб в сутки	Вид анализа
Выщелачивающие растворы	Узел приготовления выщелачивающих растворов	6	ПМ определения pH
Продуктивные растворы	Сборный лоток штабеля	1	ВАМ-анализ на золото, попутные металлы и цианид. ПМ определения pH
	Емкость продуктивных растворов	6	То же
Обеззолоченные растворы	Слив цементаторов или сорбционных установок	6	—
	Емкость обеззолоченных растворов	6	ВАМ-анализ на цианид ПМ определения pH

П р и м е ч а н и е. Объем пробы равен 0,5 л.

ком, электролиз меди, сорбция активированным углем цианидного комплекса меди или сброс выщелачивающего раствора являются потенциальными способами удаления меди из цикла выщелачивания. Каждый из них имеет свои преимущества при разных вариантах кучного выщелачивания.

Каждая установка КВ должна быть укомплектована приборами для контроля химического состава технологических растворов. Технологическое опробование растворов нужно осуществлять вольт-амперометрическими анализаторами (ВАМ), настроенными на измерение концентраций золота в диапазоне 0–2 г/м³ (приборы низких концентраций) и 0–10 г/м³ (приборы высоких концентраций).

Концентрации водородных ионов и цианида в технологических растворах определяют потенциометрическим методом (ПМ) и анализатором цианида, установленными вместе с анализаторами золота в лаборатории непосредственно на участке работ.

Периодически концентрации свободного цианида проверяют посредством титрования с использованием азотнокислого серебра.

Частоту определения металлов устанавливают опытным путем.

В табл. 9.1 приведена карта контроля химического состава растворов на одном из объектов КВ.

Настоящая глава посвящена контролю химического состава растворов при цианидном выщелачивании. После выхода на опытно-промышленный уровень технологий выщелачивания благородных металлов, описанных в гл. 3, будут разработаны показатели, которые необходимо анализировать в процессе КВ.

Глава 10. ПЕРЕРАБОТКА ПРОДУКТИВНЫХ РАСТВОРОВ

В результате кучного выщелачивания золото и серебро переходят в выщелачивающие растворы, которые подвергают дальнейшей переработке с целью извлечения из них ценных элементов. Существуют промышленные методы извлечения золота и серебра из продуктивных растворов кучного выщелачивания:

- цементация (осаждение) на ряд активных металлов, применяемых обычно в виде порошков (цинк, алюминий, свинец и железо);
- сорбционные методы, включая адсорбцию на активированный уголь и ионообменное извлечение синтетическими смолами (ионитами);
- электролитическое извлечение;
- осаждение в виде нерастворимых сульфидов (чаще всего для осаждения серебра).

Эти методы выделения золота и серебра из продуктивных растворов кучного и подземного выщелачивания в равной мере могут быть использованы как при извлечении благородных металлов из цианидных сред, так и других сред, таких, как тиомочевинные, тиосульфатные и хлоридные.

Выбор методов извлечения для конкретных объектов кучного выщелачивания обусловлен следующими соображениями:

- сравнительным анализом капитальных и эксплуатационных затрат на создание установок по извлечению;
- объемом продуктивных растворов;
- содержанием (концентрацией) золота и серебра в продуктивных растворах;
- эффективностью (степенью) извлечения металлов из продуктивных растворов в зависимости от физико-химического состава растворов.

Так, например, очень большие объемы продуктивных растворов с низкой концентрацией золота в них в любом случае перерабатывать сорбционными методами с использованием ионообменных смол или активированных углей выгодно с экономической точки зрения.

При переработке богатых растворов по золоту (более 20 мг/л), особенно в малых объемах, или растворов с высоким содержанием серебра (более 100 мг/л) необходимо провести сравнение на основе известного соотношения затраты/эффективность таких наиболее распространенных методов извлечения, как осаждение цинком, сорбционные методы и ряд других, в частности прямой электролиз растворов.

Исходя из опыта работы зарубежных объектов кучного выщелачивания золотосодержащих руд, можно сделать вывод о том, что наиболее распространенными методами извлечения золота из продуктивных растворов являются осаждение цинком и сорбционные системы с использованием активированного угля.

Основные технологические схемы переработки продуктивных растворов, получаемых при цианидном выщелачивании золото- и сере-

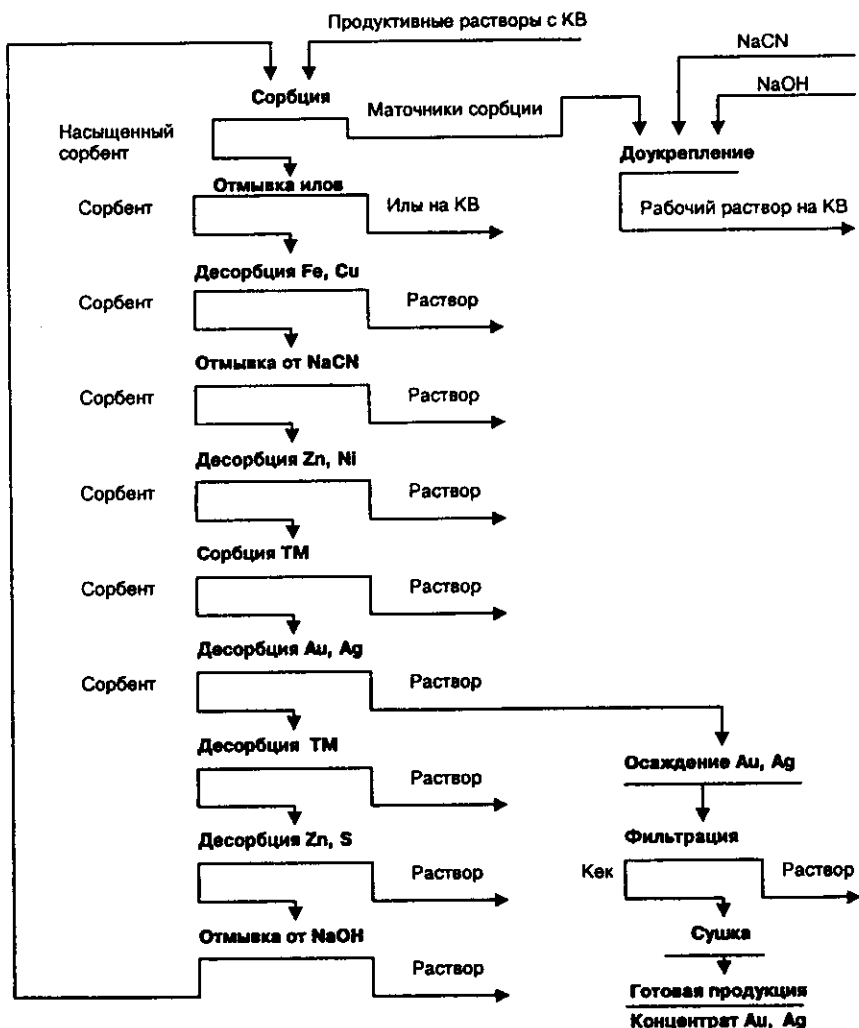


Рис. 10.1. Основные операции типовой сорбционно-десорбционной схемы переработки растворов на смолах; ТМ — тиомочевина

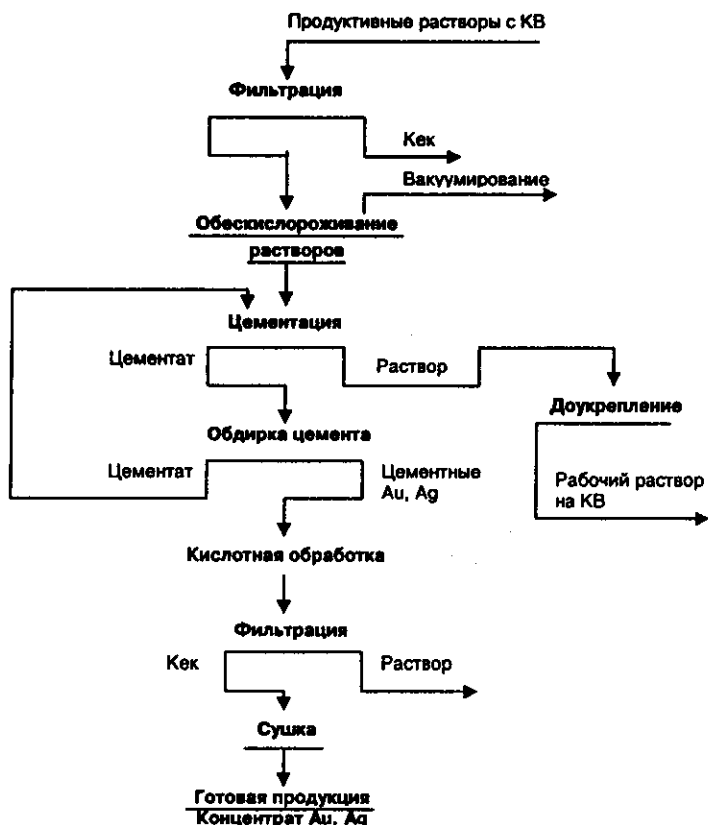


Рис. 10.2. Основные операции типовой схемы цементации

росодержащих руд (сорбционно-десорбционная на смолах, цементация и сорбция на активированных углях), показаны на рис. 10.1–10.3.

Основное оборудование, применяемое для переработки продуктивных растворов, нестандартизированно, достаточно хорошо известно и широко используется в гидрометаллургии металлов.

10.1. ЦЕМЕНТАЦИЯ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ

Принципиальная схема процесса осаждения цинком включает в себя четыре основные стадии:

- осветление продуктивных растворов от взвесей с помощью специальных фильтров до концентрации твердого в растворах 0,05 – 0,1 г/л;
- деаэрация (удаление растворенного кислорода из растворов – обескислороживание) с помощью вакуума, эту операцию осуществ-

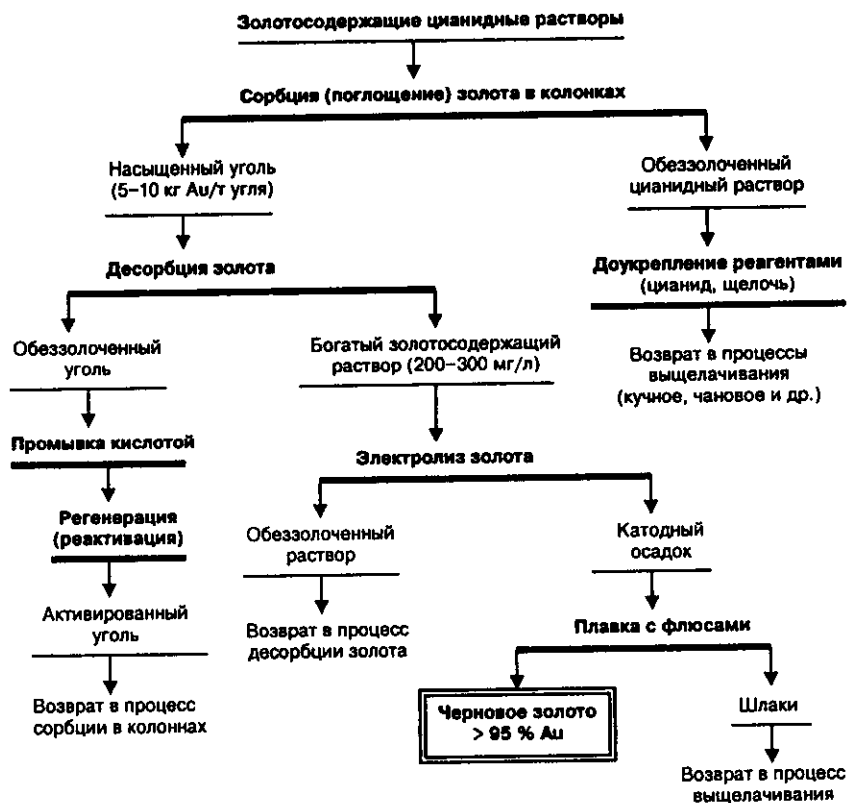


Рис. 10.3. Технологическая схема переработки растворов КВ на активированных углях

ляют для устранения пассивации поверхности металлического цинка за счет окисления кислородом;

- добавление солей свинца, чаще всего азотнокислого $Pb(NO_3)_2$, для устранения влияния вредных примесей при осаждении золота;

- обработка выделенного цинкового золотосодержащего осадка. Осаждение золота из продуктивных растворов чаще всего используют в случае высокого соотношения содержаний серебра и золота в рудах (от 5:1 до 20:1).

Производительность золотоизвлекательных установок с применением цинкового осаждения (или других металлов для цементации золота и серебра) изменяется в широком интервале – от 4 до 1000 м³/ч по раствору.

Наиболее употребительны установки для цинкового осаждения при переработке продуктивных растворов 10–60 м³/ч. Их чаще всего используют на модульных передвижных установках (транспортируют на трейлерах). Во ВНИИХТе разработан метод осаждения золо-

та из продуктивных растворов различных сред с помощью порошка алюминия. Принципиально он не отличается от метода осаждения цинком, но его можно применять для выделения золота из нецианидных сред продуктивных растворов кучного выщелачивания (тиомочевинных, хлоридных и др.).

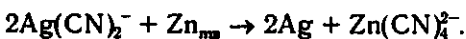
Оборудование, используемое для цементации (осаждения), обычно стандартное: фильтр-прессы, вакуум-фильтры, ресиверы, ленточные или рамные фильтры. Контроль процессов осуществляют с помощью инструментальных аналитических методов: турбодиметрического для определения взвесей в растворах; с применением ион-селективных электродов для определения растворенного кислорода и концентрации цианида в растворах; атомно-абсорбционного метода для определения концентраций золота, серебра и примесей в растворах.

Получение готового продукта при этом методе осаждения осуществляют после отделения золотосодержащего осадка от раствора, который вновь возвращают на кучное выщелачивание. Осадок, содержащий золото и серебро, сушат, шихтуют со специальными флюсами и плавят в печах при температуре 1200 °С с получением черного металлического золота (серебра) или совместного их сплава, так называемого сплава Доре.

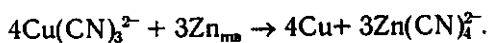
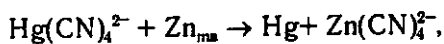
В зависимости от содержания примесей в руде и соответственно в продуктивных растворах кучного выщелачивания в осадках цементации как цинковых, так и алюминиевых может содержаться различное количество примесей. Так, содержание золота в осадках может колебаться от 5 до 75 %, поэтому наиболее загрязненные примесями осадки проходят предварительную химическую обработку, перед тем как поступить на плавку черного металла. Наиболее распространенными примесями являются медь, свинец, ртуть, кадмий и другие. Для удаления этих примесей осадки чаще всего обрабатывают серной кислотой.

10.1.1. ОСНОВЫ ЦЕМЕНТАЦИИ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ ЦИАНИДНЫХ РАСТВОРОВ

Цементация золота и серебра из цианидных растворов на металлическом цинке является широко применяемым на практике способом. В основе этого способа лежат следующие химические реакции выделения золота и серебра:



Помимо золота и серебра на цинке могут осаждаться и другие металлы, имеющие потенциал более положительный, чем у цинка, например, ртуть и медь:



При равных молярных концентрациях в исходном растворе ряд выделения металлов на цинке будет следующим (в порядке увеличения количества молей осажденного металла): Ni, Cd, Cu, Pd, Pt, Au, Hg, Ag.

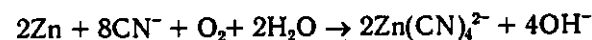
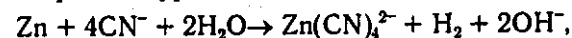
Присутствие в растворе таких анионов, как S^{2-} , AsO_4^{3-} и SbO_4^{3-} может сильно затруднять процесс цементации благородных металлов благодаря образованию на поверхности цинка пленок нерастворимых сульфидов, ортоарсенатов и ортостибатов. Аналогичное действие оказывает коллоидная кремниевая кислота. При концентрации As или Sb в растворе 1 мг/л скорость цементации может снизиться на 20 %.

В реальных промышленных условиях одной из наиболее распространенных примесей в цианидных растворах является медь в виде аниона $[\text{Cu}(\text{CN})_3]^-$. Потери цинка и разубоживание цементата могут происходить тогда, когда концентрация меди сопоставима или превышает концентрацию золота в растворе.

Для предотвращения выделения меди обычно используют два метода. П е р в ы й заключается в повышении концентрации свободного NaCN в растворе более 0,75 г/л и соответственно pH до значений более 10,5. Этим обеспечивается удерживание меди(I) в растворе в виде аниона $[\text{Cu}(\text{CN})_3]^-$. В т о р о й способ сводится к освинцовыванию цинка с помощью обработки его раствором $\text{Pb}(\text{NO}_3)_2$. Аналогичный эффект может быть достигнут и при использовании (вместо солей свинца) растворимых солей ртути(II). Освинцовывание цинка, помимо создания кинетических затруднений для выделения меди и ряда других неблагородных элементов, способствует развитию поверхности цементационной постели, что благотворно сказывается на выделении золота и серебра из раствора. Освинцовывание цинка особенно рекомендуется проводить в том случае, когда содержание серебра в растворе не превышает содержания золота.

Для увеличения свободной поверхности цементации цинк обычно применяют в виде цинковой пыли (пудры).

В результате процессов восстановления воды и растворенного кислорода по уравнениям



происходит бесполезное растворение металлического цинка. С одной стороны, это ухудшает экономические показатели производства, с другой — загрязняет цинком оборотные растворы. При недостаточной концентрации NaCN и низком значении pH возможно образование осадков $\text{Zn}(\text{OH})_2$ и $\text{Zn}(\text{CN})_2$, загрязняющих цементат и мешающих осаждению золота и серебра.

Для предотвращения указанных неблагоприятных факторов в процессе Меррил–Кроу (МК-процесс) используют следующие технологические схемы, включающие в себя:

- узел подготовки растворов – двухстадийная фильтрация (осветление) растворов, корректировка концентраций NaCN и значений рН;

- узел деаэрации растворов; представляет собой башню с насадкой, работающую в режиме разряжения [остаточное давление 2,6–4 кПа (20–30 мм ртутного столба)];

- узел приготовления цинковой пульпы; в зависимости от состава раствора может включать в себя дозатор твердой цинковой пыли, емкость для приготовления пульпы или емкость для освинцовывания цинка, специальный питатель для подачи цинковой пульпы в деаэрированный раствор;

- узел смешивания и фильтрации цементата. Представляет собой трубу, обеспечивающую турбулизацию потока раствора, из которого ведут осаждение металлов, и вводимой в него цинковой пульпы. Цементат собирается на фильтре (обычно рамный фильтр-пресс). Наиболее активная цементация золота и серебра на цинке происходит на стадии фильтрации раствора через цинковую постель внутри рамы.

В зависимости от состава исходного раствора цементат может перерабатываться различными способами. Сначала его промывают водой от растворимых солей, затем сушат. Если в исходном растворе и соответственно в цементате присутствует ртуть, то осуществляют ее ретортную отгонку. При наличии в осадке большого количества цинка его можно частично удалить в процессе кислотной разварки цементата (H_2SO_4 , Т:Ж \approx 1:4, концентрация кислоты 100–150 г/л). Возможна также отгонка цинка из-под слоя расплава Na_2CO_3 в дуговой рудно-термической печи в присутствии флюсов. В последнем случае достигается максимальная очистка Au и Ag от сопутствующих примесей.

Преимущества способа Меррил–Кроу – аппаратурная простота процесса, возможность использования перевозимых модульных заводов, малое количество отходов, возможность ведения процесса при низких температурах.

Недостатками способа Меррил–Кроу является работа со сравнительно ограниченными по составу растворами. Среди элементов, оказывающих негативное воздействие на МК-процесс, укажем мышьяк и сурьму.

10.1.2. ОПИСАНИЕ ЗАВОДА МОДЕЛИ "МЕРРИЛ–КРОУ" ПО ИЗВЛЕЧЕНИЮ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ РАСТВОРОВ КВ

В последние годы российские предприятия КВ благородных металлов стали активно применять метод цементации на цинковом порошке. В качестве установки используют поставляемый из-за рубежа завод производительностью 20 м³ растворов в час.

Завод состоит из следующих конструктивных элементов:

- платформы размером 2,4×12 м, на которой монтируют питающий насос очистительного фильтра, насос намывки фильтрующего слоя на очистительный фильтр, бак для смешивания диатомовой земли, насос подачи очистительного раствора, жидкокольцевой вакуумный насос, цинковый питатель, нагнетательный питающий насос фильтра, компрессор, магнитный индуктивный расходомер, все необходимые электрические компоненты системы;

- установки вакуумной деаэрации в комплекте с системой распределения раствора, полипропиленовой герметизацией и системой контроля уровня раствора;

- очистительного фильтра с минимальной площадью фильтрования 14 м²;

- осадительного фильтра пластинчато-рамочного типа с минимальной площадью фильтрования 14 м²;

- системы обвязки узлов установки, состоящей из труб различного диаметра.

Работа установки по извлечению золота из продуктивных растворов предусматривается по следующей технологической схеме (рис. 10.4).

Исходный продуктивный раствор из буферного бака посредством высоконапорного насоса подают на очистительный листовой фильтр. Для улучшения фильтрации в него вместе с исходным раствором периодически или непрерывно подают пульпу диатомовой земли, приготовляемой в баке с мешалкой (намывном баке). Из фильтра очищенный исходный раствор поступает в колонну деаэрации, в которой благодаря создаваемому вакуум-насосом разрежению происходит удаление из раствора кислорода. Обескислороженный раствор с помощью насоса, имеющего большую высоту всасывания, подают в осадительный фильтр-пресс. Причем во всасывающую линию насоса из узла активации насосом-дозатором подают пульпу активированной цинковой пыли. В осадительном фильтре происходит цементация золота.

Активацию цинковой пыли осуществляют 10%-ным раствором нитрата свинца в смесительном аппарате, в который цинковая пыль и раствор нитрата свинца поступают дозами из соответствующих бункера и емкости.

В осадительный фильтр-пресс при необходимости также подают пульпу диатомовой земли. Периодически фильтр разгружают, цементат передают на дальнейшую переработку.

Работу узла деаэрации и подачи раствора в осадительный фильтр регулируют системой контроля уровня раствора в колонне, состоящей из пневматического клапана и поплавковой системы управления.

Установки "Меррил-Кроу" монтируются заводом-изготовителем в полной готовности на мобильных блоках с необходимыми обслужи-

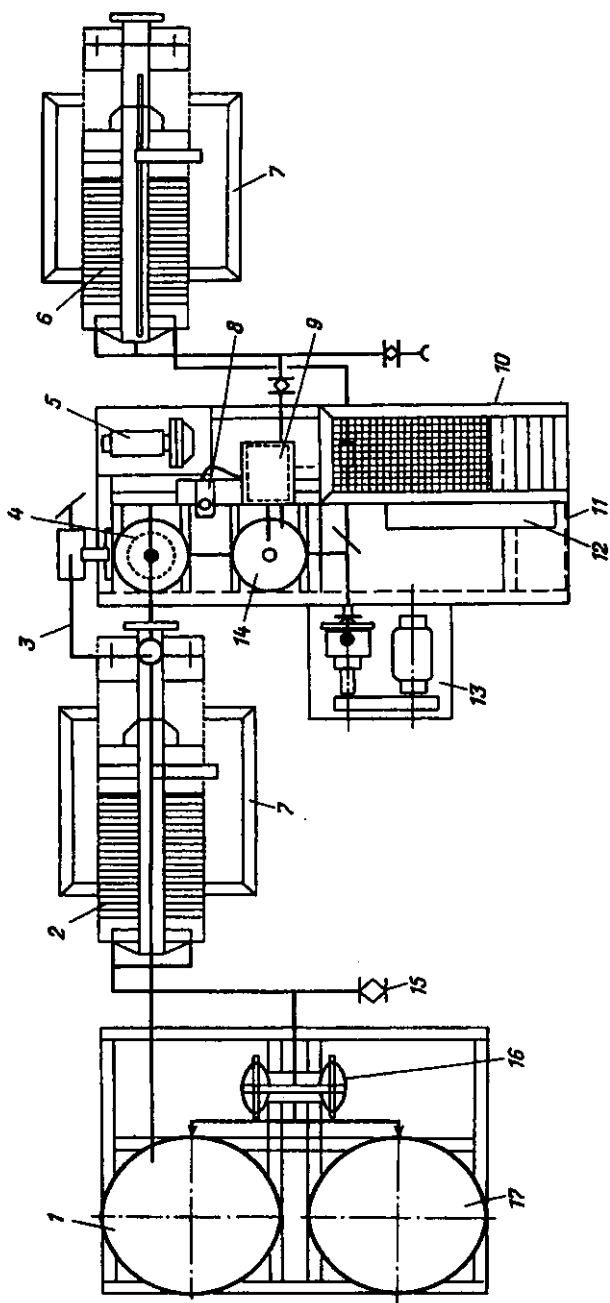


Рис. 10.4. Схема завода по извлечению золота из растворов КВ по методу Меррил-Кроу:
 1 — намывной бак; 2 — очистительный фильтр; 3 — контроль уровня; 4 — башня деаэрации; 5 — вакуумный насос; 6 — осадительный
 фильтр; 7 — корыто фильтра; 8 — подающее устройство для нитрата свинца; 9 — миксер для цинка; 10 — лестница и платформа; 11 —
 опорная рама; 12 — контрольный щит; 13 — насос для осадительного фильтра; 14 — воронка для цинка; 15 — продуктивный раствор;
 16 — насос; 17 — емкость для диатомовой земли

вающими площадками, "под ключ". Разработчик также предоставляет чертежи для возведения фундаментов для установки оборудования на рабочем месте.

10.2. СОРБЦИОННЫЕ МЕТОДЫ ИЗВЛЕЧЕНИЯ

На зарубежных объектах кучного выщелачивания и некоторых предприятиях России используют активированный уголь на основе дробленной скорлупы кокосового ореха.

Выделение золота из цианидных растворов осуществляют путем осаждения (поглощения) его на гранулы активированного угля в специальных колоннах с отношением диаметра к высоте от 1:6 до 1:10. Растворы пропускают через слой активированного угля снизу вверх в колоннах. Золото осаждается на активированном угле по всей высоте колонны, а обеззолоченные цианидные растворы на выходе из колонны подкрепляют цианидом натрия, щелочью и возвращают в цикл кучного выщелачивания. Число колонн в цепочке обычно от трех до шести. Одну или две колонны после заполнения гранул активированного угля золотом отключают из цепочки осаждения и переключают на цикл снятия золота с угля (десорбция) и регенерации (активации) угля. В этом цикле горячие (90–100 °С) растворы цианида натрия и щелочи под небольшим избыточным давлением [50–100 кПа (0,5–1,0 атм)] пропускают через колонны с золотосодержащим активированным углем, при этом осажденное золото растворяется и переходит в более концентрированный золотосодержащий раствор (100–300 мг/л). Выделение золота из богатых по золоту растворов осуществляют посредством электролиза, при этом золото осаждается на специальном катоде (вата из тонкой проволоки нержавеющей стали). Катодное золото (80–90 % чистоты) плавят с флюсами на черновое золото (сплав Доре) с содержанием 96–98 % (рис. 10.5).

Активированный уголь без золота после десорбции поступает в цикл регенерации (активации) для восстановления его первоначальных свойств с последующим возвращением в цикл осаждения золота в системе сорбционных колонн.

В России на некоторых предприятиях используют ионообменные смолы, представляющие собой синтетические высокомолекулярные соединения на основе стирола и дивинилбензола с различными функциональными группами, которые способны в водных растворах поглощать ионы различного заряда, в частности для благородных металлов ионы $\text{Au}(\text{CN})_2^-$, AuCl_4^- , $\text{Au}(\text{TM})_2^+$, $\text{Au}(\text{S}_2\text{O}_3)_2^-$, $\text{Ag}(\text{CN})_2^-$, AgCl_2^- , $\text{Ag}(\text{TM})_2^+$ и другие.

К преимуществам ионообменных смол перед активированным углем относят следующие:

- более высокую степень насыщения смол до 20–30 кг/т смолы по сравнению с 3–5 кг/т для угля;
- значительную скорость реакции и извлечения золота из растворов – уменьшение продолжительности процесса в 3–5 раз, что обу-

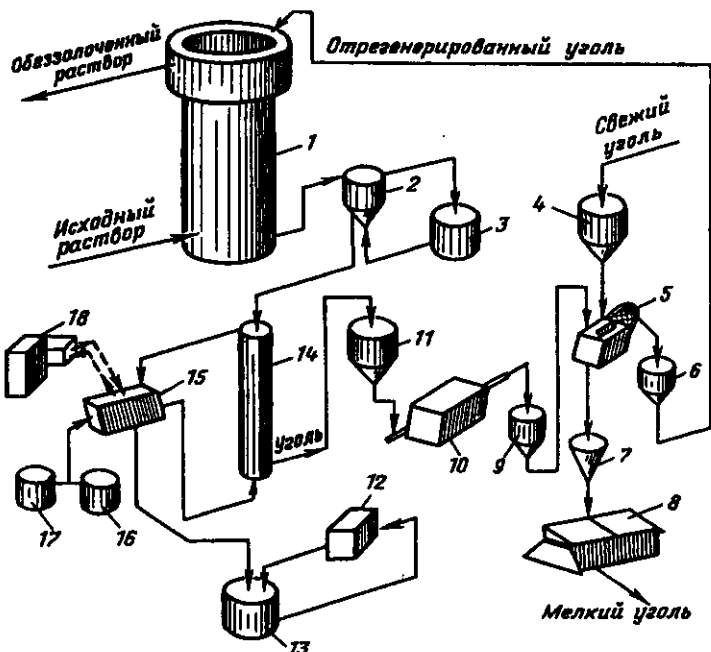


Рис. 10.5. Схема цепи аппаратов сорбции золота из растворов на активированный уголь:

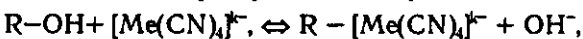
1 — сорбционная колонна; 2 — емкость для насыщенного угля; 3 — емкость для кислоты; 4 — емкость для кондиционирования угля; 5 — грохот с сеткой; 6 — емкость для регенерируемого угля; 7 — осветляющий конус; 8 — фильтр; 9 — емкость для охлажденного угля; 10 — печь реактивации; 11 — емкость для угля после десорбции; 12 — электролизер; 13 — емкость для богатого раствора; 14 — десорбционная колонна; 15 — теплообменник; 16 — емкость для цианида; 17 — емкость для воды; 18 — паровой котел

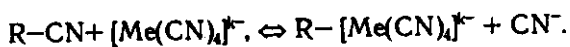
словливает соответственно сокращение массы сорбента и объема сорбционного оборудования;

- более высокую степень извлечения из продуктивных растворов — остаточное содержание в растворах 0,01–0,03 мг/л для смол по сравнению с 0,1 мг/л для углей.

10.2.1. ОСНОВЫ СОРБЦИОННОЙ ТЕХНОЛОГИИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА ИЗ РАСТВОРОВ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

Основной формой нахождения элементов в растворах КВ являются цианидные комплексы $[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$, $[\text{Ag}(\text{CN})_2]^-$, $[\text{Cu}(\text{CN})_3]^{2-}$, $[\text{Zn}(\text{CN})_4]^{2-}$ и т.д. Все эти соединения будут сорбироваться смолой АМ-2Б благодаря протеканию процессов

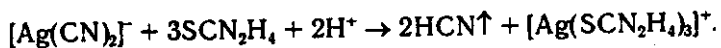
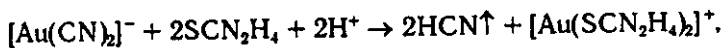




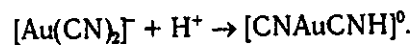
При равных молярных концентрациях элементов в растворе смола АМ-2Б имеет следующий ряд сродства элементов: $Au > Zn > Ni > Ag > Cu > Fe$.

При сорбции из растворов цианидные комплексы связываются с матрицей ионообменной смолы с различной прочностью. Параметрами, характеризующими прочность связи аниона со смолой, являются заряд комплексного цианидного аниона и его размер. Наиболее прочно связаны со смолой однозарядные анионы $[Au(CN)_2]^{-}$ и $[Ag(CN)_2]^{-}$. С увеличением заряда аниона прочность связи снижается. Поэтому такие комплексы, как $[Cu(CN)_3]^{2-}$, $[Zn(CN)_4]^{2-}$ и $[Co(CN)_6]^{3-}$, легче десорбируются со смолы при различных операциях (кислотная отмывка, тиомочевинная десорбция), чем соединения золота и серебра. Важным фактором, определяющим прочность связи комплексного цианидного аниона со смолой, является соответствие размеров иона и диаметра каналов (пор) в зерне ионообменного материала. Смола "Россион-12" синтезирована таким образом, чтобы размер пор в ее матрице максимально соответствовал размеру аниона $[Au(CN)_2]^{-}$. Таким образом, при обработке смолы "Россион-12" растворами H_2SO_4 в первую очередь будут десорбироваться примеси — соединения Zn, Cu, Ni и Co. Десорбция ионов $[Au(CN)_2]^{-}$ и $[Ag(CN)_2]^{-}$ в этом случае происходить не будет.

Для десорбции Au(I) и Ag(I) со смолы используют химическое разложение цианидных комплексов кислыми растворами тиомочевины:



Поскольку тиомочевинный комплекс золота является менее прочным ($pK_{\text{нест}} = 27$, где $K_{\text{нест}}$ — константа нестабильности комплексных соединений) по сравнению с цианидным ($pK_{\text{нест}} = 40$), разрушение комплексного цианидного аниона $[Au(CN)_2]^{-}$ и переход его в комплексный цианидный катион $[Au(SCN_2H_4)_2]^{+}$ осуществляют с добавлением кислоты. Кислота способствует разрушению цианидного комплекса за счет протонирования координированного цианидного лиганда:



Протонированный нейтральный лиганд HCN связан с атомом Au(I) гораздо менее прочно, чем анион CN^{-} , поэтому он легко замещается нейтральной молекулой SCN_2H_4 . Нагревание способствует этому процессу благодаря удалению выделившегося HCN из реакционной сферы в газовую фазу. Таким образом, происходит превращение сорбированного аниона $[Au(CN)_2]^{-}$ в катион $[Au(SCN_2H_4)_2]^{+}$.

Последний не может удерживаться в фазе смолы и переходит в раствор.

Из кислот для указанной цели подходят любые сильные неокисляющие кислоты (HCl , H_2SO_4 и др.), но из экономических соображений, а также для уменьшения коррозии оборудования используют серную кислоту.

Важным фактором, определяющим скорость десорбции золота со смолы, является поглощение тиомочевины смолой, которое получило название сорбции тиомочевины. Экспериментально установлено, что десорбция золота и серебра со смолы "Россион-12" кислотными растворами тиомочевины начинается не сразу, а после поглощения смолой определенного количества десорбирующего реагента. Явление сорбции тиомочевины обусловлено образованием клатратных соединений между смолой и тиомочевинной. В результате часть тиомочевины выводится из реакционной сферы, что тормозит процесс десорбции.

В гидрометаллургической лаборатории научно-технического центра МНПО "Полиметалл" разработана оригинальная методика, позволяющая избежать сорбции тиомочевины и тем самым активизировать десорбцию, а также снизить расход тиомочевины. Суть методики заключается в том, что отдесорбируемую от примесей цветных металлов смолу обрабатывают водным раствором мочевины OCN_2H_4 . Мочевина также образует клатратные соединения со структурными элементами ионообменной смолы, но она существенно дешевле, чем тиомочевина. Подача десорбирующего тиомочевинного раствора в обработанную таким образом смолу приводит к тому, что десорбция Au(I) и Ag(I) начинается сразу и тиомочевина не расходуется на насыщение смолы.

Анионообменные смолы по сравнению с активированными углями обладают более высокими механической прочностью и кинетическими характеристиками. Для десорбции смол не требуется повышенного давления и высоких температур. Смолы не подвержены "отравлению" органическими веществами и карбонатом кальция, для восстановления сорбционных свойств они не требуют термической реактивации.

Существенное упрощение схемы регенерации анионообменных смол можно ожидать при использовании низкоосновных смол, так как для регенерации насыщенной металлами смолы достаточно в этом случае провести ее обработку при температуре 50–60 °С щелочным раствором следующего состава: 10 г/л NaOH и 1 г/л NaCN . Десорбция золота и регенерация сорбента совмещены в одной операции щелочной обработки.

Операции сорбции и регенерации можно проводить в одних и тех же аппаратах (колоннах) без перегрузки смолы. При использовании низкоосновных смол снижаются капитальные и эксплуатационные затраты в сравнении с применением активированных углей и смол типа АМ-2Б и "Россион-12".

10.2.2. СОРБЦИОННОЕ ОБОРУДОВАНИЕ

Принципиально оборудование для проведения сорбционного процесса извлечения благородных металлов одинаково для смол и углей. Это колонны разного объема, выполненные из различных материалов в зависимости от агрессивности применяемых выщелачивающих растворов. Например, для цианидных растворов используют обычную углеродистую сталь.

Большой объем перерабатываемых продуктивных растворов определяет высокие скорости потока растворов в колоннах, достигающие $60 \text{ м}^3/\text{ч}$ на 1 м^2 поперечного сечения колонны.

Обычно в цикле сорбционного извлечения золота из продуктивных растворов для более полного насыщения сорбента процесс проводят непрерывно в трех колоннах в противоточном режиме: растворы поступают в колонну № 1, проходят последовательно далее колонны № 2 и № 3, а сорбент (уголь, смола), свежий или отрегенированный, загружают в колонну № 3 и затем последовательно порции перегружают из колонны № 3 до колонны № 1.

Насыщенный золотом сорбент выводят из колонны № 1, объединенный раствор после выхода из колонны № 3 направляют в оборот на кучное выщелачивание после доукрепления реагентами. Насыщенная смола из колонны № 1 поступает в цикл элюирования — регенерации — выделения золота в виде черного металла.

Элюирование или десорбцию золота с насыщенной смолы проводят в таких же аппаратах-колоннах с обработкой смол различными десорбирующими растворами. Так, для селективной десорбции золота используют растворы тиомочевины ($80\text{--}90 \text{ г/л}$) в серной кислоте ($20\text{--}30 \text{ г/л}$) при температуре 60°C .

Кроме того, в случае высокого содержания примесей в рудах и продуктивных растворах осуществляют селективную десорбцию примесей:

- меди, цинка и никеля — растворами серной кислоты перед десорбцией золота;
- серосодержащих примесей — растворами едкого натра после десорбции золота перед возвращением смолы на стадию сорбционного извлечения.

В этом и заключается регенерация ионообменной смолы, т.е. восстановление ее сорбционных способностей для обеспечения высоких показателей работы в сорбционном процессе извлечения золота из продуктивных растворов.

ВНИИХТ является разработчиком ионообменных смол марок АМ-2Б и "Россион-12", эффективно извлекающих золото и попутно серебро из продуктивных растворов различных сред и различного сложного состава.

Растворы после десорбции золота в зависимости от содержания его на смоле имеют концентрацию по золоту от $0,5$ до 2 г/л и вступают в стадию выделения товарного продукта — черного металлического золота. Эта стадия включает в себя следующие операции:

- осаждение гидратов растворами едкого натра и фильтрация осадка с возвратом растворов тиомочевины на стадию десорбции золота;

- удаление примесей из осадка посредством обработки раствором серной или азотной кислоты;

- сушка осадка, смешивание с флюсами и плавка в печах при температуре 1200 °С с получением слитков черногового металлического золота (серебра) или их сплава — сплава Доре.

АППАРАТЫ СО "ВЗВЕШЕННЫМ" СЛОЕМ ИОНИТА

Противоточный метод сорбционного извлечения из растворов может быть реализован в колоннах "взвешенного" слоя, когда ионит подают сверху, а раствор — снизу колонны с такой скоростью, при которой слой ионита раздвигается. Такие аппараты относят к аппаратам идеального вытеснения. Оптимальной областью их применения является мелкомасштабное производство.

Достоинство метода — простота оборудования, низкий расход ионита, возможность работы в условиях, приближающихся к динамическим, т.е. получение в одном аппарате как насыщенного ионита, так и низких концентраций золота в жидкой фазе. Однако это реализуется только при строгом соблюдении граничных условий по скорости подачи раствора. При нарушении этих условий происходит "закипание" слоя ионита и резкое снижение всех технологических показателей.

Снижение продольного перемешивания ионита, сегрегации зерен ионита и выравнивание поля скоростей по сечению этих аппаратов достигается путем установки различного рода насадок. Они обеспечивают создание интенсивного поперечного движения фаз в ограниченном (по высоте) объеме аппарата.

Из множества аппаратов этого типа в России наиболее известны колонны с насадкой КРИМЗ. Аппараты работают в пульсирующем режиме, обеспечивающем создание высоких скоростей в объеме между насадками, которые помещают на расстоянии 30–60 см. По высоте колонны можно установить от 5 до 20 насадок, а производительность по раствору достигает 10–15 м³ на 1 м² поперечного сечения колонны.

АППАРАТЫ С ПЛОТНЫМ СЛОЕМ ИОНИТА

Сорбционное извлечение золота можно осуществлять в аппаратах с плотным неподвижным слоем ионита и с плотным периодически перемещаемым слоем ионита.

В первом случае используют широко применяемые в процессе водоподготовки ионитовые фильтры. Исходный раствор подают сверху, он проходит слой ионита и выводится из аппарата. При этом

в слое ионита устанавливается стационарный сорбционный фронт, перемещающийся вниз по слою. В этом фронте концентрация золота изменяется от исходной до "сбросной", которую выбирают на уровне 96—98 % от исходной (0,1—0,5 мг/дм³). Вместимость ионита в этом случае достигает своей максимальной величины в верхней зоне аппарата и постепенно увеличивается по мере фильтрования исходного раствора.

В зависимости от физико-химических характеристик системы (вместимости ионита по золоту, исходной концентрации золота, кинетики процесса и т.д.) при движении сорбционного фронта вниз наступает "проскок", когда концентрация золота в выходящем растворе начинает резко повышаться. При этом, как правило, насыщается только $\frac{1}{3}$ или $\frac{1}{2}$ общего объема ионита.

Для достижения более полного насыщения последовательно подключают две-три колонны. В этом случае ионит в первой колонне оказывается полностью насыщенным при "проскоке" после второй или третьей колонны. Далее первую колонну отключают и выводят на десорбцию золота и регенерацию ионита, а за последней колонной устанавливают колонну со свежим ионитом.

Такой режим называют методом "блуждающей колонны". Он обеспечивает получение высоких технологических показателей и позволяет извлекать золото на установках любой производительности.

Десорбцию золота осуществляют в том же аппарате, и после проведения технологического цикла колонну включают в "хвост" технологической цепочки извлечения золота из продуктивных растворов.

Недостатком является необходимость сложной системы запорной арматуры и баковой аппаратуры.

Существенным является требование к концентрации твердых частиц в исходных растворах. Она не должна превышать 10—15 мг/дм³, в противном случае происходит забивание слоя ионита и резкое сокращение скорости фильтрации вплоть до полного прекращения процесса.

В этой связи обязательно должна быть предусмотрена операция очистки продуктивных растворов от взвесей твердых частиц (отстаивание, фильтрация и т.п.).

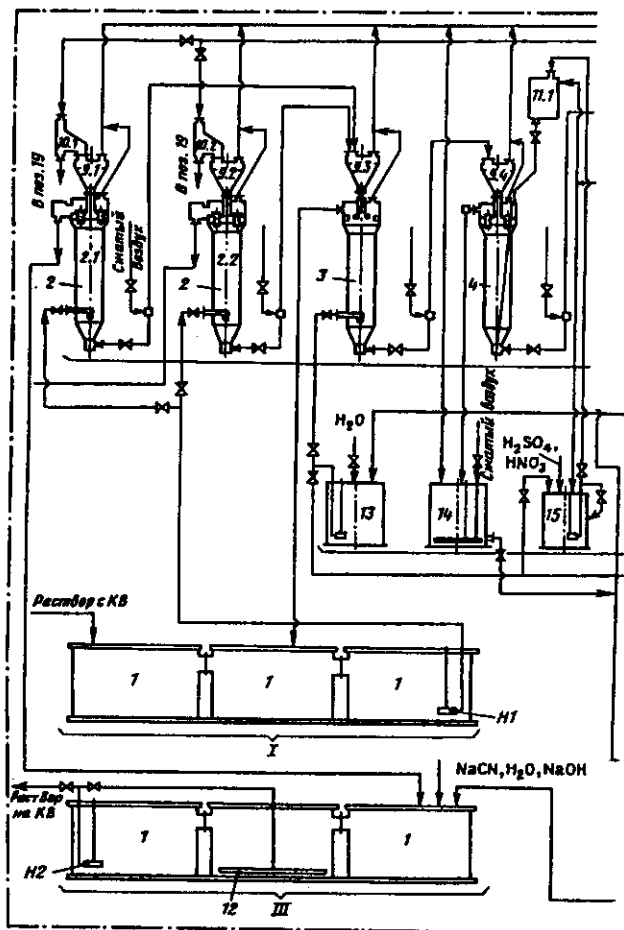
В большей мере отмеченные недостатки устранены в колоннах с периодически движущимся слоем ионита [колонна непрерывной сорбции с пневмогидравлической разгрузкой сорбента (КНСПР), сорбционно-напорная колонна (СНК) и т.д.]. В них реализуют принцип дискретного (порционного) выведения насыщенного (регенерированного) ионита, так что сорбционный фронт все время остается как бы в фиксированной зоне объема колонны и осуществляется противоточное движение взаимодействующих фаз.

Данные аппараты позволяют получить заданные технологические показатели в одном аппарате как при сорбции, так и десорбции золота, снижают единовременную загрузку ионита, позволяют фильтровать растворы со скоростями 30—50 м/ч. Они хорошо моделируют

ся и имеют производительность от 1,0 до 300 м³/ч по раствору, что позволяет рекомендовать их к широкому использованию для сорбционного извлечения золота из растворов.

10.2.3. ПЕРЕДВИЖНАЯ УСТАНОВКА ДЛЯ ПЕРЕРАБОТКИ РАСТВОРОВ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

При создании установок для сорбционного извлечения золота из растворов кучного выщелачивания (КВ) может быть использован положительный опыт многолетней эксплуатации передвижных сорбционных установок, используемых в уранодобывающей промышленности. Они были разработаны для попутного извлечения урана при



промышленном исследовании месторождений, обрабатываемых методом подземного выщелачивания, и использовались также при обработке малых групп месторождений, расположенных на отдаленных участках, когда строительство стационарных цехов было нецелесообразно с экономической точки зрения. Установки выполняли в разных вариантах: только сорбция металла с перевозкой насыщенного сорбента в цех; сорбция и десорбция с перевозкой насыщенного раствора (элюата); полный цикл для получения готового продукта в виде раствора диураната натрия или аммония.

Рассматриваемая установка разработана для сорбционного извлечения золота из растворов КВ производительностью 50 м³/ч по раствору. В качестве выщелачивающего агента используют раствор NaCN, а извлечение золота осуществляют на анионите АМ-2Б. Для

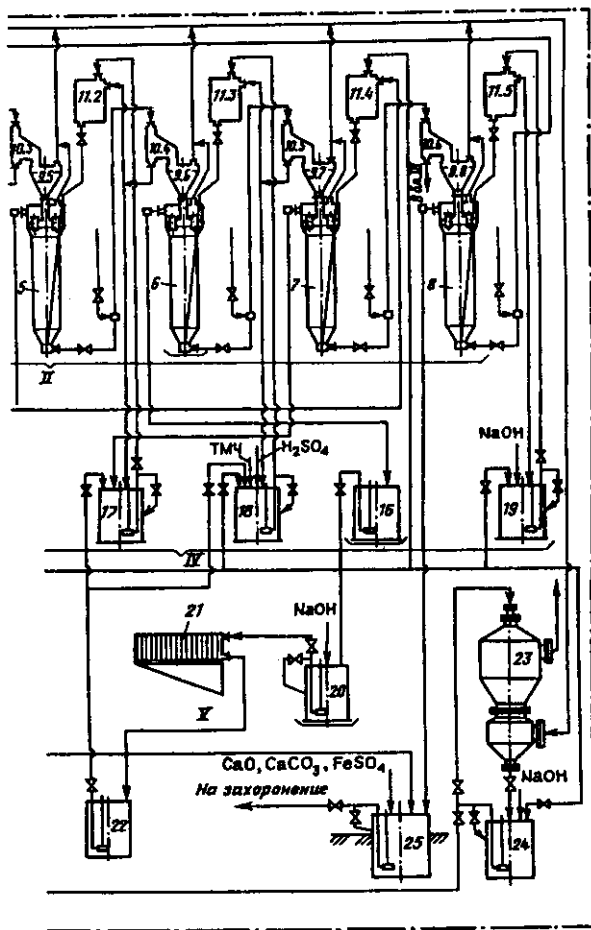


Рис. 10.6. Аппаратурная схема перерабатывающей установки

снижения капитальных затрат и обеспечения многократного использования установки с целью обработки малых месторождений, как правило техногенных, все оборудование komponуют поблочно из сборно-разборных элементов, выполненных в габаритах автомобильного транспорта.

Перерабатывающая установка в соответствии с аппаратурной схемой (рис. 10.6) включает в себя: блок подготовки продуктивных растворов I; блок сорбции-десорбции II; блок подготовки выщелачивающих растворов III; блок подготовки реагентов IV; блок осаждения и фильтрации золота V; скруббер 23 с баком приготовления раствора едкого натра 24 и бак нейтрализации сбросных растворов 25.

Блок подготовки продуктивных растворов III предназначен для сбора раствора и отделения песков и ила. Для обеспечения транспортабельности он выполнен из трех секций I, вместимостью 20 м^3 каждая, соединенных последовательно и располагаемых на общей разборной раме. Число секций может быть увеличено или уменьшено. Секции оснащены крышками, обеспечивающими герметичность, предусмотрена площадка с погружным (полупогружным) вертикальным насосом с подачей до $70 \text{ м}^3/\text{ч}$.

Блок сорбции-десорбции II комплектуют двумя сорбционными напорными колоннами 2.1 и 2.2 типа СНК (рис. 10.7) с четырьмя дренажными кассетами со сменными сетчатыми вставками. Для того чтобы обеспечить фиксированный слой ионита при подаче $25 \text{ м}^3/\text{ч}$ раствора и уменьшить одновременную загрузку, диаметр колонны равен $0,8 \text{ м}$, а оголовок увеличен до 1 м из условия размещения дренажей. Высота колонны принята не более 5 м вследствие необходимости уменьшения общих габаритов установки; при этом высота слоя ионита для сорбции металла из раствора недостаточна, поэтому и потребовалась установка двух колонн. Для остальных аппаратов блока принятые размеры являются оптимальными, а по десорбции имеется и резерв производительности, что позволило укомплектовать весь блок аппаратами однотипными по конструкции и одинаковыми по размерам. В колоннах использован противоточный принцип движения раствора и ионита: раствор подают в нижнюю часть колонны, и он выходит через дренажи, а сорбент загружают в верхнюю часть колонны, перегружают эрлифтом снизу. В месте входа раствора установлен обратный клапан.

В качестве промывочной колонны 3 используют колонну типа СНК со снятыми дренажами, дополнительно оснащенную пневмошибером на патрубке загрузки ионита. Материал сорбционных и промывочной колонн — нержавеющая сталь 12Х18Н10Т. На последующих операциях используют десорбционную колонну типа СНК, оснащенную трубой для подачи раствора, проходящей через крышку до дна колонны, и встроенным эрлифтом. Колонна 4 предназначена для отмывки раствором серной кислоты примесей из ионита, материал — сталь 12Х17Н13М3Т, содержащая молибден и значительно более стойкая в растворах серной кислоты. Колонна 5 предназна-

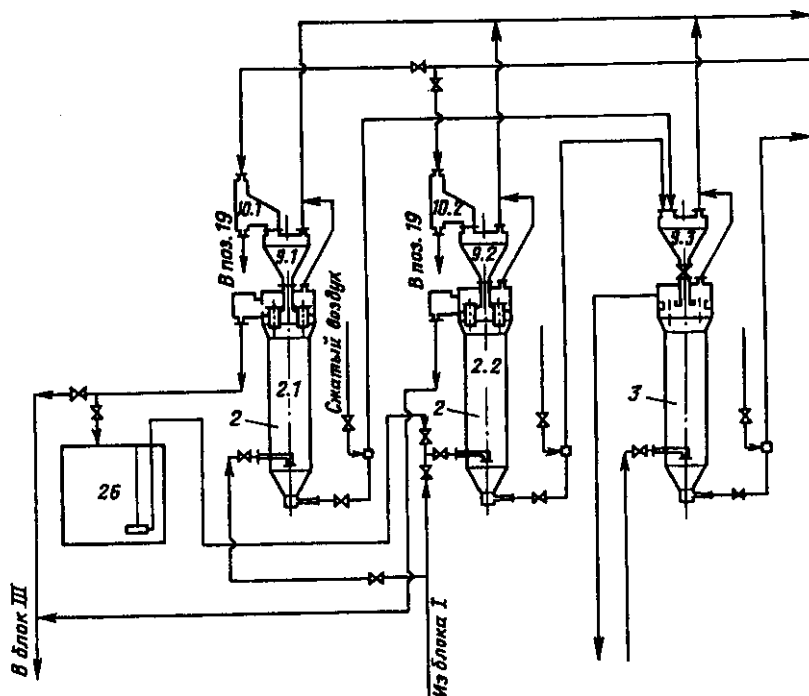


Рис. 10.7. Блок сорбции-десорбции

на для сорбции тиомочевины, материал – титан; колонна 6 – для десорбции золота раствором тиомочевины, материал – титан; колонна 7 – для отмывки от тиомочевины, материал – титан. Для комплектации этих колонн возможно использование насосов, трубопроводов и арматуры из полипропилена. Колонна 8 предназначена для щелочной обработки ионита, материал – сталь 12Х18Н10Т.

Колонны блока оснащены бункерами для ионита 9.1–9.8 рабочим объемом 0,4 м³ каждый (см. рис. 10.6). Колонны (2.1, 2.2, 5, 6, 7 и 8) комплектуют дугowymi ситами 10 для отделения транспортной влаги при эрлифтной перегрузке ионита. Бункера колонны и дуговые сита для герметизации закрыты крышками и оснащены патрубками для подсоединения к вентиляционной системе.

Над колоннами установлены напорные баки 11.1–11.5 вместимостью 1 м³ каждый, предназначенные для самотечной подачи реагентов при отмывке и десорбции.

Колонны сорбции на выходе раствора оснащены щелевыми расходомерами на расход 20–60 м³/ч, а колонны десорбции – расходомерами с тарированными шайбами на расход 50–250 л/ч. Бункера, дуговые сита и баки изготавливают из того же материала, что и соответствующие колонны.

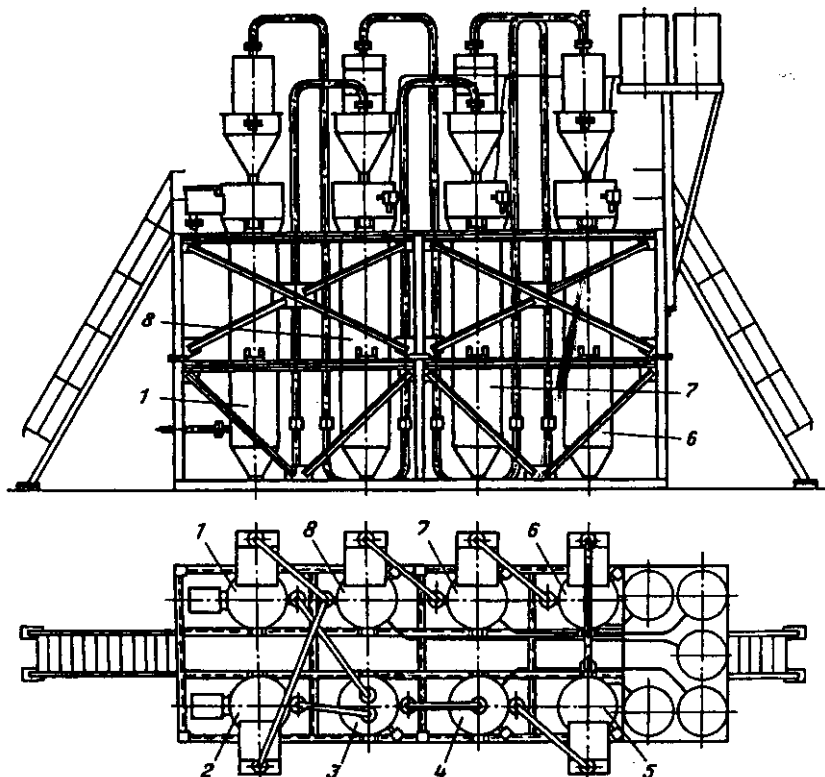


Рис. 10.8. Оборудование блока сорбции-десорбции:

1 и 2 — сорбционные колонны; 3 — промывочная колонна; 4 — колонна для отмывки примесей из нонита; 5 — колонна для сорбции тиомочевины; 6 — колонна для десорбции золота раствором тиомочевины; 7 — колонна для отмывки от тиомочевины; 8 — колонна для щелочной обработки нонита

Оборудование блока сорбции-десорбции собирают на общей металлоконструкции, выполненной в трех уровнях по высоте и в габаритах автомобильного транспорта (рис. 10.8). Аппараты связаны между собой в пределах блока разъемными трубопроводами на фланцевых соединениях.

Блок подготовки выщелачивающих растворов III' (см. рис. 10.6) предназначен для сбора маточных растворов сорбции, отстаивания их и доукрепления NaCN . Блок состоит из трех секций 1 вместимостью 20 м^3 каждый, соединенных последовательно и расположенных на общей раме. В средней секции установлен перфорированный коллектор 12 для перемешивания раствора, на площадке размещен насос Н2 с подачей $70 \text{ м}^3/\text{ч}$, предназначенный для перекачки раствора на КВ и подачи части раствора в коллектор 12 на перемеши-

вание. Как правило, на этом блоке и блоке продуктивных растворов устанавливаются по второму дублирующему насосу с соответствующей обвязкой трубопроводами.

Блок подготовки растворов реагентов IV содержит бак для технической воды 13 вместимостью 3,2 м³, материал — ст.3; бак отдувки синильной кислоты 14 вместимостью 3,2 м³, 12X17H13M3T; реактор для подготовки раствора серной кислоты 15 вместимостью 1,5 м³, титан; бак сбора золотосодержащего элюата 16 вместимостью 1,5 м³, титан, может быть перенесен в блок V для обеспечения сохранности металла; бак — сборник растворов после десорбции тиомочевины 17 вместимостью 1,5 м³, титан; реактор для приготовления раствора тиомочевины 18 вместимостью 1,5 м³, титан; реактор для приготовления раствора едкого натра 19 вместимостью 1,5 м³, 12X18H10T.

Оборудование блока комплектуют или на общей раме, или в соответствии с конфигурацией и размерами приспособляемого помещения (навеса) по монтажной схеме из условия наименьшей длины трубопроводов обвязки.

Блок осаждения и фильтрации золота V (см. рис. 10.6) содержит реактор для осаждения золота 20 вместимостью 1,5 м³, фильтр-пресс 21 с бункером, бак сбора маточника фильтрации 22 вместимостью 1,5 м³. Все оборудование, кроме фильтр-пресса, изготовлено из титана.

Колонна десорбции золота и все баки блока V устанавливают на поддоны из титана или нержавеющей стали для сбора проливов.

Выбор материалов оборудования, аппаратуры, насосов и трубопроводов обоснован следующими соображениями: в растворах тиомочевины нержавеющая сталь быстро корродирует, титан стоек; при работе с богатыми золотосодержащими растворами на титане золото менее всего осаждается (цементируется).

Баки и реакторы установки оснащают вертикальными погружными насосами, реакторы имеют мешалки с приводом или ввод раствора от насоса в корпус на перемешивание.

Все аппараты установки герметичны и объединены общей вентиляционной системой с выводом на скруббер 23. Используют скруббер с шаровой насадкой, связанный трубопроводами с реактором 24 для подготовки раствора едкого натра, вместимость реактора 1,5 м³. Материал вентиляционной системы, скруббера и реактора — сталь 12X18H10T. Реактор 25 вместимостью 3,2 м³ используют для сбора и нейтрализации сбросных растворов. Перевозку и хранение серной кислоты осуществляют в автомобильной цистерне.

Продуктивные растворы кучного выщелачивания поступают в первую секцию трехсекционного отстойника I общей вместимостью 60 м³. Затем растворы посредством насоса H1 с подачей 50 м³/ч направляют на сорбцию в сорбционные колонны 2.1 и 2.2 (в каждую по 25 м³/ч). Объем загрузки ионита в колонну составляет около 1,5 м³.

При периоде насыщения ионита примерно 72 ч и концентрации золота на уровне 1 мг/л максимальная производительность двух ко-

лонн может быть до 70 м³/ч. Выходящий из колонн маточник сорбции направляют для улавливания боя ионита и доукрепления по циан-иону в трехсекционный отстойник III и далее насосом H2 на выщелачивание. При подаче 50 м³/ч и насыщении ионита по золоту 1,8 г/л ежедневная загрузка каждой колонны составит 120 л ионита, а общий часовой поток ионита на установке — 30 л. Насыщенный ионит из колонн с помощью эрлифта направляют в бункер 9.3 промывочной колонны 3. Для создания псевдооживленного слоя ионита подача промывочной воды в колонну составляет около 2 м³/ч. Время отмывки одной порции насыщенного ионита — 1–2 ч. Промывочные воды присоединяются к продуктивным растворам КВ, а отмытый ионит подают в бункер 9.4 колонны 4 на кислотную отмывку от примесей.

Цель операции — удаление из ионита примесей цинка, никеля, кобальта, в меньшей мере удаляют железо и медь; ионит переходит из цианистой формы в сульфатно-бисульфатную с одновременным выделением синильной кислоты в газовую фазу. Количество выделяющейся HCN составляет 0,1–0,3 кг в 1 ч. Синильную кислоту необходимо постоянно удалять из аппарата в вентиляцию и далее на поглощение в скруббере. Раствор серной кислоты (50–60 г/л) готовят в реакторе 15. В качестве пассиватора добавляют азотную кислоту в количестве 5 г/л. Затем раствор насосом подают в напорный бак 11.1 и далее в количестве четыре объема на объем ионита в час (120 л/ч) он поступает в колонну 4. Выходящий из колонны серно-кислый раствор направляют на отдувку синильной кислоты в бак 14. Отдувку осуществляют при подаче в бак сжатого воздуха 10–20 м³/(м²·ч). Далее сернокислый раствор направляется на узел нейтрализации и обезвреживания в реактор 25. Ионит после кислотной отмывки через дуговое сито 10.3 для отделения от транспортной влаги поступает в бункер 9.5 колонны 5 на сорбцию тиомочевины. Растворы, содержащие тиомочевину, идут в колонну из бака 17 через напорный бак 11.2 в количестве 60 л/ч. Выходящие растворы содержат тиомочевину, серную кислоту, циан-ион, тяжелые металлы и направляются в бак 25 для обезвреживания и нейтрализации. Транспортный раствор возвращается в бак 15.

Далее ионит подают эрлифтом через дуговое сито 10.4 в бункер 9.6 колонны 6 на десорбцию золота. Десорбцию осуществляют растворами тиомочевины (100 г/л), которые содержат серную кислоту до 30 г/л, их приготавливают в реакторе 18. Десорбирующий раствор из реактора 18 посредством насоса подают в напорный бак 11.3, где подогревают до 50–60 °С, и направляют в колонну 6. Золотосодержащие элюаты (~90 л/ч) направляют в сборник 16. Транспортный раствор сливают из сита в сборник 17.

Отдесорбированный ионит подают эрлифтом через дуговое сито 10.5 в бункер 9.7 колонны 7 на десорбцию тиомочевины (отмывка от тиомочевины). Отмывку тиомочевины осуществляют горячей водой (50–60 °С), поступающей из напорного бака 11.4 в количестве 60 л/ч.

Выходящий раствор тиомочевины подают в бак 17 на последующую сорбцию тиомочевины или частично в реактор 18 для приготовления десорбирующего раствора. Транспортный раствор возвращается в реактор 18.

Ионит после промывки подают эрлифтом через дуговое сито 10.6 в бункер 9.8 колонны 8 на щелочную обработку. Цели операции — перевод ионита в ОН-форму и десорбция примесей кремния. Щелочной раствор приготавливают в реакторе 19 и далее через напорный бак 11.5 направляют в колонну 8. Выходящий из колонны раствор, содержащий щелочь, примеси тиомочевины, кремния, мышьяка и другие, идет в реактор 25 для обезвреживания и нейтрализации.

Ионит, переведенный в гидроксильную форму, периодически через дуговые сита 10.1 и 10.2 поступает в бункера сорбционных колонн 2.1 и 2.2 и далее на сорбцию золота.

В реактор 25 идут сернистый раствор (40–50 г/л) в количестве 120 л в 1 ч из бака 14, сернистый раствор (5–10 г/л) в количестве 60 л в 1 ч, содержащий тиомочевину, из колонны 5 и щелочной раствор (40 г/л) в количестве 60 л в 1 ч из колонны 8.

Для нейтрализации и обезвреживания смеси растворов можно употреблять оксид кальция, известняк, хлорную известь, гипохлорит натрия и сульфат железа. Объем сбросных вод на захоронение составляет в сумме 5–5,5 м³/сут.

Золотосодержащий элюат периодически из бака 16 перекачивают в реактор 20 для осаждения золота едким натром при pH = 10,5–12,0. Выход осадка — 3–3,5 кг/м³.

Осадок отфильтровывают в фильтр-прессе 21, маточник фильтрации собирают в баке 22, из которого одну треть маточника направляют в реактор 18, а две трети — в бак 17 и далее на сорбцию тиомочевины. Золотосодержащие осадки периодически разгружают в контейнер и отправляют на дальнейшую переработку.

Перед операцией осаждения золота может возникнуть необходимость фильтрации элюата, для того чтобы не вносить загрязнений в золотой осадок. С этой целью в состав оборудования вводят песочный фильтр и устанавливают над реактором 20.

Если с экономической точки зрения целесообразно извлекать содержащееся в растворах серебро, то после сорбции золота до водной отмывки вводят колонну для элюирования серебра и меди (железа). Процесс осуществляют при противоточном движении ионита и раствора цианида натрия (3–4 %). Соотношение расходов ионит/раствор равно 1/5. Процесс длится до 48 ч, температура раствора 50–60 °С. Элюат направляют на извлечение серебра и меди посредством цементации и далее в блок подготовки растворов выщелачивания.

Кроме колонны, естественно, необходимы бункер сорбента, реактор для приготовления раствора NaCN и напорный бак с подогревом. Оборудование изготавливают из стали 12Х18Н10Т.

Очистку газов от синильной кислоты выполняют в скруббере 23, орошаемом раствором едкого натра, который готовят в реакторе 24.

По мере накопления циан-иона в растворе он направляется на выщелачивание.

Если количество растворов КВ менее 30 м^3 в 1 ч или перерабатывают богатые растворы и необходимо увеличить степень извлечения металла, то предпочтительна последовательная работа сорбционных колонн. Для реализации этой возможности в состав оборудования вводят буферный бак 26 вместимостью около 10 м^3 , оснащенный насосом (см. рис. 10.7), а аппараты обвязывают трубопроводами из условия и параллельной, и последовательной работы. При последовательном варианте продуктивный раствор из блока I подается в нижнюю часть сорбционной колонны 2.1, проходит слой ионита, дренажи и изливается в буферный бак 26, из которого насосом подается в нижнюю часть колонны 2.2. Маточник сорбции из колонны 2.2 выводится в блок III подготовки закачных растворов. Цикличность перегрузки насыщенного ионита из колонны 2.1 — один или два раза в смену, а из колонны 2.2 устанавливается опытным путем по степени насыщения ионита.

Исполнение основного блока сорбции-десорбции на общей металлоконструкции в минимальных габаритах, компоновка блоков продуктивных растворов и подготовки растворов выщелачивания из отдельных секций, блочность остальных узлов установки, взаимосвязь внутри блоков и между блоками посредством трубопроводов на разъёмных соединениях обеспечивают компактность установки и возможность ее многократного использования путем демонтажа и перевозки на новый участок. Установка может быть полностью изготовлена и собрана на заводе "под ключ", промаркирована и передана на добычный участок в частично разобранном виде.

В отличие от перерабатывающих комплексов подземного выщелачивания, работающих на больших объемах продуктивных растворов, для КВ производительность $50 \text{ м}^3/\text{ч}$ — величина промышленно значимая. Стационарный цех для сорбционной переработки растворов, рассчитанный на длительный срок эксплуатации и большие объемы перерабатываемых растворов, komponуют практически по той же схеме, сохраняют и основное технологическое оборудование с соответствующим масштабированием по единичной производительности.

Имеется длительный опыт эксплуатации сорбционных напорных колонн производительностью по растворам до $300 \text{ м}^3/\text{ч}$, все остальное оборудование для десорбции, подготовки растворов и реагентов также отработано на соответствующую производительность.

10.3. НАПРАВЛЕНИЯ РАЗРАБОТКИ НОВЫХ СОРБЕНТОВ ДЛЯ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЗОЛОТА И СЕРЕБРА

Золотодобывающая отрасль России находится в начальной стадии развития и внедрения кучного выщелачивания золота и серебра в промышленность. Как неоднократно отмечалось ранее, единствен-

ным промышленным выщелачивающим реагентом являются цианиды. В то же время неплохие перспективы имеют тиокарбамидный, тиосульфатный, аммиачно-сульфатный, сульфатный, хлоридный, йодидный и бромидный методы выщелачивания золота и серебра. Лабораторные и укрупненные опыты по перечисленным методам выщелачивания выполняют как в научно-исследовательских, так и производственных организациях. Естественно, необходимы разработки для получения соответствующих сорбентов.

Из анализа научно-технической и патентной информации по направлению использования сорбционных методов извлечения золота и серебра из различных сред, выполненного во ВНИИХТе, установлено:

- для извлечения золота и серебра из цианидных, хлоридных и тиосульфатных растворов могут быть успешно использованы иониты, содержащие хинолиновые, тиольные или аминотиольные и азольные ионогенные группы;

- для золотосодержащих хлоридных растворов можно рекомендовать сильно- и слабоосновные аниониты;

- для сорбции из тиосульфатных растворов следует применять слабо- и сильноосновные аниониты на основе сополимеров стирола, винилпиридина или акриловой кислоты, а также эпоксиаминовые и аминофенольные иониты. При этом для десорбции металлов рекомендуют крепкие растворы тиосульфата натрия, хлориды аммония или натрия, роданистые соли, крепкая серная кислота.

Синтез селективных по золоту ионитов можно осуществлять посредством "конструирования" на базе полимерной матрицы функциональных групп определенного химического строения, чаще всего циклического характера (хинолиновых, изохинолиновых, пиколиновых, дипиридиновых, метилпиразольных и метилпиразолметиленовых). Сорбенты получают путем аминирования соответствующими аминами хлорметилированных или хлорэтилированных сополимеров стирола и дивинилбензола (ДВБ), содержащих от 11 до 27 % хлора. Используют как гелевые, так и макропористые сополимеры.

Хорошими сорбционными свойствами при извлечении золота из цианидных сред обладают иониты и экстрагенты с гуанидиновыми группировками на основе как стиролдивинилбензольного сополимера, так и мочевино-формальдегидной и меламина-формальдегидных смол. Иониты получают либо посредством аминирования растворами гуанидина или его алкилированных производных хлорметилированного сополимера стирола и ДВБ, либо путем конденсации гуанидина, формалина и других компонентов смол. Возможно также алкилирование гуанидиновой компоненты в полимере. Содержание сшивки в полимерном сорбенте от 2 до 13 % (по-видимому, оптимальное количество 8 %). Сочетание наиболее высоких показателей по емкости и селективности по золоту наблюдают у гуанидиновых смол с небольшой полной обменной емкостью (ПОВ) в интервале 1,5–2,5 мг-экв/г. Иониты со слабоосновными первичными, вторичными и третичными аминогруппами более селективны по золоту при

сорбции из растворов более сложного состава, чем сильноосновные. Чаще всего их получают вследствие аминирования хлорметилированных сополимеров стирола и ДВБ, хотя известны случаи использования в гидрометаллургии золота и серебра анионитов на акрилатной основе типа Амберлайт ИРА-68, а также конденсационных фенолформальдегидных типа Дуолайт А-7. Была установлена зависимость селективности слабоосновных анионитов от алкильного радикала при атоме азота: $\text{CH}_3 < \text{C}_2\text{H}_5 < \text{C}_3\text{H}_7 < \text{C}_4\text{H}_9 < \text{C}_5\text{H}_{11}$ и т.д. Однако чрезмерное увеличение балластной массы алкильного радикала уменьшает емкость по золоту и оптимальные данные получены на смолах с бутиламинными группами.

Повышения селективности сорбентов можно достичь путем регулирования строения полимерной матрицы, т.е. созданием своеобразных полимерных сит, пропускающих к функциональным группам комплексные анионы золота и серебра и затрудняющих продвижение ионов примесей. Для извлечения благородных металлов из солянокислых сред перспективными являются хелатные сорбенты, дисульфидные смолы нейтрального типа, получаемые реакцией хлорметилирования сополимера (ХМС) с сульфидом натрия, полиакрилатные слабоосновные аниониты.

Для получения селективных сорбентов используют также метод импрегнирования (пропитки) пористых сорбентов селективными экстрагентами. Интересным методом для извлечения золота из кислых растворов является предварительная обработка растворов экстрагентами с последующим поглощением образовавшихся органических комплексов неионогенным полимером.

Для испытаний в лабораторных условиях создана серия образцов ионита АМС с тиамидными группами, синтезированных полимера-аналогичными превращениями стандартного промышленного сополимера акрилонитрила и дивинилбензола.

Необходимо продолжение начатых в этом направлении работ.

10.4. ВЫБОР ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ ПРОДУКТИВНЫХ РАСТВОРОВ

Во всем мире, как было отмечено ранее, единственной промышленной технологией при выщелачивании золота и сопутствующего ему серебра является цианирование. Переработку продуктивных растворов осуществляют посредством цементации и сорбции на угле и ионообменных смолах. Какому из способов переработки продуктивных растворов отдать предпочтение? В настоящем разделе сделана попытка проанализировать преимущества и недостатки каждого из перечисленных способов переработки (табл. 10.1).

При использовании сорбционной технологии сквозное извлечение золота в готовую продукцию определяют как произведение извлечения на каждой стадии технологического процесса. Таким образом, сквозное извлечение $\epsilon_{\text{скв}}$ находят по формуле

Сравнение способов цементации и сорбции

№ п/п	Достоинства	№ п/п	Недостатки
<i>Метод цементации</i>			
1	Низкие трудовые затраты на производство и техническое обслуживание	1	Требуется предварительная обработка продуктивных растворов перед осаждением
2	Низкие капитальные затраты	2	Процесс чувствителен к ионам сопутствующих металлов
3	Возможность переработки продуктивных растворов с большим соотношением серебра и золота	3	Низкие содержания полезных компонентов в растворе повышают расход цинка на единицу готового продукта
4	Малое число технологических операций и простота реализации способа в техническом отношении		
5	Возможность применения готовых модульных установок		
6	Количество кислых стоков, образующихся в процессе разварки цинкового цементата при одной и той же производительности по золоту не менее чем в 15 раз ниже, чем при применении варианта сорбционной технологии		
<i>Сорбция на уголь</i>			
1	Не требуется предварительной обработки продуктивных растворов	1	Высокие концентрации серебра в продуктивном растворе вызывают частые перегрузки угля
2	В процессе можно использовать глинистые и карбонатные руды	2	Уголь предрасположен к загрязнению солями кальция и магния
3	Высокое извлечение независимо от исходных концентраций полезного компонента	3	Трудоемкость отмывки и регенерации угля
		4	Процесс сорбции требует больших капитальных затрат, чем цементация на цинке
<i>Сорбция на ионообменные смолы</i>			
1	Высокая степень насыщения смол до 20–30 кг/т смолы по сравнению с 3–5 кг/т для угля	1	Стадия десорбции цветных металлов, золота и серебра требует применения кислых растворов
2	Значительная скорость реакции и процесса извлечения золота из растворов (сокращение продолжительности в 3–5 раз), что обуславливает уменьшение массы сорбента и объема сорбционного оборудования	2	Использование кислых тиомочевинных растворов влечет за собой применение титановой аппаратуры
3	Более высокая степень извлечения из продуктивных растворов (остаточная концентрация в растворах 0,01–0,03 мг/л для смол по сравнению с 0,1 мг/л для углей)	3	Извлечение серебра из продуктивных растворов существенно ниже, чем при цементации
			Высокая стоимость ионообменных смол

$$\epsilon_{\text{схв}} = \epsilon_{\text{КВ}} \epsilon_{\text{сорб}} \epsilon_{\text{пром}} \epsilon_{\text{десорб}} \epsilon_{\text{эл}} \epsilon_{\text{пр.пл}} \epsilon_{\text{разв}} \epsilon_{\text{т.пл}}$$

где $\epsilon_{\text{КВ}}$ — извлечение золота из руды в раствор кучного выщелачивания; $\epsilon_{\text{сорб}}$ — извлечение золота из продуктивного раствора на смолу; $\epsilon_{\text{пром}}$ — извлечение золота на стадии отмывок и кислотной десорбции примесей цветных металлов; $\epsilon_{\text{десорб}}$ — извлечение золота со смолы на стадии десорбции; $\epsilon_{\text{эл}}$ — извлечение золота из продуктивного раствора на стадии электролиза; $\epsilon_{\text{пр.пл}} \epsilon_{\text{разв}} \epsilon_{\text{т.пл}} = \epsilon_{\text{пир}}$ — извлечение золота из катодного продукта в слиток на стадии пирометаллургического передела; $\epsilon_{\text{пр.пл}}$, $\epsilon_{\text{разв}}$ и $\epsilon_{\text{т.пл}}$ — извлечение золота на стадиях предварительной плавки осадка, кислотной разварки осадка и тигельной плавки продуктов.

Количественные показатели, достигнутые при сорбционном извлечении золота, следующие: $\epsilon_{\text{сорб}} = 0,99$; $\epsilon_{\text{пром}} = 0,995$; $\epsilon_{\text{десорб}} = 0,98$; $\epsilon_{\text{эл}} = 0,97$.

Таким образом,

$$\epsilon_{\text{схв}} = \epsilon_{\text{КВ}} \epsilon_{\text{пир}} \cdot 0,99 \cdot 0,995 \cdot 0,98 \cdot 0,97 = 0,93 \epsilon_{\text{КВ}} \epsilon_{\text{пир}}$$

Для серебра показатель сорбционного передела ниже, поскольку смола специфична прежде всего по сорбции золота из растворов: $\epsilon_{\text{сорб}} = 0,6$; $\epsilon_{\text{пром}} = 0,98$; $\epsilon_{\text{десорб}} = 0,99$; $\epsilon_{\text{эл}} = 0,5$, отсюда

$$\epsilon_{\text{схв}} = \epsilon_{\text{КВ}} \epsilon_{\text{пир}} \cdot 0,29.$$

При переработке растворов КВ методом цементации сквозное извлечение по золоту и серебру складывается из произведения

$$\epsilon_{\text{схв}} = \epsilon_{\text{КВ}} \epsilon_{\text{цем}} \epsilon_{\text{разв}} \epsilon_{\text{пир}}$$

где $\epsilon_{\text{цем}}$ — извлечение золота в процессе цементации.

При цементации золота $\epsilon_{\text{цем}} = 0,99$; $\epsilon_{\text{разв}} = 0,99$

$$\epsilon_{\text{схв}} = 0,98 \epsilon_{\text{КВ}} \epsilon_{\text{пир}}$$

Для серебра $\epsilon_{\text{цем}} = 0,99$; $\epsilon_{\text{разв}} = 0,97$, отсюда

$$\epsilon_{\text{схв}} = 0,96 \epsilon_{\text{КВ}} \epsilon_{\text{пир}}$$

Если принять $\epsilon_{\text{КВ}}$ и $\epsilon_{\text{пир}}$ для вариантов цементации и сорбционной переработки продуктивных растворов равными, то сквозное извлечение золота и серебра при использовании процессов цементации оказывается предпочтительным.

Для принятия окончательного решения необходимо тщательно сопоставить все достоинства и недостатки рассматриваемых методов, приведенных в табл. 10.1, с получением технико-экономических показателей переработки продуктивных растворов.

Глава 11. ОБЕЗВРЕЖИВАНИЕ ШТАБЕЛЕЙ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ПОСЛЕ ЗАВЕРШЕНИЯ ИХ ОТРАБОТКИ

После завершения кучного выщелачивания в системе (переработанная горная масса и технологические растворы) остаются остаточные цианиды и ряд тяжелых металлов. С позиций охраны окружающей среды горная масса и технологические растворы должны быть обезврежены от цианид-ионов и комплексных цианидных анионов тяжелых металлов (цинка, меди и др.).

В настоящей главе изложены существующие методы обезвреживания и даны рекомендации по их использованию в конкретных горно-технических и физико-химических условиях систем КВ.

11.1. ГЕОХИМИЯ ЦИАНИДОВ

Цианид — обобщенный термин, указывающий на присутствие цианид-иона CN^- . Химия растворов цианидов является сложной вследствие того, что цианид-ионы образуют соединения и комплексы со многими элементами. Некоторые соединения цианидов являются высокотоксичными, а другие — относительно инертными и безвредными. Молекулярный циановодород HCN — наиболее токсичное соединение. В обычных условиях HCN — газ, который легко реагирует с окружающей средой с образованием токсичных или нетоксичных соединений цианидов.

Термин "свободный цианид" означает два соединения: цианид-ион CN^- и молекулярный циановодород, или синильную кислоту HCN . В кислых и слабощелочных растворах в основном присутствует молекулярный циановодород. Свободный цианид является ядом для человека, млекопитающих и водной фауны. Летальные дозы для человека зависят от формы контакта: 1–3 мг/кг при попадании внутрь; 10–30 мг/л при ингаляции и 100 мг/кг при абсорбции через кожу.

Предельно допустимую концентрацию свободных цианидов в воде устанавливают органы Госкомэкологии в зависимости от видов живых организмов и условий потребления воды.

На степень токсичности свободного цианида влияют такие факторы, как рН, температура, содержание кислорода в воде, ионная сила, особенности и размеры организмов (табл. 11.1).

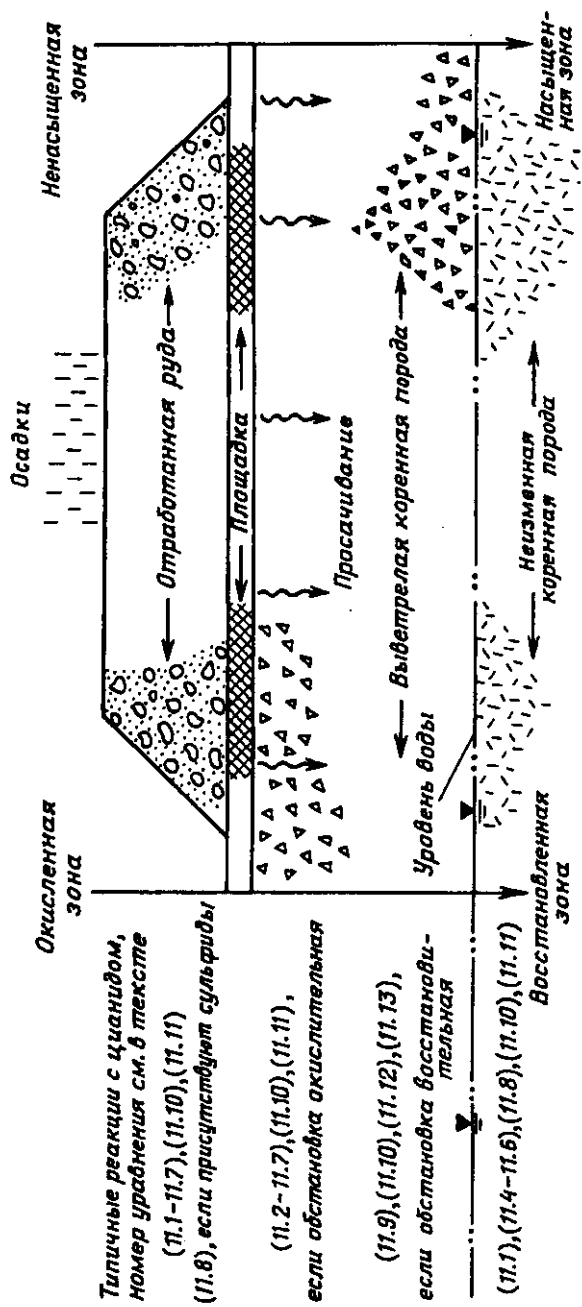


Рис. 11.1. Типичные реакции с цианидом вблизи отработанного штабеля КВ

Влияние ряда факторов на токсичность цианидных растворов

№ п/п	Факторы	Пределы	Влияние на токсичность
1	Растворенный кислород	Менее чем 100 % насыщения	Токсичность возрастает
2	Температура	От 6 до 18 °С	С увеличением на 12 °С токсичность повышается в 3 раза
3	Соленость	От 0,9 до 1,7 %	Токсичность увеличивается с ростом содержания солей
4	Аммоний	От 0,35 до 0,7 мг/л NH ₃	Токсичность увеличивается более чем в 2 раза
5	pH	Более чем 8,5	Токсичность незначительно уменьшается при повышении pH благодаря образованию меньшего объема HCN

Для того чтобы разобраться в поведении цианидов в штабеле КВ, необходимо определить протекающие реакции в различных геохимических условиях внутри штабеля, в основании, а также в подстилающих горных породах.

На рис. 11.1 представлена схематическая диаграмма, показывающая большинство компонентов системы кучного выщелачивания и основные геохимические условия внутри горно-рудной массы. Эти условия отличаются в различных частях системы. Верхние части системы КВ, включая штабель, подстилающий слой и верхние слои породы, окислены и относительно обезвожены. Нижние слои горных пород находятся в восстановительной обстановке и обводнены.

Геохимические условия внутри системы КВ зависят от таких факторов, как уровень грунтовых вод, количество осадков, выпадающих на штабель, минералогической характеристики руды и породы, объемной плотности и проницаемости пород.

В результате гидролиза цианид-иона образуется молекулярный циановодород HCN:



Эта реакция зависит от pH. При pH 9,36 концентрации цианид-иона и HCN равны (см. рис. 3.2). При pH < 9,36 циановодород является основным соединением в этой системе. Большинство штабелей КВ имеет рабочий pH около 10,5. После прекращения работ на штабеле происходит постепенное снижение pH из-за нейтрализации щелочности в процессе отмывки, орошения дождевой водой и действия атмосферного углекислого газа. Таким образом, HCN должен образовываться во всех только что оставленных штабелях КВ.

Молекулярный циановодород имеет высокое значение упругости пара и легко улетучивается в виде газа. Интенсивность улетучивания зависит от температуры. В последующем происходит окисление

или разложение HCN. Конечным результатом этого процесса является потеря цианида в системе KB.

Как показано на рис. 11.1, гидролиз иона CN^- наиболее вероятен в верхних слоях системы KB. Однако эта реакция не зависит от значений Eh и может протекать и в восстановительной обстановке нижних слоев штабеля KB.

Если штабель сложен из агломерированной руды, известь, применяемая в процессе агломерации, может играть роль буфера в системе, предотвращая гидролиз циан-иона благодаря поддержанию рН выше 9,36. Со временем проникновение воды и углекислого газа в штабель может привести к нейтрализации извести. В этом случае гидролиз также произойдет.

Окисление как HCN, так и CN^- в основном происходит в верхних слоях системы KB (см. рис. 11.1). В результате окисления HCN образуется цианатоводород HCNO по уравнению



Прямое окисление CN^- требует наличия минералогических, бактериологических или фотохимических (солнечный свет) катализаторов и приводит к образованию цианат-иона:



Цианат-ион и цианатоводород значительно менее токсичны, чем HCN. Внутри системы KB HCNO и CNO^- легко гидролизуются с образованием аммиака и диоксида углерода, которые удаляются из системы в виде газа по уравнению



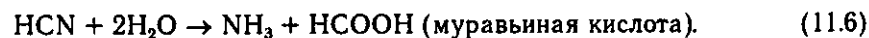
Образующийся аммиак может давать соединения аммония или окисляться с образованием нитратов в зависимости от рН.

Как следует из изложенного, окисление HCN и CN^- понижает общее содержание цианида в штабеле.

С уменьшением рН HCN может гидролизываться с получением как формиата аммония, так и муравьиной кислоты:

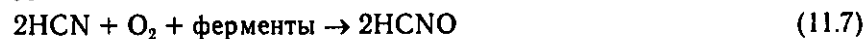


или



Эти реакции зависят от рН, при более низких значениях рН образуется муравьиная кислота.

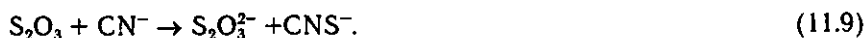
Биологические процессы приводят к разложению HCN в окисленной части пород системы KB с образованием цианатоводорода по уравнению



с последующим гидролизом до аммиака и углекислого газа в соответствии с уравнением (11.4).

Тиоцианат-ионы CNS^- могут быть получены по реакции между цианидом и соединениями серы (сульфидами, сероводородом или тиосульфатами). Тиоцианаты должны образовываться в штабелях КВ, содержащих сульфидные руды, или штабелях, сооружаемых на сульфидсодержащих породах.

Образование тиоцианатов в большей степени зависит от минералогических условий, чем от pH и Eh, и происходит в тех областях системы КВ, где имеются соединения серы:



В зонах окисления образующиеся ионы реагируют с кислородом с переходом в сульфат-ионы SO_4^{2-} .

Тиоцианаты относительно стабильны и менее токсичны, поэтому их образование — это эффективный путь удаления цианидов из системы КВ. Однако в результате повышения содержания сульфидов создаются условия снижения pH, что в свою очередь приводит к гидролизу CN^- и HCN.

Повышение кислотности может также вызвать диссоциацию цианидных комплексов тяжелых металлов, это ведет к увеличению подвижности некоторых тяжелых металлов и создает опасность загрязнения окружающей среды.

Цианиды образуют как простые соединения, так и комплексные. Простые соединения цианидов с одним ионом



Металлоцианидные комплексы образуются в результате взаимодействия нерастворимых соединений цианидов и избытка цианид-ионов. Примером может служить уравнение



В табл. 11.2 приведены характеристики стабильности цианидных соединений.

Как следует из табл. 11.2, растворимость простых соединений цианида изменяется от легкорастворимых до практически нерастворимых. Можно сказать, что все простые соединения относительно нетоксичны и образование этих соединений — еще один естественный геохимический процесс, который приводит к удалению токсичных соединений цианида из системы КВ. Однако растворимые простые соединения цианида, такие как NaCN, KCN, $Ca(CN)_2$ и $Hg(CN)_2$, легко диссоциируют в растворе с образованием цианид-ионов по уравнению (11.10). Гидролиз при $pH < 9,36$ приводит к образованию ядовитого циановодорода по уравнению (11.1).

Относительная стабильность цианидных соединений с металлами и комплексов в воде (в порядке возрастания стабильности)

№ п/п	Соединения цианида	Примеры соединений в практике КВ
1	Свободный цианид	CN ⁻ , HCN
2	Простые соединения: относительно растворимые относительно нерастворимые	NaCN, KCN, Ca(CN) ₂ , Hg(CN) ₂ Zn(CN) ₂ , CuCN, Ni(CN) ₂ , AgCN
3	Слабые металлоцианидные комплексы	[Zn(CN) ₄] ²⁻ , [Cd(CN) ₃] ⁻ , [Cd(CN) ₄] ²⁻
4	Относительно прочные металлоцианидные комплексы	[Cu(CN) ₂] ⁻ , [Cu(CN) ₃] ²⁻ , [Ni(CN) ₄] ²⁻ , [Ag(CN) ₂] ⁻
5	Прочные металлоцианидные комплексы	[Fe(CN) ₆] ³⁻ , [Fe(CN) ₆] ⁴⁻ , [Co(CN) ₆] ³⁻ , [Au(CN) ₂] ⁻ , [Hg(CN) ₄] ²⁻

В системе КВ разложение цианидов может происходить в анаэробных условиях. Такие условия создаются в сильно восстановительной обстановке, и разложение может протекать только в присутствии HS⁻ или H₂S(водн.) в зависимости от значения pH. При pH > 7 основным соединением является HS⁻, при низких значениях pH — H₂S(водн.). Приведенные уравнения соответствуют этому процессу:



Затем происходит гидролиз HCNS с образованием NH₃, H₂S и CO₂.

Как следует из изложенного ранее, большое число цианидов не являются сильно ядовитыми и относительно стабильны в обычных условиях. Однако ряд соединений реагирует с образованием HCN — ядовитой формы цианида.

Таким образом, существует ряд геохимических реакций, протекающих в системе КВ, которые переводят HCN в менее ядовитые или неядовитые соединения. В течение определенного времени происходит самоочищение штабеля, и концентрация HCN понижается.

11.2. МЕТОДЫ ОБЕЗВРЕЖИВАНИЯ ЦИАНИДОВ

Существует большое число методов, способных обезвредить цианиды в отработанном штабеле и растворах, содержащихся в нем.

Принципиально все методы обезвреживания можно разделить на две группы:

- природное обезвреживание;
- обезвреживание химической обработкой.

11.2.1. ПРИРОДНОЕ ОБЕЗВРЕЖИВАНИЕ

Оно включает в себя естественное разложение и промывку штабеля свежей водой.

Естественное разложение является комбинацией физических, химических и биологических процессов, представляющих собой реакции с солнечными лучами (фоторазложение), окисление бактериями (аэробное и анаэробное разложение), окисление воздухом, окисление материалом в самом штабеле (гидролиз, испарение, окисление и адсорбция). Естественное разложение цианидов происходит непрерывно как в штабеле, так и в раствородержающей карте (прудке). Степень и скорость естественного разложения цианида в штабеле зависит от минерального состава отработанной руды, типа и содержания присутствующих разновидностей цианидов, доступности бактерий, проницаемости штабеля в сочетании со специфическими местными условиями (высота, температура и осадки). Минеральный состав отработанной руды определяет тип и количество металлов и соединений, вступающих в химические реакции. Обычно свободные цианиды разлагаются быстрее, чем общий цианид. Период разложения общего цианида естественным путем довольно продолжителен. Перед началом биоразложения должны присутствовать бактерии и источники их питания. От проницаемости штабеля зависят количество кислорода, поступающего для аэробного биоразложения и окислительных процессов, и фильтрация осадков через штабель.

В работе "Введение в оценку, проектирование и получение благородных металлов способом кучного выщелачивания" (Общество горных инженеров. Литтлтон. Колорадо, 1988) приведен пример штабеля, в котором содержание циановодорода благодаря естественному разложению за 18 мес уменьшилось на 85 %. Экстраполяция показала, что полное разложение цианидов произойдет менее чем за четыре года после закрытия штабеля КВ.

Водная промывка отработанного штабеля ускоряет естественное разложение. Процессы разложения усиливаются при водной промывке за счет гидролиза, окисления и отмывки растворимых цианидов из штабеля. Степень обезвреживания штабеля водной промывкой определяется проницаемостью штабеля, составом промывной воды и интенсивностью орошения. Операторы обычно тщательно промывают штабель перед обезвреживанием, для того чтобы вымыть из руды оставшиеся извлекаемые концентрации растворимых цианидов золота и серебра.

Количество и скорость орошения водой являются существенными параметрами в обезвреживании отработанной руды штабеля. Для удаления цианида из пор и трещин требуется изменить режим обводнения. Это осуществляют следующими способами:

- увеличением или уменьшением скорости орошения промывной водой. Возможно использование интенсивности орошения, превышающей в два—пять раз интенсивность орошения в цикле выщелачивания

чивания. Процесс ведут практически под заливом, но скорости фильтрации не должны приводить к размыву штабеля;

- увеличением количества промывных вод, извлекающих растворимые цианиды из пор и трещин;

- сочетанием орошения промывной водой с паузами в орошении, позволяющими штабелю "отдохнуть"; повторение таких циклов также сокращает уровень цианидов в штабеле.

Химический состав промывных вод является важным фактором при водной промывке. Чем ниже рН промывных вод, тем больше в процессе гидролиза цианид-ионов образуется цианистого водорода, который быстро улетучивается. Если руда была агломерирована с добавлением в состав связующего извести, требуется длительное время для снижения рН в штабеле и создания условий для гидролиза CN^- .

По мере циркуляции промывных вод через штабель металлы и цианиды накапливаются в них, и повторное использование разбавленных свежей водой промывных вод (распыление и разбрызгивание) способствует удалению свободных цианидов и металлов за счет улетучивания и окисления.

Точных методик по определению длительности и эффективности промывок в настоящее время не существует. Известны данные, из которых следует, что требуется 10 поровых объемов воды на объем пор штабеля для снижения концентрации общего цианида с 133 мг/л до устойчивой концентрации в 0,2 мг/л. В аридных зонах промывка интенсифицирует естественное разложение, и дополнительный объем промывных вод может быть легко выведен из оборота посредством испарения.

Таблица 11.3

Преимущества и недостатки естественного разложения и водной промывки применительно к обезвреживанию цианидов

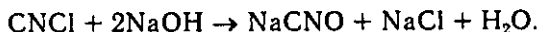
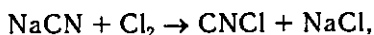
№ п/п	Метод	Преимущества	Недостатки
1	Естественное разложение	Отсутствуют затраты на реагенты и проведение технологических операций В систему не вводят химические добавки Не образуются ядовитые вещества	Отсутствует контроль процесса, непредсказуемость процесса обезвреживания цианидов Образование значительных объемов загрязненных растворов и возможное осаждение загрязнений Неполное удаление из системы загрязненных растворов Значительная зависимость обезвреживания от времени Нет определенной технологичности в управлении процессом обезвреживания
2	Водная промывка	Те же, что и в п. 1, за исключением затрат на проведение технологических операций (перекачка жидкостей)	Те же, что и в п. 1, но появляется некоторая возможность управлять процессом обезвреживания

Затраты на организацию водной промывки складываются из затрат на строительство прудков, трубопроводов, емкостей, насосных станций, эксплуатацию системы оборота промывных вод до обезвреживания штабеля и растворов от цианидов. Кроме работы с промывными водами, в процессе обезвреживания не исключается необходимость отбора твердых проб из различных горизонтов штабеля для получения доказательств о приведении системы в соответствие с требованиями экологической службы. В табл. 11.3 показаны преимущества и недостатки естественного разложения и водной промывки применительно к обезвреживанию цианидов.

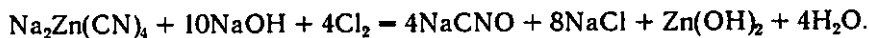
11.2.2. ОБЕЗВРЕЖИВАНИЕ ХИМИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКОЙ

ЩЕЛОЧНОЕ ХЛОРИРОВАНИЕ

Исторически хлорирование было наиболее популярным химическим методом разрушения цианидных соединений. Более 35 лет его использовали для обезвреживания цианидов в хвостовых растворах металлопокрытий и перерабатывающей промышленности. Хлорирование, проводимое в щелочной среде, разрушает цианиды вследствие окисления в две стадии. На первой стадии цианид окисляется и гидролизуется до цианата менее чем за 5 мин при минимальной величине рН ~ 10,5 по уравнениям



Цианиды, образующие с металлами такими, как цинк, медь, хром и кадмий, комплексы, также окисляются на этой стадии, как показано для комплекса цинка:



На второй стадии щелочного хлорирования, которая может продолжаться около двух часов до полного завершения, цианаты окисляются до азота и диоксида углерода или бикарбоната при рН более 8,5:



Щелочное хлорирование можно использовать для обезвреживания цианида в прудках, содержащих продуктивные растворы, и в растворах, оставшихся в отработанной руде штабеля. Если процесс довести до конца, весь свободный и общий цианид за исключением цианидов железа будет разрушен. Свободный цианид быстро окислится хлором, так же как и тиоцианаты. Цианиды, находящиеся в комплексах с золотом, серебром, кобальтом и никелем, наиболее трудно окисляются, поэтому перед началом обезвреживания тем или

иным способом следует удалить из штабеля все цианиды золота и серебра.

Преимущества использования щелочного хлорирования следующие:

- широкая апробация этого метода разрушения цианидов;
- низкие капитальные затраты на оборудование;
- высокая эффективность метода при комнатной температуре и нормальном атмосферном давлении;
- процесс легко автоматизируется;
- тяжелые металлы образуют гидроксиды, и концентрация металла может быть снижена до 1 мг/л и менее.

Недостатки рассматриваемой технологии:

- ферро- и феррицианиды не удаляются, также трудно разлагаются цианиды кобальта и никеля;
- существует потенциальная возможность превышения уровня токсичной концентрации в растворе хлорамина и хлора, которые требуют удаления обработкой SO_2 и SO_3 ;
- необходим тщательный контроль pH для предотвращения образования хлорциана, весьма токсичного. Он образуется при pH ниже 10 и существенно увеличивает расход хлора;
- газообразный хлор и соли гипохлорита весьма токсичны, и существует потенциальная опасность при перевозках и работе с ними;
- щелочное хлорирование является процессом неселективным, имеет место взаимодействие с другими веществами в хвостовых растворах, что ведет к повышенному расходу и затратам. Так, на 1 кг меди требуется 0,5 кг дополнительного хлора, а на 1 кг никеля – 2,2 кг хлора;
- в процессе генерируется значительное количество соли NaCl, которое может воспрепятствовать использованию обезвреженных растворов для орошения земель и сброса растворов.

Щелочное хлорирование цианидных стоков осуществляют периодически или в непрерывном режиме. Принцип в обоих случаях одинаковый, кроме того, при непрерывном процессе необходимо обеспечить достаточное время для полного завершения реакции.

Расход хлора зависит от количества окисляемых соединений; последние включают в себя помимо цианидов органику, соединения серы (тиоцианаты, тиосоли) и восстановленные металлы.

Лабораторное моделирование щелочного хлорирования позволяет получить примерное значение расхода хлора. Идеально для полного разрушения одной массовой единицы общего цианида требуется 6,83 массовой единицы хлора. Если в растворе присутствует много потребителей хлора, то на одну массовую единицу цианида может потребоваться до 24 единиц хлора. Средний расход хлора для полного разрушения цианида колеблется от 7 до 12,5 единицы на единицу общего цианида в растворе. Расход извести или каустической соды для поддержания pH в системе на уровне 8,5 колеблется от 0,8 до 7,3 единицы на единицу общего цианида для условия полного раз-

ложения цианидов. Практически для окисления цианида до цианата CNO^- требуется 2,7 единицы хлора и 3,1 единицы каустической соды на единицу цианида.

Отходами кучного выщелачивания являются сбросные растворы и отработанный рудный штабель.

Для обезвреживания сбросных растворов, образующихся при выщелачивании золота за счет положительного водного баланса, необходимо строительство специальной установки. Для обезвреживания отработанного рудного штабеля используют существующие системы подачи раствора на рудный штабель и установку для очистки сбросных растворов.

Схема цепи аппаратов установки для очистки сбросных цианистых растворов показана на рис. 11.2.

Растворку гипохлорита осуществляют в узле 1. Гипохлорит из тары вымывается водой в растворный чан 2. Рекомендуется производительность узла приготовления гипохлорита запроектировать с учетом потребностей обезвреживания сбросных растворов и рудного штабеля после отработки, вместимость чана 2 должна быть достаточной для приготовления раствора гипохлорита регламентированной концентрации по "активному хлору". В приготовленный гипохлорит вводят известь с рекомендованным ранее расходом.

Сбросные растворы обезвреживают в чане с механическим перемешиванием 4 и сбрасывают на рельеф местности или в близлежащий водоем. Подачу гипохлорита контролируют по окислительно-восстановительному потенциалу, измеряемому с помощью потенциометра. Дозатором 3 управляет система автоматического регулирования (САР), поддерживающая потенциал обезвреживаемого раствора на уровне 100–600 мВ. Точку подачи реагента выбирают в мес-

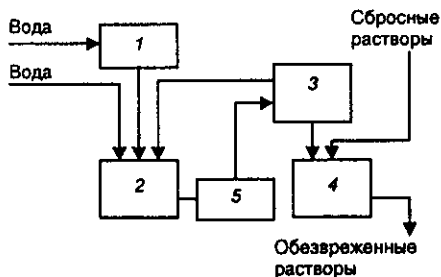


Рис. 11.2. Схема цепи аппаратов установки по хлорированию сбросных растворов: 1 - узел растарки и размыва гипохлорита; 2 - контактный чан для растворения гипохлорита; 3 - дозатор; 4 - реактор для хлорирования; 5 - насос

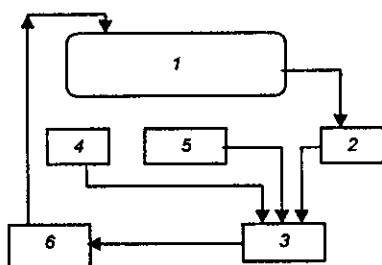


Рис. 11.3. Схема цепи аппаратов установки для обезвреживания рудного штабеля:

1 - рудный штабель; 2 - приемная емкость; 3 - реактор для хлорирования; 4 и 5 - контактные чаны с раствором гипохлорита кальция и известковым молоком; 6 - приемная емкость для обезвреженных растворов

те интенсивного движения раствора для достаточно быстрого перемешивания, она должна быть заглублена под уровень на 0,1—0,3 м.

Для обезвреживания отработанного рудного штабеля оборудуют установку в основном из уже имеющегося оборудования. Схема цепи аппаратов такой установки приведена на рис. 11.3.

Растворы, вытекающие из-под штабеля 1, собирают в приемной емкости 2 (используют существующую емкость приема золотосодержащих растворов) и оттуда подают в реактор для хлорирования 3 (используют контактный чан для хлорирования сбросных вод). Хлорирование осуществляют приготовленным в контактном чане 4 раствором гипохлорита с известью. Контроль процесса хлорирования ведут с помощью САР, регулирующей окислительно-восстановительный потенциал хлорированных растворов на уровне 100—500 мВ. После хлорирования раствор поступает в приемную емкость для обезвреженных растворов 6 (используют существующую емкость для обеззолоченных растворов) и снова подают для дальнейшей промывки рудного штабеля.

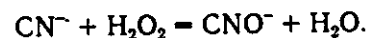
Рекомендуемое оборудование для узла обезвреживания отходов установки КВ с годовой производительностью 500 тыс. т руды приведено ниже.

Наименование	Узел растарки гипохлорита	Контактный чан для растворения гипохлорита	Реактор для хлорирования
Характеристика оборудования	Растарка одновременно двух—четырех бочек, исполнение — конструкционная сталь	Рабочий объем 3,5 м ³ , перемешивание механическое, исполнение — конструкционная сталь	Рабочий объем 25 м ³ , перемешивание механическое, исполнение — конструкционная сталь
Число единиц оборудования	1	1	1

ОКИСЛЕНИЕ ПЕРОКСИДОМ ВОДОРОДА

Эту схему широко применяют для разложения цианидов в заводской практике и пока мало используют для КВ. Метод требует значительной подготовки для определения характера обрабатываемого материала и возможных проблем, возникающих при его осуществлении.

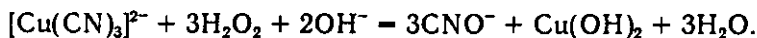
В щелочных водных растворах H_2O_2 переводит свободный цианид и комплексные цианидные соединения в аммиак, диоксид углерода и гидроксиды металлов. Окисление свободного цианида протекает в две стадии. На первой образуется вода и намного менее токсичный цианат CNO^- :



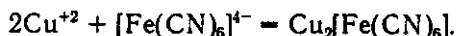
На второй стадии цианат реагирует с водой с образованием аммония (или аммонийных солей в зависимости от значений pH) и диоксида углерода. Из-за токсичности аммиака следует контролировать, чтобы при сбрасывании стоков происходило преимущественно образование иона аммония:



Комплексные цианистые соединения меди, цинка и никеля также окисляются H_2O_2 . Цианидные комплексы металлов превращаются в цианаты и нерастворимые гидроксиды металлов. Цианаты в конечном счете образуют аммоний и карбонат [по уравнению (11.14)]. В качестве примера:



Для удаления ферроцианида добавляют растворимую соль меди, которая образует нерастворимый осадок купроферроцианида:



Для пероксидной обработки требуется поддерживать небольшую щелочность, pH примерно 8,0–8,5 и обеспечить достаточное время для протекания реакции. Важно определить соответствующую скорость введения H_2O_2 . При соблюдении всех этих условий преимущества обработки растворов по сравнению с подачей реагента на штабель оказываются более очевидными. Тем более что в прудках происходят процессы естественного разложения (воздействие солнечного света), что сокращает содержание цианидов. Препятствием для пероксидного обезвреживания является присутствие окисляемых и катализируемых H_2O_2 веществ, таких как медь, которые потребляют H_2O_2 , и цианидных соединений, которые не поддаются разрушению пероксидом водорода.

На рис. 11.4 изображена общая схема пероксидного обезвреживания цианидов. запатентованы два процесса, использующие этот метод: Дегусса и Кастана. Их используют в промышленности на золотоизвлекательных фабриках во всем мире и применяют для полномасштабного обезвреживания штабелей КВ.

Впервые метод Дегусса был использован на руднике Ок-Теди (Папуа–Новая Гвинея) в 1984 г.

Результаты обезвреживания цианидсодержащих растворов приведены ниже.

Вредные компоненты	Свободный цианид	Общий цианид	Медь	Цинк
Концентрация, мг/л:				
начальная	50–100	110–300	50–100	10–30
после обработки	0,02	1–10	0,3	0,1

Произошло не только удаление цианида, но и концентрации меди и цинка снизились до приемлемого уровня.



Рис. 11.4. Схема обезвреживания цианидов пероксидом водорода: 1, 2 и 3 – емкости для обработки; 4 – прудок осветления

Процесс применяют для самых разнообразных отвальных продуктов: пульп, растворов, промывочных вод и т.д. Дегусса-процесс снижает уровень общего цианида до 1 мг/л и менее в зависимости от состава исходного материала при расходах пероксида водорода, превышающих в два–шесть раз стехиометрическое количество. Достижение указанных уровней по цианидам обеспечивается в течение времени от 5 мин до 2 ч. Более длительное время требуется для разрушения цианидов никеля, меди, марганца и сульфидных материалов.

В зависимости от условий, помимо пероксида водорода, в процессе требуются серная кислота и известь для контроля pH, сульфат окисного железа для осаждения мышьяка и сурьмы, сульфат меди в качестве катализатора и запатентованный реагент (ТМТ-15) для удаления ионов таких металлов, как ртуть. Поддерживаемое при этом значение pH 9–10,5 оптимизирует скорость гидролиза цианатов и определяет возможность образования аммония или более токсичных его форм. ТМТ-15 – 15%-ный раствор тризодимовой соли тримеркаптотриазина, образующей высокопрочные комплексные соли металлов, которые осаждаются в осадительных прудках.

Раствор Кастана – бесцветная жидкость, смешивающаяся во всех пропорциях с водой. Эта смесь реагентов состоит из 41–50 % пероксида водорода, 5–10 мг/л формальдегида и 5 мг/л меди. Формальдегид является активатором в процессе окисления цианидов, медь – катализатором. Оптимальное значение pH раствора 8,5–10, температура раствора 30 °С. При достаточно высокой концентрации пероксида водорода (75–100 мг/л) требуется менее двух часов для достижения концентрации свободного цианида 0,2 мг/л. Кастан-процесс целесообразно использовать, когда в растворе присутствует большое количество тиоцианатов, потребляющих хлор до начала взаимодействия со свободным цианом. В Кастан-процессе ферроцианид переходит в нерастворимый осадок – купроферроцианид.

В отличие от щелочного хлорирования реагенты Кастан-процесса менее чувствительны к pH, и скорость их расходования относительно

постоянна при изменении рН. Окисление цианидов пероксидом водорода рассматривают как один из эффективных методов обезвреживания цианидсодержащих растворов.

Преимуществом рассматриваемого метода является то, что в процесс не нужно вводить каких-либо веществ. Избыток пероксида водорода легко гидролизуется до воды и кислорода. Возможно образование аммония в процессе, но оно может быть исключено поддержанием соответствующего значения рН. Утверждается даже, что снижение концентрации цианидов с помощью пероксида водорода может быть столь значительным, что воду после очистки рекомендуют для питья (менее 0,2 мг/л CN^-). Однако этого можно достичь лишь при высоких расходах пероксида водорода и длительной обработке, что является дорогой операцией.

Прочно связанные металлоцианидные комплексы, в частности ферроцианиды, не удаляются пероксидом водорода, так же как и тиоцианаты. Для их удаления необходима дополнительная обработка.

Преимущества применения пероксида водорода:

- степень разложения общего свободного цианида составляет 91–99 %;

- при оптимальных условиях процесс легко осуществим, не требует строгого поддержания условий проведения;

- в процесс не вводят дополнительных реагентов;

- не выделяются такие отравляющие газы, как хлор;

- процесс можно осуществлять в щелочной среде, не способствуя этим окислению сульфидов и растворению содержащихся тяжелых металлов;

- в процессе образуются нерастворимые гидроксиды металлов, которые затем могут быть удалены из хвостовых растворов.

Недостатки технологии с применением пероксида водорода:

- в процессе не происходит удаления тиоцианатов и прочных металлоцианидных комплексных соединений;

- обращение с пероксидом водорода требует осторожности;

- присутствие некоторых катионов в перерабатываемых растворах, в частности никеля, может приводить к разложению пероксида водорода, вызывая высокий расход.

ОКИСЛЕНИЕ СМЕСЬЮ СЕРНИСТОГО ГАЗА И ВОЗДУХА

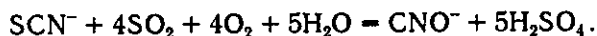
В водных щелочных растворах цианиды в присутствии медного катализатора нейтрализуются до цианата CNO^- при добавке сернистого газа. В ряде случаев через агитационные аппараты пропускают воздух для увеличения содержания кислорода в растворе. Основная химическая реакция выражается следующим уравнением:



Примерно 10–20 % тиоцианата SCN^- также реагируют непосредственно с сернистым газом с образованием цианата CNO^- , хотя

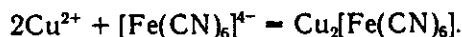
эта реакция подавляется до тех пор, пока весь свободный цианид и комплексные металлоцианидные ионы с высоким значением константы нестойкости не будут удалены.

Если критерий обезвреживания раствора основывается на концентрации общего цианида и необходимо дальнейшее снижение содержания тиоцианата, то хвостовой раствор можно обрабатывать и далее для удаления цианидных соединений с более высокой степенью диссоциации. Медный катализатор в этом случае не нужен:



Образующийся цианат гидролизуеться с образованием аммиака NH_3 и диоксида углерода, как в случае пероксидного окисления. Избыток ионов металлоцианидов осаждаются в виде гидроксидов, образуя отстой в аппарате.

Целесообразно использовать рассматриваемый процесс и для удаления общего цианида. Для этого необходимо осуществлять дополнительные реакции, которые сначала восстанавливают феррицианид до ферроцианида, а затем образуют купроферроцианидный осадок. Таким образом, ионы меди выполняют двойную роль в процессе сульфит + воздух: катализируют нейтрализацию цианидов и реагируют непосредственно с более стабильными солями цианида железа (как показано ранее) с образованием осадков:



Расход сульфита в процессе обезвреживания находится в пределах 1–3 от уровня стехиометрического. Расчетная стехиометрическая потребность – 2,47 части SO_2 на 1 часть общего цианида. Расход сульфата меди зависит от количества растворенной сульфатной меди в перерабатываемом растворе. Если в последнем присутствует 50 мг/л меди, ее дополнительно не вводят. Расход растворимой меди колеблется от 0,04 до 0,30 части меди на 1 часть общего цианида.

Оптимальное значение pH раствора ~9, успешно перерабатываются растворы в пределах pH 8–10. Контроль pH достигают посредством введения гашеной извести, ее расход составляет 4–9 частей на 1 часть присутствующего общего цианида. Время обработки – менее 5 мин при окислении цианида. Для удаления тиоцианатов и комплексных соединений цианид-ионов необходимое время увеличивается до 10–60 мин.

Присутствие таких металлов, как сурьма, может осложнить обработку – потребуются дополнительные стадии.

Процесс сульфит + воздух зависит от температуры, реакции протекают быстро при 25 °C, при 5 °C идут весьма медленно и возможно неполное удаление цианистых соединений.

Существуют два варианта осуществления метода сульфит + воздух: процесс INCO (Интернейшнл Никель Компани) и процесс Но-

рандо. В последнем воздух не вводят в раствор. Оба процесса разработаны в начале 80-х годов. В настоящее время применению INCO сопутствует огромный промышленный успех. В процессе INCO вначале снижается концентрация свободного цианида и менее прочных комплексных металлоцианидов. На преобладающие в растворе, но менее токсичные тиоцианаты он оказывает слабый эффект.

В производственных условиях обработку цианистых пульп и растворов проводят в реакторах, а чаще во флотационных камерах, позволяющих аэрировать исходный материал. В качестве требуемого сульфита на практике чаще используют $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_5$, разлагающийся до SO_2 . Применяют также жидкий сульфит. Заводские растворы после извлечения золота обычно содержат кроме свободного цианида различное количество тиоцианатов и циано-комплексы меди, никеля, железа и цинка. Время обработки обычно составляет от 20 до 120 мин в зависимости от свойств и состава жидкой и твердой фаз. При концентрации общего цианида в исходном растворе от 200 до 1120 мг/л его остаточная концентрация составляет от 0,05 до 1,0 мг/л. Расходы на 1 г общего цианида сернистого газа колеблются от 2 до 5 г, двухвалентной меди – от 0 до 0,5 г (при наличии в растворе достаточного ее количества медь не добавляют). Процесс имеет существенные преимущества перед другими схемами из-за высокой степени удаления цианида, низкого расхода реагента и экономичности. Эти преимущества справедливы и для случая обезвреживания стоков и порового раствора отработанного штабеля после КВ золота.

Преимущества рассматриваемой схемы:

- из всех указанных ранее химических технологий обезвреживания она требует наименьших затрат;
- обезвреживаются все цианидные формы, обычно встречающиеся в сбросных растворах;
- первоначально воздействует на высокотоксичные цианидные соединения и лишь затем на менее токсичные (тиоцианаты);
- присутствие твердого существенно не увеличивает расход реагента, поэтому можно перерабатывать как пульпы, так и растворы;
- характеризуется невысокой продолжительностью процесса обезвреживания;
- относительно "равнодушна" к присутствию сульфидных и окисленных минералов в "хвостах".

Недостатки технологии:

- генерирует относительно большое количество осадков, которые из-за содержания в них металлов могут представлять опасность при определенных условиях;
- процесс чувствителен к рН и менее эффективен при пониженных температурах;
- сопровождается образованием кислоты, что требует тщательного контроля рН;
- прямое воздействие на штабель практически исключается.

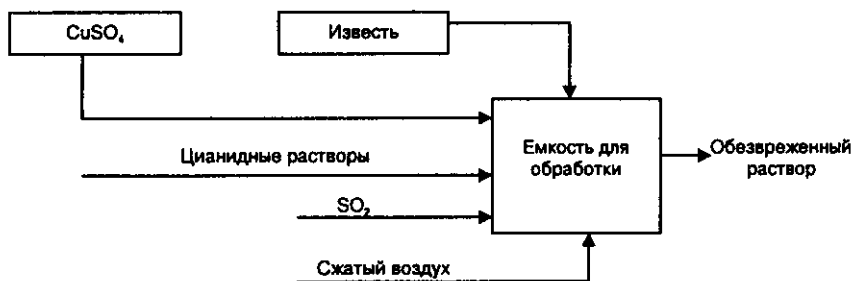


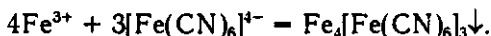
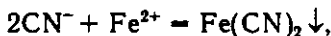
Рис. 11.5. Схема процесса сульфит + воздух

Схема обезвреживания цианидных растворов методом INCO показана на рис. 11.5.

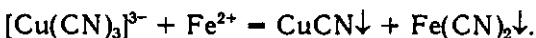
Более половины производственных затрат на переработку приходится на стоимость сульфита. Сравнение результатов обезвреживания хвостовых пульп, содержащих 250 мг/л общего цианида, 250 мг/л тиоцианата и 100 мг/л тиосульфата, по схемам INCO и щелочного хлорирования показало, что в первом случае переработка 1 м³ раствора обойдется в 0,95 дол., а по второй схеме – 2,72 дол. Производственные затраты на переработку растворов КВ колеблются от 0,68 до 1,34 дол. на 1 кг руды.

ОБЕЗВРЕЖИВАНИЕ СУЛЬФАТОМ ЖЕЛЕЗА (II)

Обезвреживание цианидсодержащих растворов сульфатом железа(II) – первый из реагентных способов очистки. Он основан на переводе простых или комплексных цианидов в нерастворимые цианиды железа. Реакции протекают в соответствии со следующими уравнениями:



Для комплексных цианидов



Как показали результаты опытов, добавление сульфата железа (II) уменьшает концентрацию цианидов. Однако данный способ не позволяет снизить концентрацию цианид-иона в растворе ниже 2 мг/л и не разрушает CN⁻-группу, которая лишь связывается с железом (II) и в ряде случаев может снова перейти в раствор. С учетом разбавления промывных растворов дождевыми и талыми водами, а также

естественного разложения цианид-иона концентрация последнего может достигнуть ПДК (0,1 мг/л).

ЦИАНОСОРБЦИЯ

В процессе цианосорбции используют способность HCN улетучиваться при нейтральных значениях pH, что позволяет извлечь цианиды из слабокислотных диссоциированных комплексов, содержащихся в растворах и жидкой фазе пульпы.

Аппаратура состоит из агитационных емкостей, в которых осуществляют подкисление до pH около 8, регенерационной колонны с насадкой для отделения HCN от раствора, адсорбционной башни для извлечения очищенного HCN в гидратированную известковую пульпу и емкости нейтрализации, где значение pH доводят до 10–11 перед окончательным сбросом. Предполагают, что извлечение цианидов составляет 90 % с возвратом полученного цианида в цикл выщелачивания в виде цианида кальция.

Реагентами, используемыми в процессе, являются серная кислота для снижения pH и известь для извлечения очищенной HCN и нейтрализации кислых хвостов (отвалов). Очевидно, расход кислоты и извести при переработке пульпы (содержащей жидкую и твердую фазы) будет зависеть от специфических свойств жидкой фазы, и обычно его принимают соответственно 1,45 и 0,45 кг на 1 т руды. Расход извести для адсорбции HCN основывается на стехиометрических расчетах, составляя 0,9 кг на 1 кг извлекаемого цианида. Для осветленных растворов расход серной кислоты и извести будет меньше. Его обычно принимают соответственно 0,81 и 0,23 кг на 1 т раствора. Расход извести на адсорбцию HCN при переработке чистых растворов обычно равен значениям, принятым при переработке пульпы.

В отличие от других схем обезвреживания рассматриваемый процесс сопровождается извлечением цианида.

В настоящее время цианосорбцию в процессах КВ не используют, однако можно предполагать, что вследствие ряда преимуществ она может быть применена в будущем.

Первый цианосорбционный процесс был реализован в 1991 г. на руднике Голден Кросс в Новой Зеландии для извлечения цианидов из хвостов, в которых их содержание составляло 150 мг/л. При цианосорбции извлечено 85 % цианидов.

Второй процесс цианосорбции был реализован в 1992 г. на серебряном руднике компании Нерко Де Лемур (штат Айдахо, США).

Схема цианосорбции цианидов показана на рис. 11.6. На схеме изображены одна башня отгонки и одна башня извлечения, однако на практике их больше, и это обеспечивает гибкость и стабильность работы. Процесс цианосорбции состоит из четырех операций: конверсии цианидов и металлоцианидных комплексов в HCN, отгонки HCN из хвостов в колонне (башне) с насадкой, извлечения газооб-

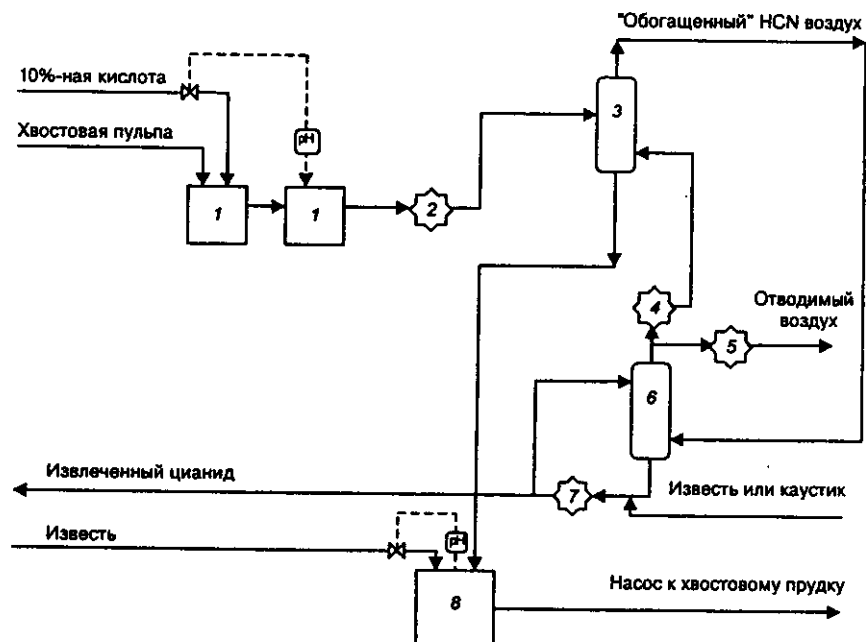


Рис. 11.6. Схема процесса цианосорбции хвостовых пульп:

1 — конверсионные емкости; 2 — насос для перекачки пульпы; 3 — колонна отгонки HCN; 4 — технологический вентилятор подачи воздуха; 5 — отводной вентилятор; 6 — колонна извлечения HCN; 7 — рециркуляционный насос; 8 — емкость нейтрализации

разного HCN в щелочной раствор и корректирования pH в хвостах, из которых производят отгонку.

Две конверсионные емкости установлены в ряд, добавку кислоты осуществляют в первую емкость. Эта секция обеспечивает разрушение металлоцианидных комплексов на катионы металлов и свободный цианид. В каждой емкости время пребывания около 13 мин с поддержанием pH 5,5–8,0.

Жидкую фазу из второй емкости закачивают в башню отгонки, где удаляют HCN. Оптимальные диаметр башни и высота насадки являются функцией скорости потока воздуха, потока жидкости, температуры, размера и типа насадки, вязкости исходного материала. "Нагруженный" HCN воздух из башни отгонки направляется в башню извлечения, где HCN извлекается в гидроксид натрия или гидратированную известь. В настоящее время используется гидроксид натрия, хотя применение извести существенно снижает производственные затраты. Извлечение цианида обычно превышает 99 %, и на выходе из башни извлечения концентрация HCN составляет менее 5 мг/л. Воздух, попадающий в башню извлечения, рециркулируется в башню отгонки, таким образом создают замкнутый цикл.

Для нейтрализации используют одну емкость, где с применением извести корректируют рН отогнанной жидкости (рН 10,5). Для снабжения воздухом в башнях отгонки и извлечения устанавливают технологические вентиляторы числом, достаточным для поддержания желаемого отношения жидкого к газу. Падение давления через всю воздушную систему рециркуляции — менее 5 кПа (50 см водяного столба), обычно оно составляет 3,7 кПа.

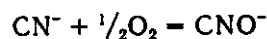
Конверсионные и нейтрализационные емкости башен отгонки и извлечения функционируют в замкнутом цикле. Для предотвращения потерь газообразного HCN в них создают вакуум. Обычно для поддержания давления ниже атмосферного на выходе из технологического вентилятора используют отводной вентилятор.

По сравнению с рассмотренными методами обезвреживания процесс цианосорбции изобилует большим набором аппаратуры и требует постоянного наблюдения и контроля за процессом. При использовании цианосорбции для обезвреживания хвостовых растворов в схему цепи аппаратов вносят незначительные изменения.

РАЗЛОЖЕНИЕ ЦИАНИДОВ В АВТОКЛАВАХ

Во ВНИИХТе изучали зависимость процесса разложения цианидов от солевого состава цианосодержащего раствора при автоклавном способе обезвреживания. Суть способа заключается в том, что раствор, содержащий цианиды, подвергают окислению в автоклавах при повышенных температурах в присутствии кислорода. При этом происходит разрушение свободного и связанного цианида.

Механизм автоклавного разложения цианидов включает в себя окисление циан-иона до цианатов:



с последующим гидролизом по реакции



Результаты опытов показывают, что температура является решающим фактором, влияющим на показатели процесса разложения цианидов. Практически полное разложение циан-иона происходило при температуре 200–240 °С ($\tau = 2$ ч). Установлено, что увеличение продолжительности разложения до 4 ч уже при 150 °С позволяет получить остаточную концентрацию циан-иона 0,15 мг/л.

Присутствие в растворе ионов цветных металлов и железа оказывает каталитическое действие на разложение циан-иона в растворе при обработке последнего в автоклаве.

На основании проведенных исследований были выданы исходные данные НПО "НИИХИММАШ", по которым разработан технический проект аппарата для данного процесса. Аппарат представляет собой вертикальный цилиндрический сосуд с днищем и крышкой,

придающими ему эллиптическую форму. Номинальный объем аппарата – 40 м³, рабочий объем – 30 м³, рабочее давление – 1,6 МПа, температура до 140 °С.

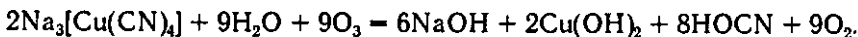
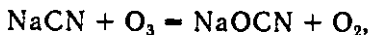
ОБЕЗВРЕЖИВАНИЕ ОЗОНОМ

Среди наиболее перспективных методов обезвреживания в последнее время выделяют метод озонирования, привлекающий прежде всего высокой эффективностью и экологической чистотой, не приводящий к загрязнению окружающей среды посторонними реагентами и образующимися продуктами разложения цианидов. Часто немаловажным фактором является то, что необходимый озон получают непосредственно на месте потребления, в этом случае исключаются затраты на приобретение, транспортирование и хранение обезвреживающих реагентов.

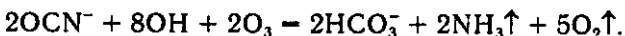
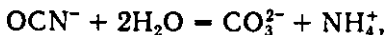
Разложение цианидов в технологических растворах на практике осуществляют озонородушной смесью, содержание озона в которой зависит от режима работы озонатора и достигает 2 % по объему. Содержания в смеси таких примесей, как пероксид водорода, оксиды азота, пары воды, зависят от условий работы озонаторной установки (степени предварительной очистки и сушки воздуха, частотной характеристики озонаторов и т.д.).

Обезвреживание цианидных соединений в растворах происходит благодаря разрушению цианидов до цианатов, имеющих токсичность в 1000 раз меньшую, чем цианиды, и гидролизу последних до практически неопасных соединений.

Разрушение цианидов:



Гидролиз цианатов:



Реакции достаточно скоростные и полные. Поддержание значения pH на уровне 9–12 и наличие в растворах ионов таких металлов, как медь, позволяет удвоить скорость реакции разложения цианидов.

Для обезвреживания отработанных растворов рекомендуется обработке озонном подвергать следующие растворы:

- оборотные растворы процесса цементации металлов;
- промывные воды, образующиеся при обезвреживании рудной массы.

Оборотные растворы процесса цементации характеризуются высоким содержанием цинка, который накапливается в ходе процесса. Для поддержания технологических параметров процесса необходимо выводить на очистку 10–15 % раствора. Как показали испытания, в течение озонлиза раствора концентрация цинка в нем уменьшается до 10 000 раз и достигает значений ниже ПДК.

После окончания КВ в массиве руды остается раствор (поровая влага), содержащий примерно от 200 до 500 мг/л цианид-иона. Для обезвреживания отработанной рудной массы ее промывают водой с последующей очисткой промывной воды озонлизом и возвращением на орошение штабеля. Таким образом, достигают существенного сокращения объема промывной воды. На основании большого числа опытов установлено, что массовое соотношение $CN^-:O_3 = 1:4$ обеспечивает практически полное обезвреживание растворов от цианид-иона, а также ведет к выделению из растворов металлов в виде малорастворимых гидроксидов. Добавление $CuSO_4$ уменьшает расход озона на 30 %, но одновременно вносит в раствор дополнительное количество меди. При промывке рудной массы водой в ряде случаев отмечается появление в растворах мышьяка и сурьмы, концентрации которых превышают ПДК в десятки раз. Очистку растворов от примесей As и Sb необходимо осуществлять сульфатом железа при следующих условиях: концентрация $Fe_2(SO_4)_3 - 150$ мг/л; pH 9. В процессе очистки происходит полная сорбция соединений мышьяка и сурьмы гидроксидом железа и полное осаждение $Zn(OH)_2$. Для осветления полученной суспензии необходимо предусмотреть специальный шламонакопитель. Осветленный раствор через узел контрольной фильтрации будет возвращаться в водооборот, а осадок с фильтра – отправляться на утилизацию.

Для узла очистки цианидных растворов с использованием озонлиза рекомендуются следующие параметры:

- Ж:Т промывки – 0,8;
- удельный расход озона на 1 т горной массы – 1,4 кг.

Однако одним из факторов, сдерживающих широкое применение методов озонирования для очистки различных растворов и стоков, является значительная энергоемкость получения озона. На практике из методов получения больших объемов необходимой озонозодушной смеси наиболее приемлем метод воздействия всех факторов тихого коронного электрического разряда на осушенный до точки росы (~ -50 °C) атмосферный воздух. Максимальный выход озона при использовании этого метода достигает 300 г/(кВт·ч).

Факторами, влияющими на выход озона, являются следующие: давление (плотность) воздуха, время пребывания воздуха в зоне разряда, влажность воздуха, мощность разряда, аппаратурное и конструктивное оформление оборудования озонаторной установки.

Принципиальная технологическая схема работы озонаторной установки включает в себя следующие основные операции:

- очистку атмосферного воздуха от грубой пыли в заборном и шумопоглощающем устройствах;

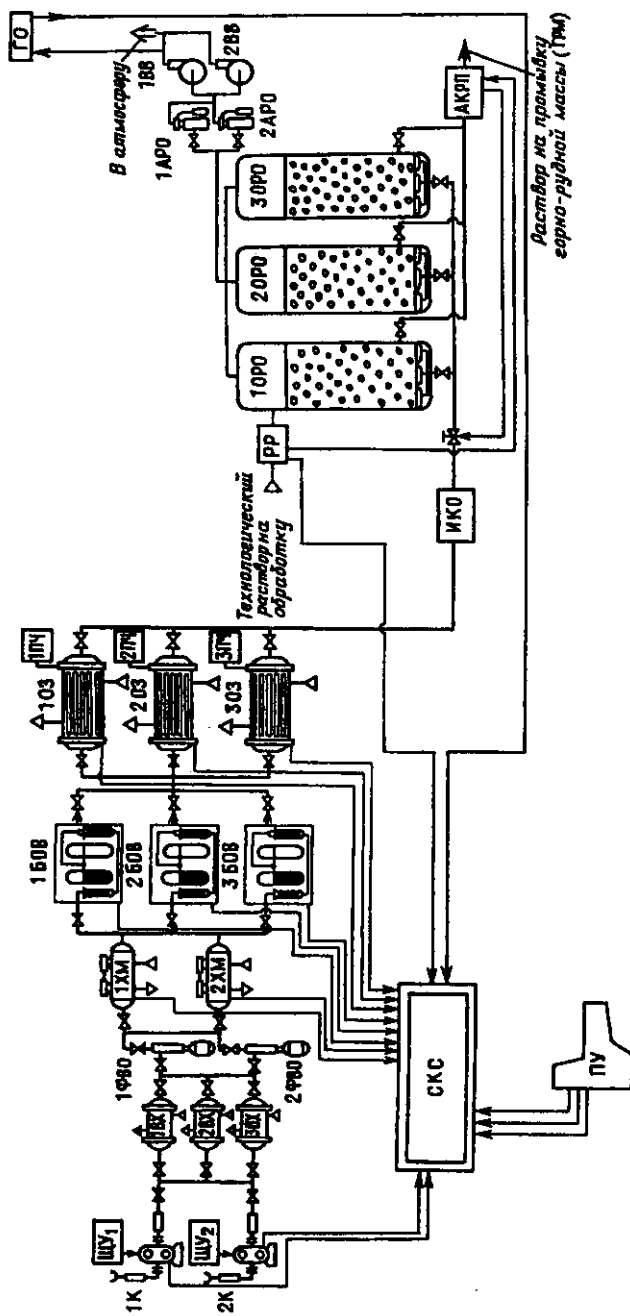


Рис. 11.7. Структурная схема озонаторной станции для обезвреживания цианоидержащих растворов: 1К, 2К — центробежные компрессоры; ЦУ₁, ЦУ₂ — местные шты управления компрессорам; СКС — шит контроля и сигнализации; ПУ — пульт управления; 1ВХ — 3ВХ — теплообменники-охладители; 1ФВ, 2ФВ, 3ФВ — фильтры-влажнители воздуха; 1ХМ, 2ХМ — холодильные машины; 1БОВ — 3БОВ — осушители воздуха нагретые; 1ОЗ — 3ОЗ — генераторы озона; 1ПЧ — 3ПЧ — преобразователи частоты; РР — расходомер раствора; 1ОРО — 3ОРО — аппараты обработки раствора озонем; ИКО — измеритель концентрации озона; АКРП — анализатор контроля редокс-потенциала; 1ВВ и 2ВВ — аппараты вытяжной вентиляции; 1АРО — 2АРО — аппараты разложения озона; ГО — газоанализатор озона

- получение сжатого воздуха;
- охлаждение и сушку сжатого воздуха с доочисткой от механических примесей. Сушку воздуха выполняют посредством комбинации методов глубокого охлаждения до -20°C и осушки на силикагелевых или цеолитовых адсорбентах;
- получение озона в генераторах-озонаторах;
- обработку растворов полученной озоновоздушной смесью;
- очистку отходящих газов от остатков озона перед сбросом в атмосферу.

В качестве примера оборудования и работы озонаторной установки можно привести данные из технических решений озонаторной станции, предназначенной для обезвреживания цианосодержащих растворов производительностью до $80\text{ м}^3/\text{ч}$. Структурная схема озонаторной станции показана на рис. 11.7. Технические решения разработаны специализированным предприятием НПА "Озон-Урал" (г. Курган), а оборудование изготавливают на ОАО "Курганхиммаш".

Техническая характеристика озонаторной станции

Производительность станции по озону, кг/ч	55,0
Сырье для производства озона	Атмосферный воздух
Рабочая концентрация озона в озоновоздушной смеси, г/м ³	20
Расход воды (циркулирующей) на охлаждение оборудования, м ³ /ч	196,6
Мощность, кВт:	
потребляемая	760
установленная	1300
Степень очистки выбрасываемого воздуха от озона, %	99,9

Основным оборудованием этой озонаторной станции, обеспечивающей получение до $2400\text{ м}^3/\text{ч}$ озоновоздушной смеси, являются:

- два центробежных мультипликаторных компрессора (нагнетателя) типа Аэроком-Н2-40/2,5 с производительностью $40\text{ м}^3/\text{мин}$ и давлением сжатия 250 кПа ($2,5\text{ атм}$) (один рабочий и один резервный); в сжатом воздухе после компрессора отсутствует масло;
- водяные охладители сжатого воздуха и центробежные фильтры-влагоотделители;
- две холодильные машины, которые обеспечивают осушку воздуха при его охлаждении с 40°C до 4°C и работают на хладоне-22;
- три осушителя сжатого воздуха для глубокой осушки и очистки. Осушители представляют собой блоки аппаратов с системой автоматического управления и контроля точки росы осушенного воздуха, которая при работе осушителя на силикагелевом адсорбенте соответствует -40°C , на цеолитовом адсорбенте — -65°C . Регенерацию отработанного (увлажненного) адсорбента осуществляют автоматически путем продувки его горячим воздухом;
- три генератора озона — озонаторы П-647, имеющие производительность по озону до $19,6\text{ кг/ч}$ и обеспечивающие концентрацию озона в смеси 20 г/м^3 . Озонаторы комплектуют соответствующими

преобразователями частоты и высоковольтными блоками, являющимися источниками питания озонаторов;

- три контактных аппарата колонного типа диаметром 2400 мм, высотой 9300 мм, оснащенные дисковыми диспергаторами для подачи озонозвоздушной смеси, в которых выполняют разрушение цианидных соединений в обрабатываемых растворах;

- два аппарата для термokatалитического разложения озона в отходящей из контактных аппаратов газовой смеси перед ее сбросом в атмосферу. В аппаратах диаметром 800 мм и высотой около 2 м увлажняют газовую смесь, нагревают ее до 90–100 °С и доочищают от озона на каталитической насадке (гопкалите). Концентрация озона в отходящих газах ниже ПДК озона для рабочей зоны, ее контролируют многоканальным стационарным газоанализатором озона "ЭССА";

- в состав озонаторной станции также входят системы контроля за протеканием и корректированием процесса разложения цианидов, пульта управления узлами и отдельным оборудованием.

Благодаря отсутствию жидких сбросов и эффективной очистке отходящих газов от остатков озона озонаторная станция не вызывает загрязнения окружающей среды.

СПОСОБЫ ОБЕЗВРЕЖИВАНИЯ ЦИАНИДНЫХ РАСТВОРОВ ПРИ ТРАНСПОРТИРОВАНИИ, РАЗЛИВАХ, УТЕЧКАХ И ДЕТОКСИКАЦИИ ЗАГРЯЗНЕННОЙ ЦИАНИДОМ ПОЧВЫ

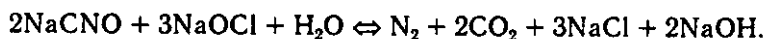
Транспортирование цианида натрия от места производства до площадки КВ привлекает большое внимание государственных контролирующих служб и общественности. Заводы, выпускающие цианид натрия, обычно перевозят его в упаковке, противостоящей возможному механическому повреждению. Транспортирование больших объемов цианидов на значительные расстояния нужно осуществлять с соблюдением специальных мер предосторожности.

В аварийных случаях необходимо предусматривать следующие меры обезвреживания, базирующиеся на описанных ранее методах.

Щелочное хлорирование. Оно представляет собой окисление цианидов хлором или обычно гипохлоритом натрия или кальция — широко распространенный и хорошо отработанный метод. Реакция протекает через образование токсичного промежуточного соединения хлорциана $CNCl$:



Реакция (11.15) происходит мгновенно, для реакции (11.16) требуется 10–15 мин при pH 10. Если присутствует достаточное количество гипохлорита, то цианат продолжает окисляться:



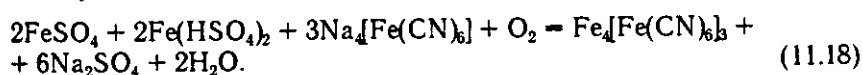
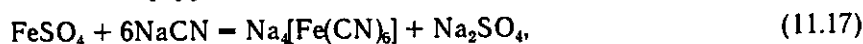
Значение рН нужно поддерживать на возможно высоком уровне, для того чтобы способствовать быстрому переводу токсичного и летучего CNCl в менее токсичные продукты. Минимальное количество раствора 10%-ного гипохлорита натрия, необходимое для перевода 1 л раствора цианистого натрия в цианат (в 1000 раз менее токсичного), составляет 1,3 л. Для перевода цианида в азот и диоксид углерода необходимо 10,8 л.

Окисление пероксидом водорода. Как и при щелочном хлорировании, пероксид водорода окисляет цианид до цианата:



Минимальное количество 30%-ного пероксида, необходимое для перевода 1 л раствора цианида натрия в цианат, — 0,7 л.

Осаждение нерастворимых цианидов железа. Способ основан на переводе цианида в нерастворимое соединение. Одна из возможных схем состоит во введении избытка сульфата закисного железа, при этом образуется нерастворимый осадок железосинеродистой соли, гексацианоферрата закиси железа $\text{Fe}_4[\text{Fe}(\text{CN})_6]_3$:



Минимальное количество сульфата закисного железа (гидратированного) $\text{FeSO}_4 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$, требуемое для перевода 1 л раствора цианида натрия в нерастворимый осадок соли, составляет 100 г. Однако даже превращение цианида в растворимый ферроцианид [уравнение (11.17)] значительно уменьшает токсичность цианистых растворов и улетучивание газообразного цианистого водорода.

Корректировка величины рН. Стратегия кратковременной ликвидации опасности воздействия цианидов заключается в применении щелочей или солей щелочных металлов для повышения значения рН цианистых растворов до достаточно высокого уровня. При рН 13 только 0,2 % цианида в растворе присутствует в виде молекул циан-

Таблица 11.4

Экономические показатели обезвреживания цианидсодержащих растворов

Технология обезвреживания	Относительные экономические показатели	
	капитальные затраты	текущие эксплуатационные расходы
Щелочное хлорирование	1,0	1,0
Цианосорбция	2,21	0,07
INCO-процесс	1,2	0,96
Окисление пероксидом водорода	1,0	1,04

нистого водорода. Если же рН уменьшится до 9,3, содержание HCN возрастет до 50 %.

В практике обезвреживания цианидсодержащих растворов по различным причинам применяют цианосорбцию, щелочное хлорирование, INCO-процесс и окисление пероксидом водорода.

Достоинства и недостатки каждого из приведенных способов изложены в настоящей главе, но окончательный выбор той или иной технологии осуществляют в зависимости от экономических показателей: капитальных затрат на строительство установок и текущих эксплуатационных расходов.

В табл. 11.4 приведены относительные экономические показатели при обезвреживании цианидов, полученные при анализе объектов эксплуатации США.

Как следует из приведенной таблицы, капитальные вложения по реализации щелочного хлорирования, INCO-процесса и окисления пероксидом водорода находятся приблизительно на одном уровне. Более чем в 2 раза больше капитальных вложений необходимо для реализации цианосорбции. Текущие эксплуатационные расходы по первым трем способам также близки друг к другу. Зато текущие расходы на цианосорбцию находятся на уровне 7–10 % расходов каждого из этих методов. Окончательный выбор способа обезвреживания осуществляют с учетом всех технических и экономических достоинств и недостатков рассмотренных технологий.

Глава 12. ЭКОНОМИКА КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ

Добычу золота в России осуществляют на территории 26 субъектов Федерации — от Карелии до Чукотки (табл. 12.1). В 1999 г. золото добывали 566 акционерных обществ, артелей и других производственных структур, выступающих как самостоятельные недропользователи. Следует отметить, что число недропользователей резко возрастает. Например, в 1998 г. было 340 недропользователей, т.е. идет процесс дальнейшего разукрупнения предприятий, что, естественно, отрицательно отражается на их инвестиционном потенциале.

Средняя рентабельность российских предприятий в 1998 г. не превышала 10 %. По экспертным оценкам, средняя себестоимость производства золота на большинстве предприятий страны находится в пределах 250–300 дол. за унцию, тогда как среднемировой уровень себестоимости в 1998 г. составил 206 дол. за унцию.

Многие годы отечественная золотодобыча ориентировалась на разработку россыпных объектов. Однако в последние 15 лет резко обозначилось ухудшение горно-геологических условий отработки россыпей, в результате чего себестоимость 1 г золота на многих россыпных месторождениях стала выше, чем на золоторудных.

В последние несколько лет отмечают устойчивую тенденцию возрастания роли рудных месторождений в общем объеме золотодобычи России. Так, если в 1991 г. было добыто 18,9 т рудного золота, что составляло 13,7 % всей добычи, то в 1998 г. этот показатель уже достиг 40,1 т (35,1 %).

Существенным препятствием при освоении рудных объектов по классической схеме является тот факт, что на проектную производительность объект выходит через два–пять лет после начала работ. К этому моменту предприятие из-за колебаний цен на металл на мировом рынке (рис. 12.1) и материалы на внутреннем рынке может оказаться нерентабельным. По этой причине подобные объекты коммерческими банками практически не кредитуются.

Мелкие артели испытывают недостаток в производственном оборотном капитале, их маневренность в разработке ресурсов незначительна, финансовое положение неустойчивое, они болезненно чувствительны к колебаниям мировой цены на золото и изменению курса национальной валюты, цене топлива, размерам таможенных и иных пошлин и т.д.

Добыча и производство золота в России по годам (кг)*

Виды добычи золота, объекты	1993	1994	1995	1996	1997	1998	1999
Всего по России	149464	142578	131938	121715	125307	114030	126087,1
<i>Золотодобывающие предприятия</i>	136232	131931	122182	113265	115815	105219	114110,3
<i>Северный район</i>	350	175	137	54	53	26	26,8
Республика Карелия	—	—	31	8	12	—	—
Республика Коми	350	175	106	46	41	26	—
<i>Уральский район</i>	6081	5375	5510	3400	2472	5623	5306,1
Пермская область	—	64	68	52	66	99	100,1
Республика Башкортостан	515	417	566	311	83	986	495,3
Оренбургская область	85	—	—	—	6	37	386,4
Свердловская область	3712	3115	3267	1987	1470	3425	2868,6
Челябинская область	1769	1779	1609	1050	847	1076	1455,7
<i>Западно-Сибирский район</i>	1727	1435	1688	1365	1140	712	1018,6
Ханты-Мансийский автономный округ	15	—	125	96	114	—	26,9
Новосибирская область	143	330	387	306	256	143	183,4
Алтайский край	200	160	44	53	37	74	114,7
Республика Алтай	319	97	259	405	383	215	267,8
Кемеровская область	1050	848	873	505	350	280	425,8
<i>Восточно-Сибирский район</i>	33487	33766	32335	35014	39710	36170	42043,3
Красноярский край	7057	7188	7047	10749	16629	14116	18261,5
Республика Хакасия	2218	1960	1343	1237	1572	1546	1635,1
Иркутская область	11925	11028	11649	11802	11221	10885	12023,6
Республика Тува	750	674	775	1003	738	840	1011,4
Республика Бурятия	3370	4184	4293	4333	4741	4588	5489,6
Читинская область	8167	8732	7228	5890	4620	4063	4344,6
<i>Дальневосточный район</i>	94587	91180	82512	73432	72440	62688	64815,5
Амурская область	11200	11426	12418	11315	9711	8667	9273,9
Хабаровский край	7702	7675	8161	8435	6804	5607	6965,9
Еврейская автономная область	—	—	—	—	92	102	217,3
Приморский край	455	434	421	260	32	61	113,2
Республика Саха (Якутия)	33358	31297	28759	22945	19988	11122	12057,0
Магаданская область	28600	28183	22343	20735	26077	30344	29324,1
Чукотский автономный округ	13068	11682	9790	91109	9073	6204	5407,4
Корякский автономный округ	—	282	421	418	436	353	346,8
Сахалинская область	144	198	199	214	227	228	209,9
Камчатская область	—	—	—	—	—	—	—
Прочие	75	—	—	—	—	—	—

Виды добычи золота, объекты	1993	1994	1995	1996	1997	1998	1999
Попутная добыча из комплексных руд	7964	4887	5656	6340			
Производство золота из лома и отходов	5268	5760	4100	2110	9492	8811	11976,6

* По данным Роскомдрагмета и ГОХРАНа России.

По данным Минэкономики, в настоящее время 40–42 % стоимости добываемых благородных металлов изымают в виде налогов, обязательств сторон и платежей в бюджеты различных уровней. Эта цифра почти вдвое выше аналогичных показателей в других государствах, являющихся крупными операторами мирового рынка золота.

В такой сложной ситуации в золотодобыче кардинальный прорыв в отрасли возможен лишь при условии широкого внедрения метода кучного выщелачивания, достоинства которого изложены в предыдущих главах.

Если метод КВ обладает рядом достоинств, основными из которых являются сравнительно низкие капитальные и эксплуатационные затраты, относительная простота технологии, возможность быстрого ввода объекта в эксплуатацию, то почему в России эксплуатируют всего несколько месторождений по столь прогрессивной, многообещающей технологии? Можно сослаться на суровые климатические условия, в которых находится Россия. Действительно, основная доля российских балансовых запасов золота сосредоточена в Восточно-Сибирском (38,03 %) и Дальневосточном (35,6 %) экономических регионах, более 20 % балансовых запасов расположено на территории Уральского региона. Но главная причина, на наш взгляд, кроется в том, что недостаточно изучают технологию процесса выщелачивания на стадии лабораторных и укрупненных исследований, принимают заведомо непродуманные решения на этапе проектирования, золотодобывающие предприятия зачастую не в состоянии обеспечить грамотное техническое и технологическое руководство работами по КВ. Отсутствует общий

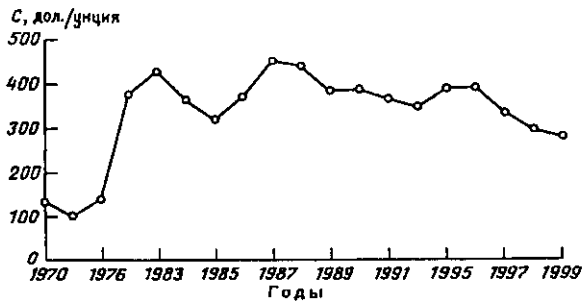


Рис. 12.1. График колебания цен на золото на мировом рынке

язык между руководителями предприятий и инвесторами (кредиторами), которые хотят получать прибыль уже на стадии опытно-промышленных работ.

Почти все объекты КВ, начатые в России, прошли через стадию, когда технологические растворы плохо фильтровались через штабель, что повлекло за собой необходимость пересмотра технологии рудоподготовки и укладки материала в штабель.

Для успешной работы объектов кучного выщелачивания требуется соблюдать следующие условия:

- тщательно и в полном объеме проводить необходимый комплекс научно-исследовательских и опытных работ, на основании которых выдавать исходные данные для проектирования предприятия;

- рабочий проект обработки месторождения подвергать детальной экспертизе;

- повысить уровень знаний в области геотехнологии работников предприятий и финансирующих проект структур (работников банков, учредителей ЗАО и др.);

- организовать специальную подготовку рабочего и инженерно-технического персонала, обслуживающего комплекс КВ.

На экономику КВ влияет много причин, знание которых руководителями предприятий поможет существенно снизить себестоимость конечной продукции. К ним относят условия применимости КВ золота из руд и материалов, информацию об основных участниках золотого рынка России, порядок финансирования предприятий КВ, финансовые показатели деятельности предприятия, анализ себестоимости работ и т.д.

12.1. УСЛОВИЯ ПРИМЕНИМОСТИ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЗОЛОТА ИЗ РУД И МАТЕРИАЛОВ

Основные факторы, влияющие на условия применимости КВ, сгруппированы в табл. 12.2, их характеристика приведена далее.

Экономико-географическое положение объектов КВ. Для нормального функционирования предприятия кучного выщелачивания требуется завоз на промплощадку большого количества материалов (реагенты, цемент, известь, строительные, горюче-смазочные, взрывчатые материалы, твердое топливо и др.).

Доставку грузов можно осуществлять железнодорожным, водным и автомобильным транспортом. Самым дешевым видом транспорта, мало зависящим от климатических условий, является железнодорожный. Естественно, чем ближе к месторождению станция железной дороги, тем лучшие технико-экономические показатели могут быть получены. Удаленность месторождений от железнодорожных станций, морских и речных портов, необходимость строительства автомобильных дорог отрицательно влияют на экономические показатели проектируемого, а затем и действующего предприятия.

Характеристика условий применимости кучного выщелачивания золота из руд и материалов

Факторы	Условия применимости КВ		
	весьма благоприятные	благоприятные	неблагоприятные
Экономико-географическое положение объекта КВ	Вблизи от железных и государственных автомобильных дорог	Требуется строительство подъездных путей небольшой протяженности До 7 мес	На значительных расстояниях от железных и автомобильных дорог 3—4 мес
Продолжительность периода положительных температур	9—10 мес	До 7 мес	3—4 мес
Характер выпадения атмосферных осадков	Дожди в течение года выпадают равномерно	Короткий период выпадения сезонных дождей	Длительный период выпадения сезонных дождей, бурное снеготаяние
Характеристика пород основания штабеля КВ	Скальные непроницаемые породы	Песчано-глинистые отложения с мощным (3—5 м) глинистым экраном	Хорошо фильтрующее основание
Содержание золота в руде, г/т	Более 2,0	1,0—2,0	Менее 1,0
Запасы руды, млн т	Более 10	1,0—10,0	Менее 1,0
Перспективы прироста запасов по промышленным категориям	Имеется прогнозная оценка возможного увеличения запасов по категориям P_1+P_2	Оценены прогнозные запасы по категории P_2 , позволяющие увеличить сырьевую базу проектируемого предприятия	Проведенные геолого-разведочные работы в непосредственной близости от месторождения не выявили руд, пригодных для КВ
Степень окисления руды	Полностью окисленная руда	Окисленная > 70 %	Окисленная < 70 %
Характер рудной минерализации и форма нахождения золота	Прожилковая минерализация с налетами и корочками переотложенного золота. Свободное золото > 50 % + + сростки с другими минералами. Размер частиц золота до 200 мкм	Прожилково-вкрапленная минерализация. Свободное золото < 50 % + сростки с другими минералами. Размер частиц золота от 200 до 500 мкм	Тонкодисперсная минерализация с распределением золота по всей массе рудных кусков. Золото в ассоциации с другими минералами покрыто инертной пленкой. Размер частиц золота более 500 мкм
Наличие вредных примесей (сульфиды, мышьяк, органическое вещество)	Содержание сульфидов менее 2 %, отсутствие органики	Содержание сульфидов 2—5 %, органики менее 0,2 %	Содержание сульфидов более 5 %, органики более 0,2 %
Источники поступления руды для кучного выщелачивания	Отвалы забалансовых руд, хвосты обогатительных фабрик	Руда месторождений, целенаправленно разрабатываемых открытым способом для кучного выщелачивания	Месторождения, пригодные для разработки подземным способом

Факторы	Условия применимости КВ		
	весьма благоприятные	благоприятные	неблагоприятные
Производительность предприятия кучного выщелачивания, тыс. т/год	> 500	200–500	< 200
Степень дробления руды	Крупная	Средняя	Мелкая
Предварительная рудоподготовка	Не требуется	Рудоподготовка, окомкование, гранулирование	Предварительная кислотная обработка, обжиг
Наличие воды	Имеются поверхностные источники воды	Имеются подземные или технологические источники воды	Источники воды отсутствуют
Влияние мощности выщелачиваемого слоя руды на скорость фильтрации растворов	Практически не влияет при мощности до 40–50 м	Влияние заметно при мощности слоя > 10 м	Влияние существенно при мощности слоя > 3 м

В практике проектирования золотодобывающих предприятий в восточных районах России известны случаи, когда месторождения, содержащие 10–12 г/т цианируемого золота в руде, оказывались нерентабельными. Таким образом, на стадии выявления объектов, пригодных для кучного выщелачивания, необходимо большое внимание уделять проведению поисковых и геолого-разведочных работ в районах золоторудных месторождений, расположенных в непосредственной близости от существующих транспортных артерий.

Продолжительность периода положительных температур. Этот фактор может существенно влиять на организацию работ. При коротком периоде организация круглогодичных работ экономически не оправдана. При длительности периода положительных температур в 9–10 мес становится целесообразной организация непрерывных работ по КВ без остановки процесса на время низких (минусовых) температур. При этом возникают проблемы по строительству котельных, отоплению производственных помещений, подогреву емкостей с реагентами, продуктивных растворов, утеплению трубопроводов вплоть до прокладки "спутников" с горячей водой. Все перечисленные мероприятия влекут за собой удорожание работ, которое может быть экономически оправдано в связи с увеличением количества выпускаемой продукции, ликвидацией затрат на консервацию и расконсервацию объекта. В условиях Забайкалья имеется длительный опыт организации круглогодичных работ по КВ урана на Приаргунском горно-химическом комбинате. Круглогодичные работы по КВ золота организованы в 1999–2000 гг. на Покровском золоторудном месторождении.

Характер выпадения атмосферных осадков. Равномерное выпадение осадков в течение сезона положительных температур не влечет за собой осложнений, связанных с переливами технологических растворов запроектированных прудков. Выпадение сильных дождей в осенне-весенний периоды связано с необходимостью строительства резервных прудков для того, чтобы не допустить переливов и утечек технологических растворов в гидрографическую сеть окружающей местности. На отдельных объектах проектируют сооружение навесов, защищающих штабели и кюветы КВ от атмосферных осадков. Бурное снеготаяние может привести к образованию селевых потоков, способных разрушить штабели кучного выщелачивания. Учет всех перечисленных факторов приведет к удорожанию себестоимости конечного продукта, обеспечив при этом экологическую безопасность района работ.

Характеристика пород основания штабеля КВ. В геолого-гидрогеологических условиях, когда основание штабеля представлено хорошо фильтрующими жидкость породами, требуется создавать непроницаемые экраны, составными частями которых являются прежде всего глины (мощность которых может достигать 1,5–2,0 м) и синтетические пленочные покрытия.

Сооружение таких экранов сопряжено со значительными финансовыми затратами, чувствительно влияющими на себестоимость единицы продукции КВ. Поэтому по возможности при выборе площадки КВ следует искать участки, представленные непроницаемыми скальными породами или песчано-глинистыми отложениями с достаточно мощным (3–5 м) глинистым экраном.

Содержание золота в руде. В литературе по кучному выщелачиванию рекомендуют использовать метод КВ для переработки руд с содержанием в них золота от 0,7 до 2,5 г/т. В то же время реальные условия могут оказаться такими, что целесообразно на кучное выщелачивание отправлять руды, содержащие 10–50 г/т золота. В процессе геолого-разведочных работ выявляют объекты с небольшим общим количеством золота (от нескольких сот килограммов до 7–10 т) с высоким средним содержанием (более 10 г/т). Такие месторождения по классической схеме обрабатывать экономически нецелесообразно. Для них необходимо рассматривать возможность освоения методом кучного выщелачивания.

Для месторождений среднего масштаба (с запасами более 10 т) даже в случае целесообразности их освоения традиционными методами обогащения и гидрометаллургии с целью снижения первоначальных капитальных вложений и ускорения начала выдачи продукции имеет смысл освоение объекта начинать с кучного выщелачивания богатых руд. Такой метод обработки месторождений позволяет существенно (в три-четыре раза) снизить объем первоначальных капитальных вложений. В таких случаях месторождение начинают обрабатывать методом кучного выщелачивания с параллельным строительством заводского комплекса. Средства, полученные от реализации продукции КВ, могут быть направлены на строительство цехов золотоизвлекательной фабрики.

По приведенной схеме артель старателей "Амур" начала осваивать золоторудное месторождение "Комсомольская залежь" в Хабаровском крае. Результаты работ на месторождении описаны в разд. 15.7.

Запасы руды. Они имеют большое значение для выбора производительности предприятия КВ. Чем крупнее предприятие, тем меньше удельные затраты на единицу выпускаемой продукции. При этом если существуют перспективы увеличения промышленных запасов месторождения, то можно с большей степенью обоснованности выбирать производительность предприятия на стадии проектирования.

В последнее время из-за экономических проблем геологическая отрава России не в состоянии полностью компенсировать выбывающие запасы. При проведении геолого-разведочных работ воспроизводится примерно половина запасов золота. Решить эту проблему в условиях острого дефицита инвестиций практически невозможно. По экспертной оценке, для того чтобы подготовить к разработке 1 т золота, нужно затратить не менее 1 млн дол.

Приведенную информацию необходимо учитывать при прогнозных экономических расчетах ожидаемой себестоимости продукции.

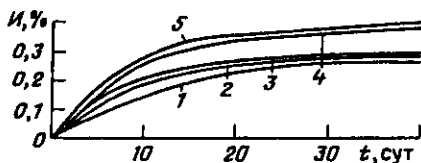
Степень окисления руды, характер рудной минерализации, наличие вредных примесей. Влияние этих факторов также необходимо учитывать, так как в зависимости от них в определенных условиях могут увеличиться как капитальные, так и текущие эксплуатационные расходы.

Источники поступления материала для кучного выщелачивания. Использование в качестве материала для КВ отвалов забалансовых руд или хвостохранилищ может оказаться экономически весьма целесообразным. Затраты на добычу сырья (отвалы) и рудоподготовку (хвосты обогатительных фабрик) были выполнены ранее и не входят в структуру себестоимости. В качестве яркого примера можно привести предприятие "Зарафшан-Ньюмонт", перерабатывающее с высокой эффективностью отвалы забалансовых руд Мурунтауского золоторудного месторождения (см. разд. 15.6).

Степень дробления. Этот фактор имеет большое значение при кучном выщелачивании. Экспериментальные исследования и практический опыт свидетельствуют о том, что с уменьшением класса крупности выщелачиваемого материала повышается извлечение металла для одного и того же временного диапазона. На рис. 12.2 показан характер зависимости извлечения золота при различной крупности рудной массы. В то же время удельные затраты на переработку руды находятся в зависимости от крупности ее дробления.

Крупность руды, мм	-10			-2 +0		
Производительность, тыс. т/год	50	100	200	50	100	200
Удельные капитальные затраты, дол/т	3,8	3,1	3,0	10,2	6,4	4,7
Затраты на переработку, дол/г	3,2	2,4	2,0	5,5	4,0	3,2

Рис. 12.2. Графики зависимостей извлечения золота I от продолжительности выщелачивания t при крупности рудной массы -200 мм (1), -100 мм (2), -50 мм (3), -20 мм (4) и -10 мм (5)



Удельные капитальные и эксплуатационные затраты на дробление значительно возрастают с уменьшением крупности руды. Таким образом, при выборе степени дробления критерием оптимизации должны выступать экономические показатели.

Предварительная рудоподготовка. Она играет существенную роль в процессе КВ. Прежде всего это относится к высокоглинистым рудам. Без гранулирования рудный материал обладает низкими фильтрационными свойствами, поэтому через штабель, уложенный без гранулирования материала, технологические растворы практически не фильтруются.

В отдельных случаях руда может быть подвергнута рудоподготовке с использованием методов автоматической сепарации (см. разд. 14.3). При сепарации в отвал выводят значительную часть породы, среднее содержание в руде полезного компонента увеличивается, и на оставшуюся часть рудной массы идет значительно меньшее количество реагентов. Затраты на автоматическую сепарацию перекрываются экономией, полученной от снижения расхода реагентов и уменьшения количества руды, используемой в КВ.

Завершая раздел, необходимо отметить, что при расчетах технико-экономической эффективности работы предприятия учет факторов применимости кучного выщелачивания обязателен. При этом необходимо широко использовать сравнительные расчеты при оптимизации КВ по тому или другому критерию.

12.2. ОСНОВНЫЕ УЧАСТНИКИ ЗОЛОТОГО РЫНКА РОССИИ

Предприятия, осуществляющие добычу золота и серебра методом кучного выщелачивания, свою конечную продукцию (губчатое золото, цементаты, сплав Доре) сдают на аффинажные предприятия, получают аффинированную продукцию в виде слитков золота и серебра, продают ее различным покупателям. Условия купли-продажи, предлагаемые различными участниками золотого рынка, отличаются друг от друга, поэтому недропользователи должны хорошо ориентироваться в реально сложившейся на сегодня ситуации. Далее приведена характеристика основных участников золотого рынка России.

1. Государство в лице Гохрана России. В настоящее время государство практически не имеет возможности авансировать золотодобытчиков.

2. Центральный банк РФ. Центробанк определяет цену драгоценных металлов, исходя из результатов торгов на Лондонской бир-

же металлов (LME). На основании значения лондонского фиксинга Управление операций с драгоценными металлами Департамента иностранных операций Центрального банка России (ЦБР) готовит расчет котировок покупки и продажи ЦБР аффинированного золота, серебра и платины в слитках за рубли на межбанковском рынке драгоценных металлов. Окончательные рублевые котировки золота, серебра и платины по рабочим дням в 14.00 по московскому времени утверждает руководство ЦБР с обязательством осуществлять в этот период покупку и продажу драгоценных металлов с банками-контрагентами по указанным котировкам (в пределах лимитов ЦБР и коммерческих банков). ЦБР согласно действующему законодательству не может приобретать драгоценные металлы непосредственно у производителей, минуя коммерческие банки. В то же время он имеет возможность проводить подобные операции через принадлежащие ему Сбербанк и Внешторгбанк, которым Банк России выделяет средства для кредитования недропользователей.

3. Государственные фонды субъектов Федерации. Ослабление центральной власти за последние годы при ухудшении финансово-экономической ситуации в регионах привело к тому, что ряд субъектов Федерации, прежде всего с развитой золотодобывающей и перерабатывающей промышленностью, приняли решение о создании собственных резервов драгоценных металлов и драгоценных камней. Наиболее развитыми в настоящее время являются Госфонды Магаданской области и республики Саха (Якутия). С точки зрения золотодобытчиков в пользу создания региональных фондов говорит также фактор "территориальной дисциплины" при разрешении спорных вопросов.

4. Коммерческие банки. В 1996 г. коммерческие банки приобрели у недропользователей всего 5 т золота, в 1997 г. — 43 т, а в 1998 г. — 87 т. По состоянию на начало января 2000 г. 154 российских банка имеют лицензии или разрешения ЦБР на право работы с драгоценными металлами. В 1999 г. российские банки полностью профинансировали золотодобычу в России. Наибольший объем договоров был заключен Сбербанком РФ, Росбанком, Внешторгбанком, Банком Зенит, Банком Москвы, Ланта-Банком, Номос-Банком и др. С достаточной уверенностью можно говорить о том, что на рынке золота особых изменений не произойдет. Очевидно, что основными инвесторами будут коммерческие банки, для которых операции с физическим золотом весьма выгодны. При этом коммерческие банки получили дополнительную возможность привлечения ресурсов для кредитования недропользователей по программам, осуществляемым ЦБР и Европейским банком реконструкции и развития (ЕБРР).

5. Ювелирная промышленность. В настоящее время в России действуют более 500 предприятий, производящих ювелирные изделия. Российские ювелирные предприятия в 1998 г. приобрели у производителей 18 т золота.

6. Промышленные предприятия. Драгоценные металлы вследствие своих физических свойств используют в радиотехнической, хими-

ческой и машиностроительной промышленности, прежде всего в военно-промышленном комплексе. Общее падение производства в этих отраслях в последние годы, а также значительное снижение объемов государственного заказа на военную продукцию заметно сократили ежегодный спрос этих предприятий на золото. По экспертной оценке ежегодная потребность в драгоценных металлах ограничивается первыми тоннами.

7. Физические лица. Потенциально физические лица могут выступать достаточно серьезными участниками рынка драгоценных металлов. Так, только за время финансового кризиса в августе 1998 г. на руках у населения оказалось около 7 т золота в мелких слитках, что говорит о том, что в критической ситуации некоторые физические лица выбрали золотые слитки для сохранения своих средств.

12.3. ПОРЯДОК ФИНАНСИРОВАНИЯ ПРЕДПРИЯТИЙ КВ

В настоящем разделе в общих чертах рассмотрены различные формы кредитования, которыми могут воспользоваться недропользователи для финансирования работ по золотодобыче, механизм оформления кредита, налоговые льготы, предоставляемые недропользователям.

Банковский кредит предоставляется в виде денежных ссуд коммерческими банками и другими финансовыми учреждениями: финансовыми компаниями, банками взаимного кредита, сберегательными банками и др.

Банковский кредит обеспечивается товарно-материальными золотовалютными ценностями или ценными бумагами, долговыми обязательствами. Для кредитора (банка) они служат залогом полного и своевременного возврата выданной ссуды и получения процентов на нее. Наиболее распространенной формой обеспечения кредита являются банковские гарантии, товарораспорядительные документы, товары, недвижимое имущество, наличные депозиты и векселя. Особый вид обеспечения банковского кредита — залог недвижимости (земли и строений). Особой формой кредита является государственный кредит, при котором заемщиком (кредитором) выступает государство или местные органы власти, а кредит приобретает вид государственного займа, реализуемого через кредитно-финансовые институты, прежде всего через Центральный банк.

При классификации кредитов по признаку срочности обычно используют агрегированный критерий "краткосрочности" и "долгосрочности", согласно которому кредиты, предоставляемые на срок более трех—пяти лет, считаются долгосрочными, на срок менее одного года — краткосрочными.

Промежуточное положение занимают кредиты среднесрочные, предоставляемые на срок один—три года. Кредиты, выделяемые на добычу и переработку полезных ископаемых, как правило, относят к

категории долгосрочных. Кучное выщелачивание входит в разряд новых технологий. Финансирование работ по КВ может взять на себя *венчурный (рисковый) капитал*, являющийся элементом механизма кредитования и финансирования научно-технических разработок, доводки их до внедрения.

Владельцы денежного капитала, предоставляя ссуду предпринимателям, которые внедряют перспективные научно-технические разработки, не могут предъявить им претензии в отношении имущественного залога под кредит или требовать от них гарантий выхода на рынок с новшествами в точно назначенные сроки, получения прибыли и возврата долгов с процентами. Кредиторы рискуют своим капиталом сразу по всем статьям, характерным для ссудного капитала, поэтому такая степень риска считается самой высокой. Вместе с тем большому риску противостоит возможность большого выигрыша, многократно превосходящего тот, который можно получить, помещая свой капитал (с гарантиями) в государственные ценные бумаги, акции промышленных предприятий и банков, спекулируя на бирже.

Суть венчурного финансирования заключается в предоставлении кредита под долговые расписки (векселя) с правом конверсии задолженности в акции или просто в приобретение акций новой компании. Источники венчурного финансирования — неофициальный рынок рискового капитала, профессиональный венчурный капитал. Профессиональный рынок венчурного капитала обычно выступает в форме профессионально управляемого инвестиционного пула.

В США в середине 1980-х годов действовало более 500 венчурных фирм, суммарный капитал которых составлял примерно 15 млрд дол. На ряде объектов КВ России представители венчурных фирм в настоящее время проводят активную работу по размещению капитала с целью освоения золоторудных месторождений методом кучного выщелачивания. Увеличение капитала в 10 раз за пять—семь лет — нормально ожидаемый результат европейского или американского венчурного фонда. В России такие результаты возможны за год-два.

На этапе вывода предприятия КВ на проектную мощность (два-три года) могут возникнуть ситуации, когда стоимость продукции превысит плановую себестоимость. В таких случаях по договоренности с региональным руководством можно воспользоваться налоговыми льготами для предприятия.

Налоговые льготы — возможность уплачивать налог в меньшем (по сравнению с другими налогоплательщиками) размере. Налоговые льготы могут предоставляться государством для стимулирования научно-технического прогресса, форсирования развития перспективных отраслей производства, облегчения предприятию финансового бремени, обусловленного необходимостью соблюдения экологических требований. Формы предоставления налоговых льгот — уменьшение налоговой базы или суммы налога, понижение налоговых ставок, налоговый кредит. Налоговый кредит — налоговая льгота, представляющая собой отсрочку налогового платежа в связи с осуществлением предпри-

ятием инвестиционного проекта. Предоставляется в форме заключения кредитного соглашения с налоговой службой или государственной администрацией. В соглашении оговаривают размеры и сроки предоставления налогового кредита, условия его возврата, в том числе размеры процентной ставки по кредиту. Инвестиционный налоговый кредит не должен снижать сумму годового налогового платежа предприятия более чем на 50 %, процент по кредиту не должен превышать сложный процент по темпам инфляции, срок возврата кредита — 5 лет со времени его получения.

Для оформления любой формы кредита недропользователь на базе проекта кучного выщелачивания разрабатывает бизнес-план создания предприятия КВ (освоения месторождения).

Бизнес-план создания предприятия по освоению месторождения (техногенного объекта) методом кучного выщелачивания — программа действий фирмы, включающая в себя описание предлагаемого проекта, анализ возможных проблем, изложение методов их преодоления. Служит основанием оценки реалистичности и эффективности проекта при принятии решения соответствующими организациями (министерства, комитеты, банки, инвестиционные компании) по инвестициям или выдаче кредита.

В состав бизнес-плана входят резюме, в котором дано обоснование преимущества проекта и финансовые результаты, ожидаемые от его реализации, конфиденциальный меморандум (описание фирмы) и основная часть. Основная часть бизнес-плана включает в себя десять следующих разделов:

- описание предприятия, ради которого задуман проект, выпускаемой продукции, преимуществ технологии, заложенной в него, основные доводы, обеспечивающие его успешную реализацию;

- анализ мирового рынка по золоту и серебру и сопутствующим компонентам, которые предполагается получать на создаваемом предприятии, прогноз объема продаж продукции и цен на нее, по крайней мере на период погашения капитальных вложений, место предприятия в регионе и т.д.;

- информация о конкурентах, которые работают в области добычи и переработки материалов, содержащих драгоценные металлы, в непосредственной близости от места базирования предприятия, оценка защищенности заложенной в проект технологии переработки сырья и технологических растворов от новых разработок, осуществляемых фирмами-конкурентами, сопоставление достоинств и недостатков применяемых технологий;

- маркетинговый план (схема реализации продукции через различные определенные государством структуры, методы стимулирования продаж, различные варианты использования выпускаемой продукции в промышленности, ювелирном деле, художественных мастерских и т.д.);

- план производства продукции, включающий в себя все этапы работ (добыча руды (материала), рудоподготовка, строительство осно-

ваний, укладка штабелей КВ, орошение выщелачивающими растворами, сбор и переработка продуктивных растворов с получением концентратов и их последующая переработка с получением слитков благородных металлов; объем выпускаемой продукции, потребность в основном оборудовании (буровые установки, экскаваторы, бульдозеры, дробильное оборудование, автомобильный транспорт, специальное технологическое оборудование), расчет потребности производственного персонала, заработной платы и материалов, сводную структуру себестоимости, потребность финансовых средств, схему производственных связей, технологические схемы получения конечной продукции, контроль экологической безопасности работ на предприятии, оценку возможных издержек производства;

- система организации деятельности фирмы в целом и работы персонала (взаимоотношения со смежными организациями, поставщиками, покупателями продукции, текущая аналитическая деятельность производства, выявление путей повышения эффективности работы предприятия);

- юридический план, определяющий организационно-правовую форму проекта;

- оценка и прогноз рисков, способы управления ими;

- финансовый план, обобщающий все данные по проекту и представляющий их в стоимостном выражении;

- стратегию финансирования — план получения средств для реализации проекта (источники и форма, ожидаемое время возврата вложенных средств и получения дохода инвесторами).

В содержание финансового плана и стратегии финансирования входят способы формирования источников финансирования, потребность в дополнительных инвестициях, модель дисконтированных денежных потоков, определение дисконтного срока окупаемости проекта, график кредиторской задолженности, процентов и штрафов, расчет коэффициентов внутренней нормы прибыли, точки безубыточности или порог рентабельности, прогнозный баланс результатов, расчет коэффициентов текущей ликвидности и обеспеченности собственными средствами на основе прогнозного баланса. Для наглядности к бизнес-плану прикладывают графики, диаграммы и фотографии.

12.4. ФИНАНСОВЫЕ ПОКАЗАТЕЛИ ДЕЯТЕЛЬНОСТИ ПРЕДПРИЯТИЯ КВ

В результате проектирования предприятия КВ определяются основные технико-экономические показатели, приведенные в табл. 12.3. Реальные показатели деятельности зависят от фактической себестоимости добычи и переработки руды, отнесенной на единицу полученной продукции. Укрупненная структура себестоимости приведена в табл. 12.4.

Основные технико-экономические показатели предприятия КВ

№ п/п	Наименование статей	Значение показателей
1	Сырьевая база месторождения	
1.1	Эксплуатационные запасы руды, тыс. т	
1.2	Среднее содержание золота в руде, г/т	
1.3	Эксплуатационные запасы золота в руде, кг	
2	Годовая производительность предприятия:	
2.1	по перерабатываемой горно-рудной массе, тыс. т	
2.2	по продуктивным растворам, перерабатываемым на технологической установке, тыс. м ³ /год	
2.3	по готовой продукции (насыщенная смола, насыщенный уголь, цементат), т/год	
2.4	по золоту в сплаве Доре, кг/год	
2.5	Извлечение золота в продуктивный раствор, %	
2.6	Извлечение золота из продуктивного раствора, %	
2.7	Общее извлечение золота из руды, %	
3	Расход реагентов, т/год:	
3.1	натрий цианистый, технический, 88 %, ГОСТ 8464-79	
3.2	натрий едкий технический, плавленный, 92 % NaOH, ГОСТ 2263-79	
3.3	кальция гипохлорит нейтральный, ГОСТ 25263-82Б, марки Б, содержание основного вещества 24 %	
3.4	Портланд-цемент 400	
3.5	Пероксид водорода, 30 % H ₂ O ₂ , ГОСТ 177-88 (сульфат железа, хлорсодержащие реагенты)	
4	Общий расход дизельного топлива	
	В том числе:	
4.1	на дизельные электростанции, т/год	
4.2	на транспорт и карьерные нужды, т/год	
5	Общая численность трудящихся, чел/сут	
6	Режим работы:	
	число рабочих дней в году	
	число смен в сутки	
	продолжительность смен, ч	
7	Капитальные вложения, тыс. руб.	
8	Эксплуатационные затраты на получение готовой продукции, тыс. руб.	
9	Себестоимость 1 г золота в готовой продукции, руб.	
10	Общие капитальные затраты на добычу и переработку руд в объемах проекта, тыс. руб.	

Финансовые показатели деятельности предприятия используют для исследования и анализа экономико-финансовых процессов, оценки финансового состояния фирмы, прогнозирования тенденций и темпов развития.

Выделяют шесть основных групп финансовых показателей для оценки финансовой устойчивости, ликвидности, рентабельности, деловой активности, имущественного положения и положения на рынке ценных бумаг.

Структура себестоимости добычи и переработки руды на предприятии КВ

№ п/п	Статьи затрат	Годовые эксплуатационные расходы	Себестоимость 1 т руды	% к итогу
	<i>I. Затраты на добычу руды, всего</i>			
	В том числе:			
1	затраты на материалы			
2	затраты на топливо			
3	фонд оплаты труда основных производственных рабочих			
4	отчисления в пенсионный и другие фонды социального значения			
5	погашение стоимости горного комплекса			
6	расходы на содержание и эксплуатацию оборудования			
7	затраты на внутрикарьерные перемещения грузов			
8	цеховые расходы			
9	прочие неучтенные затраты			
	<i>II. Затраты на переработку руды, всего</i>			
	В том числе:			
10	затраты на вспомогательные материалы, химикаты, реагенты			
11	затраты на топливо			
12	фонд оплаты труда основных производственных рабочих			
13	отчисления в пенсионный и другие фонды социального значения			
14	расходы на содержание и эксплуатацию оборудования			
15	цеховые расходы			
16	прочие неучтенные затраты			
17	Итого затрат			
	Затраты на рекультивацию земель			
	Итого цеховая себестоимость получения готовой продукции			

Показатели финансовой устойчивости характеризуют соотношение собственного и заемного капиталов, состав источников финансирования. К ним относят коэффициент отношения привлеченного капитала к собственному, коэффициент структуры привлеченного капитала (соотношение долгосрочных обязательств и привлеченного капитала), коэффициент финансовой зависимости (отношение хозяйственных средств

к собственному капиталу фирмы), коэффициент концентрации привлеченного капитала (отношение привлеченного капитала к нетто хозяйственных средств).

Показатели ликвидности характеризуют способность предприятия отвечать по своим текущим обязательствам. Различают коэффициент абсолютной ликвидности (отношение денежных средств к текущим обязательствам фирмы), коэффициент быстрой ликвидности (отношение суммы денежных средств, дебиторской задолженности и краткосрочных инвестиций к текущим обязательствам).

Показатели рентабельности характеризуют общую эффективность финансово-экономической деятельности предприятия, его прибыльность, доходность за определенный промежуток времени, общую эффективность вложенного в него капитала. Различают общую рентабельность, выражаемую величиной чистой прибыли предприятия, рентабельность основной продукции (частное от деления прибыли на выручку от реализации), рентабельность основной деятельности (отношение прибыли от реализации к совокупности затрат на производство), рентабельность собственного капитала (соотношение чистой прибыли и средней величины собственного капитала).

Показатель деловой активности связан с оценкой эффективности текущей деятельности фирмы (фондоотдача, фондоемкость, оборачиваемость средств при расчетах, оборачиваемость производственных запасов и т.д.).

Показатели имущественного положения характеризуют использование средств, находящихся в распоряжении предприятия. К ним относят коэффициент износа основных средств, коэффициент обновления, коэффициент выбытия, общую балансовую стоимость хозяйственных средств в распоряжении предприятия.

Положение предприятия на рынке ценных бумаг оценивают с помощью показателей доходности (отношение разности чистой прибыли и дивидендов по привилегированным акциям к общему числу обыкновенных акций), ценности (соотношение рыночной цены акций и их доходности), рентабельности (отношение дивидендов на акцию к рыночной цене акций), коэффициента котировки акций (рыночную цену акции делят на ее учетную цену).

Глава 13. ПРОЕКТИРОВАНИЕ ПРЕДПРИЯТИЙ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ

Проектирование предприятий КВ с учетом действующего российского законодательства и зарубежной практики, как правило, состоит из трех этапов.

Первый этап включает в себя определение цели инвестирования, назначения и мощности предприятия КВ, номенклатуры продукции (золото, серебро, цветные металлы и другие полезные попутные компоненты), места размещения предприятия с учетом принципиальных требований и условий заказчика, оценку возможностей инвестирования и достижения намечаемых технико-экономических показателей.

На основании предварительных проработок заказчик представляет ходатайство (декларацию) о намерениях (табл. 13.1). После получения положительного решения местного органа исполнительной власти заказчик приступает к разработке обоснований инвестиций в строительство предприятия.

Второй этап проектирования – разработка обоснований инвестиций в строительство на основании полученной по объекту КВ информации, требований государственных органов и заинтересованных организаций, получение от соответствующего органа исполнительной власти предварительного согласования места размещения объекта (акта выбора участка) и разработка проектной документации.

Третий этап состоит из разработки, согласования, экспертизы и утверждения проектной документации, получения на ее основе решения об изъятии земельного участка под строительство.

Наибольший объем затрат времени приходится на второй и третий этапы проектирования, поэтому они будут освещены более детально.

13.1. РАЗРАБОТКА ОБОСНОВАНИЯ ИНВЕСТИЦИЙ В СТРОИТЕЛЬСТВО ПРЕДПРИЯТИЯ КВ

Обоснование инвестиций в строительство предприятия КВ включает в себя следующие разделы.

Примерное содержание ходатайства (декларации) о намерениях

№ п/п	Характеристика информации
1	Инвестор (заказчик) — адрес
2	Местоположение (район, пункт) намечаемого к строительству предприятия КВ
3	Наименование предприятия, его технические и технологические данные: годовая добыча руды; получаемая продукция (золото, серебро, цветные металлы, сопутствующие полезные компоненты), кг, т, годовой объем реализации продукции, млн руб.; срок строительства и ввода объекта в эксплуатацию
4	Примерная численность рабочих и служащих, источники удовлетворения потребности в рабочей силе
5	Ориентировочная годовая потребность предприятия в сырье и основных материалах (цианиды, шельох, различные неорганические кислоты, цинковая пыль, уголь, ионообменные смолы, нитрат свинца, горюче-смазочные материалы и т.д.) в соответствующих единицах
6	Ориентировочная потребность предприятия в водных ресурсах (объем, источник водообеспечения)
7	Ориентировочная потребность предприятия в энергоресурсах (электроэнергия, тепло, пар, топливо); источники снабжения
8	Транспортное обеспечение
9	Обеспечение работников и их семей объектами жилищно-коммунального и социально-бытового назначения
10	Потребность в земельных ресурсах (с соответствующим обоснованием примерного размера земельного участка и сроков его использования)
11	Водоотведение стоков. Методы очистки, качество сточных вод, условия сброса, использование существующих или строительство новых очистных сооружений
12	Возможное влияние предприятия на окружающую среду: виды воздействия на компоненты природной среды (типы нарушений, наименование и количество ингредиентов-загрязнителей); возможность аварийных ситуаций (вероятность, масштаб, продолжительность воздействия)
13	Отходы производства (виды, объемы, токсичность), способы утилизации
14	Источники финансирования намечаемой деятельности, учредители, участвующие пайщики, финансовые институты, коммерческие банки, кредиты
15	Использование готовой продукции (сдача в госфонд, продажа банкам, предприятиям цветной металлургии, электронной промышленности)

13.1.1. ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ

В состав исходных данных входят цели инвестирования (экономический, социальный, коммерческий эффекты, ожидаемые от функционирования предприятия), данные о месторождении, его изученности, масштабах, результаты научно-исследовательских работ по изучению вещественного состава выщелачиваемых руд и материалов, технологии выщелачивания и переработки продуктивных растворов с получением конечного продукта, результаты технико-экономических оценок работы предприятия КВ, сведения о наличии рабочей силы в районе работ, коммуникаций (автомобильные, железные дороги, речной транспорт, линии электропередачи), удаленность от баз снабжения основными материалами и ресурсами.

13.1.2. МОЩНОСТЬ ПРЕДПРИЯТИЯ КВ, НОМЕНКЛАТУРА ВЫПУСКАЕМОЙ ПРОДУКЦИИ

Современные предприятия КВ благородных металлов, кроме основных компонентов (золото, серебро), в зависимости от используемой технологии выщелачивания могут выпускать цветные металлы (медь) и другие сопутствующие полезные компоненты (редкоземельные элементы) и строительные материалы (гипс). В разделе дают обоснование способа добычи руд (открытый, подземный), мощности предприятия по горной массе и руде, номенклатуры и количества выпускаемой продукции, путей ее реализации на внутреннем и внешнем рынках.

13.1.3. ОСНОВНЫЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РЕШЕНИЯ

В разделе дают обоснование принятой технологической схемы кучного выщелачивания благородных металлов и переработки продуктивных растворов, схемы цепи аппаратов, номенклатуры получаемых полезных компонентов, экологичности технологического процесса, методов обезвреживания жидких производственных отходов, обеспечивающих сброс в гидрографическую сеть стоков с допустимыми концентрациями содержащихся в них элементов, производственно-технологических структур и состава предприятия.

13.1.4. ОБЕСПЕЧЕНИЕ ПРЕДПРИЯТИЯ РЕСУРСАМИ

Предприятия КВ, как правило, удалены от государственных коммуникаций, и вопросы их обеспечения ресурсами имеют важное значение. Поэтому на стадии обоснования инвестиций необходимо с достаточной точностью определить потребность в материалах, реагентах, воде, топливе, энергии, комплектующих, исходя из установленной производственной программы, принятых технологий и оборудования, выявить возможность использования кооперации с другими родственными предприятиями в районе производства работ.

13.1.5. МЕСТО РАЗМЕЩЕНИЯ ПРЕДПРИЯТИЯ

В этом разделе обосновывают выбор места размещения площадки КВ, площадки перерабатывающей установки и бытовых помещений, учитывающий прежде всего экологическую безопасность, экологию производства.

13.1.6. ОСНОВНЫЕ СТРОИТЕЛЬНЫЕ РЕШЕНИЯ

В какой-то мере здесь содержание раздела увязывают с предыдущим разделом, рассматривают принципиальные объемно-планировочные и конструктивные решения, основные параметры наиболее

крупных и сложных зданий и сооружений (шахта, карьер, площадка КВ, линии электропередачи, площадка перерабатывающей установки, электростанция, котельная и др.), сроки и очередность строительства, потребность в специальном оборудовании, строительной продукции и материалах, соображения по организации строительства, решения по энергообеспечению, тепло- и водоснабжению, канализации и др.

13.1.7. ОЦЕНКА ВОЗДЕЙСТВИЯ НА ОКРУЖАЮЩУЮ СРЕДУ

Настоящий раздел обоснований выполняют в соответствии с нормативными документами Госкомприроды и Госстроя России. Более детально сведения об оценке воздействия на окружающую среду изложены далее.

13.1.8. КАДРЫ И СОЦИАЛЬНОЕ РАЗВИТИЕ

Освещают потребность в трудовых ресурсах по категориям работников (рабочих, ИТР и служащих), требования к их квалификации, варианты удовлетворения потребности в трудовых ресурсах (привлечение местной рабочей силы, оргнабор, вахтовый метод и пр.), предложения по организации подготовки рабочих кадров для предприятия, анализ вопросов обеспечения работников предприятия жильем, создания социальных и культурно-бытовых условий.

13.1.9. ЭФФЕКТИВНОСТЬ ИНВЕСТИЦИЙ

Оценку эффективности инвестиций осуществляют по результатам количественного и качественного анализов информации, полученной при разработке соответствующих разделов обоснований, и на основе следующих положений:

- стоимости строительства, определяемой по аналогам и укрупненным показателям, а также прогнозным и экспертным оценкам;
- определения себестоимости основных видов продукции (золота, серебра и цветных металлов), прогноза изменения основных показателей производственной деятельности предприятия в течение расчетного периода;
- анализа текущего изменения рентабельности предприятия в зависимости от колебания цен на благородные металлы на мировом рынке;
- обоснования выбора расчетного периода, в пределах которого выполняют экономические расчеты, включая время проектирования, строительства, освоения проектной мощности и эксплуатации объекта;
- результатов расчетов с выявлением возможностей повышения экономической эффективности и надежности проекта за счет совер-

шенствования проектных решений, более рационального использования ресурсов и прочих факторов.

Если полученные данные свидетельствуют о недостаточной рентабельности инвестиционного проекта, то выполняют корректировку его параметров, производственной программы и принятой технологии для повышения эффективности проекта.

13.1.10. ВЫВОДЫ И ПРЕДЛОЖЕНИЯ

В разделе приводят:

- общие выводы о хозяйственной необходимости, технической возможности, коммерческой, экономической и социальной целесообразности инвестиций в строительство предприятия КВ с учетом его экологической и эксплуатационной безопасности;

- основные технико-экономические и финансовые показатели предприятия КВ, рекомендуемые для утверждения (табл. 13.2);

- рекомендации по порядку дальнейшего проектирования, строительства (совмещенные строительство и проектирование, строительство по очередям) и эксплуатации предприятия КВ, обеспечивающего инвестору получение максимальной и стабильной во времени прибыли, достижение положительных социальных результатов и других целей;

Т а б л и ц а 13.2

Основные технико-экономические и финансовые показатели, рекомендуемые для утверждения распорядительным документом обоснования инвестиций в строительство предприятия КВ

№ п/п	Показатели	Единица измерения
1	Мощность предприятия (годовой выпуск продукции — золота, серебра)	кг
2	Стоимость товарной продукции	млн руб.
3	Общая численность работающих, в том числе рабочих	чел.
4	Число рабочих мест	
5	Общая стоимость строительства В том числе: объектов производственного назначения объектов жилищно-гражданского назначения	млн руб.
6	Стоимость основных производственных фондов	млн руб.
7	Продолжительность строительства	годы
8	Удельные капитальные вложения	руб./кг условного золота
9	Себестоимость основных видов продукции: золота серебра	руб./кг
10	Балансовая прибыль	млн руб.
11	Чистая прибыль (доход)	млн руб.
12	Срок окупаемости капитальных вложений	годы
13	Внутренняя норма рентабельности	%

- программа проектирования и проведения необходимых исследований и изысканий, план-график осуществления инвестиционного проекта.

13.2. РАЗРАБОТКА, СОГЛАСОВАНИЕ И УТВЕРЖДЕНИЕ ПРОЕКТНОЙ ДОКУМЕНТАЦИИ НА СТРОИТЕЛЬСТВО ПРЕДПРИЯТИЯ КВ

Разработку проектной документации на строительство предприятия КВ осуществляют на основе утвержденных (одобренных) Обоснований инвестиций. Проектной документацией детализируются принятые в Обоснованиях решения и уточняются основные технико-экономические показатели.

Проект на строительство предприятия КВ включает в себя следующие разделы:

- Общая пояснительная записка.
 - Технологические решения.
 - Генеральный план и транспорт.
 - Организация и условия труда работников.
 - Управление производством и предприятием.
 - Архитектурно-строительные решения.
 - Инженерное оборудование, сети и системы.
 - Организация строительства.
 - Охрана окружающей среды.
 - Инженерно-технические мероприятия гражданской обороны. Мероприятия по предупреждению чрезвычайных ситуаций.
 - Сметная документация.
 - Эффективность инвестиций.
- Содержание разделов проекта приводится далее.

13.2.1. ОБЩАЯ ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА

В разделе приводят основание для разработки проекта (решения, постановления, ТЭО строительства предприятия, утвержденные обоснования инвестиций и другая проектная документация). Он включает в себя географо-климатическую характеристику района работ, геологическое строение месторождения, вещественный и качественный состав руд и рудовмещающих пород, характеристику гидрологического и гидрогеологического состояния района строительства, геолого-гидрогеологические и инженерно-геологические условия площадки строительства, характеристику сырьевой базы проектируемого предприятия (геологические балансовые, промышленные и эксплуатационные запасы руды, основные компоненты, срок обеспеченности предприятия запасами, перспективы прироста, надежность принятых к отработке запасов, требования к дальнейшему развитию сырьевой базы).

Освещают годовую потребность в материалах, электроэнергии, топливе и воде, рассматривают источники обеспечения электрической и тепловой энергией, топливом и водой с учетом топливо-энергетического и водного балансов района размещения предприятия.

Рассчитывают годовую производительность предприятия, дают календарный план отработки запасов предприятия, сравнивают основные технические данные и экономические показатели с показателями аналогичных российских и зарубежных объектов.

Численность работников определяют исходя из того, что производительность труда по выпуску металла в продукции (кг/год на человека) должна быть не ниже достигнутой на предприятиях-аналогах.

Характеризуют капитальные вложения в строительство предприятия для достижения проектной мощности, удельные капитальные вложения на единицу товарной продукции (руб. на кг, т), стоимость основных фондов, потребность в нормируемых оборотных средствах, фондоотдачу (годовой выпуск продукции на 1 руб. основных фондов, руб./руб). Фондоотдачу можно определять и в натуральном выражении — кг, т/руб. Анализируют структуру полной себестоимости продукции, факторы, оказавшие влияние на ее уровень, тенденцию изменения себестоимости по предприятию за год его эксплуатационной деятельности, размер рентабельности в процентах к производственным фондам, а также к себестоимости продукции. Определяют расчетную отпускную цену продукции с характеристикой исходных данных.

В заключительной части раздела приводят информацию об экономической эффективности и целесообразности строительства предприятия.

Значительную часть информации в общую пояснительную записку берут из других разделов проекта.

Общая пояснительная записка дает представление о масштабе, применяемых технологиях, источниках электро-, тепло- и водоснабжения, технико-экономических показателях и экономической эффективности проектируемого предприятия.

13.2.2. ОСНОВНЫЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РЕШЕНИЯ

Технология добычи руды. Дают обоснование схемы вскрытия месторождения, способа добычи руды (открытый, подземный), производительности карьера (подземного рудника), объема вскрышных пород, рассчитывают параметры всего комплекса буровзрывных работ, погрузки и доставки горно-рудной массы до узла рудоподготовки. При расчете параметров производства буровзрывных работ выявляют их оптимальные значения, обеспечивающие получение требуемого для технологических нужд размера куска руды, определяют потребность в буровых долотах, взрывчатых материалах, средствах взрывания, тип применяемого оборудования, себестоимость конечной продукции, доставленной до узла рудоподготовки.

Технология переработки горно-рудной массы способом кучного выщелачивания. В настоящий раздел включают результаты выполненных лабораторных исследований по КВ, принятые для проектирования исходные геотехнологические данные, технологическую схему КВ, расчетные геотехнологические показатели, технические и технологические решения по рудоподготовке, по подготовке площадки для КВ, осуществлению КВ, основные технические и технологические решения по переработке продуктивных растворов, системе контроля и опробования.

Результаты лабораторных исследований содержат анализы минерального, химического, рационального составов руды, данные о необходимости окомкования дробленой руды, о плотности орошения, концентрации металлов в продуктивных растворах, времени выщелачивания, степени извлечения металлов из руды, удельном расходе реагентов (цианидов, хлора), расходе цемента, извести на агломерацию I т рудного материала, методе переработки продуктивных растворов (цементация, сорбция на уголь, сорбция на ионообменные смолы). В табл. 13.3 приведены основные показатели, которые используют в качестве исходных данных для проектирования опытных, опытно-промышленных работ. Результаты опытных работ закладывают в проект эксплуатационной отработки месторождения методом КВ.

Технологическая схема КВ включает в себя следующие процессы и этапы:

- рудоподготовку (дробление, классификация и агломерация);
- загрузку горно-рудной массы на площадку выщелачивания;
- процесс кучного выщелачивания (влагонасыщение и активное выщелачивание).

Эффективность кучного выщелачивания в значительной мере зависит от подготовленности рудного материала, укладываемого в штабель. В связи с этим в разделе дают обоснование класса крупности рудного материала, приводят технологическую схему получения кусков руды необходимого класса, учитывают возможность окомкования рудной мелочи, обосновывают необходимое оборудование (щековые, конусные дробилки, классификаторы, питатели, конвейеры и грануляторы) для обеспечения принятой производительности установки КВ. Характеристики оборудования, рекомендуемого для использования, приведены в приложении к книге.

Рудоподготовку можно осуществлять как в летнее, так и в зимнее время. При этом при проектировании в расчетах необходимо учесть, что отсыпка в штабель дробленого материала, прошедшего стадию дробления в зимнее время, приводит к увеличению длительности процесса выщелачивания.

Конструкция штабеля КВ включает в себя следующие элементы: основание с противofильтрационным экраном, собственно штабель рудной массы, систему орошения для подачи выщелачивающих растворов на рудную массу и систему дренажа для вывода и сбора продуктивных растворов. Поэтому в этом разделе должны найти отражение конструкция противofильтрационного экрана, система дренажа,

определение объема штабеля и его геометрические параметры. В зависимости от производительности предприятия осуществляют расчет числа штабелей, находящихся в одновременной эксплуатации. Рассматривают технологические параметры отсыпки, график выполнения работ, приводят перечень рекомендуемого оборудования для укладки штабеля, схемы орошения штабеля и перечень необходимых материалов и оборудования. Сведения о типе реагента для выщелачивания руд, концентрации выщелачивающих растворов, интенсивности и режимах орошения, периодичности сбора продуктивных растворов, характеристика реагентного хозяйства (склад реагентов, узел приготовления выщелачивающих растворов, оснащенные специальными насосами) отражаются в этом разделе.

Таблица 133

Исходные данные для проектирования, получаемые на стадии лабораторных исследований (для цинирования)

№ п/п	Показатели	Значение показателей
	<i>Физико-технические свойства сырья</i>	
1	Класс крупности перерабатываемой ГРМ, мм	
2	Выход классов крупности после дробления, %: -10+5 мм -5+0 мм	
3	Естественная влажность ГРМ, %	
4	Массовая доля воды в режиме инфильтрационного орошения, %	
5	Насыпная масса ГРМ, т/м ³	
6	Насыпная масса агломерированного материала, т/м ³	
	<i>Геотехнологические показатели</i>	
7	Основные технологические этапы КВ: дробление, мм классификация по классам крупности, мм агломерация мелкого класса, мм выщелачивание цианидными растворами обезвреживание выщелоченной ГРМ гипохлоритом кальция	
8	Продолжительность основных технологических этапов, сут: выщелачивание обезвреживание промывка	
9	Концентрация цианида натрия в выщелачивающем растворе, г/л	
10	Концентрация цианида натрия в продуктивном растворе, г/л	
11	Интенсивность орошения, л/сут·м ²	
12	Проектный уровень извлечения из руд в продуктивный раствор, %	
13	Удельный расход реагентов, кг/т: цианида натрия (100 % NaCN) гидроксида натрия (100 % NaOH) гипохлорита кальция (Cl _{акт}) известки (100 % CaO) на агломерацию цемента (М-400) на агломерацию	

Переработка продуктивных растворов. Поступающие на переработку растворы характеризуются следующими параметрами:

- содержанием полезных компонентов;
- солевым составом по анионам и катионам;
- плотностью и температурой;
- содержанием твердых взвесей и их крупностью;
- кислотностью, щелочностью [рН, окислительно-восстановительный потенциал (ОВП)];
- наличием специфических примесей (органические вещества, активность и пр.).

На основании результатов лабораторных исследований принимают рекомендуемую схему переработки растворов (цементация, сорбция на уголь или ионообменные смолы), разрабатывают технологическую схему переработки растворов и схему цепи аппаратов.

Для разработки схемы цепи аппаратов существенное значение имеет производительность предприятия по растворам. Дают обоснование годовой потребности в реагентах и материалах, рассчитывают единовременную загрузку капиталоёмких реагентов и материалов (сорбентов, экстрагентов и др.), т. расход на технологические нужды воды (с указанием качества: свежей, оборотной), тыс. м³/год и м³/ч, пара (с указанием давления, МПа), млн м³ и м³/мин.

Процесс переработки технологических растворов вносит определенный вклад в загрязнение воздушного бассейна и водных ресурсов. В проекте должны быть предусмотрены технические решения по уменьшению образования и выделения в атмосферу загрязняющих веществ. Технические решения в области охраны и рационального использования водных ресурсов должны быть направлены на снижение объемов промышленных сточных вод.

13.2.3. ГЕНЕРАЛЬНЫЙ ПЛАН И ТРАНСПОРТ

Генеральный план. В разделе приводят объем выполняемых изысканий, краткую инженерно-геологическую характеристику района строительства, типы грунтов, их физико-химические свойства, наличие местных строительных материалов, сведения о гидрогеологических условиях площадки, особые условия строительства (вечная мерзлота, сейсмичность, подтопляемость площадок и т.д.).

Приводят перечень основных проектируемых объектов, обоснование принятого варианта размещения промплощадок и объектов вспомогательного назначения с учетом обеспечения минимальных приведенных расходов на транспортные и коммуникационные связи при используемой системе вскрытия месторождения. Дают описание планировочной схемы генплана, предприятий-аналогов, если таковые имеются. По каждой промплощадке дают архитектурно-планировочное решение с учетом особенностей технологического процесса.

Транспорт. Осуществляют расчет грузооборота предприятия и вариантов внешнего транспорта (автомобильный, железнодорожный и

другие виды транспорта). При рассмотрении варианта использования автомобильного транспорта приводят перечень и характеристику предусматриваемых к строительству автомобильных дорог, общий объем перевозок по автодорогам, млн т в год, перечень сооружений, строительство которых необходимо осуществить, расчетный суточный грузооборот, принятый тип автомашин, дальность транспортирования, необходимые парк автомашин и численность шоферов. Выполняют расчет годовых эксплуатационных расходов.

Для варианта использования железнодорожного транспорта предусматривают строительство подъездных путей, рассчитывают необходимый штат работников железнодорожного цеха, весовую норму поезда на подъездном пути, число вагонов, суточный вагонооборот предприятия, расстояние перевозки по подъездному пути и т.д. При сравнении вариантов внешнего транспорта в расчет берут капитальные затраты и эксплуатационные расходы. Принимают вариант с лучшими технико-экономическими показателями.

13.2.4. УПРАВЛЕНИЕ ПРОИЗВОДСТВОМ И ПРЕДПРИЯТИЕМ, ОРГАНИЗАЦИЯ УСЛОВИЙ И ОХРАНЫ ТРУДА РАБОЧИХ И СЛУЖАЩИХ

Настоящий раздел выполняют в соответствии с нормативными документами Минтруда России.

Здесь рассматривают организационные структуры предприятия. В структурном отношении выделяют основное, вспомогательное и обслуживающее производства. Для каждого из них определяют режим работы: сменный, суточный и годовой. Ступени управления организуют на уровне участков, отделений, цехов, рудоуправления и комбината.

При проектировании этого подраздела учитывают исходные данные, выданные заказчиком (реконструкция, расширение или строительство нового предприятия), производственную и организационную структуры действующего предприятия, типовые решения, а также материалы обследования предприятий-аналогов (для нового строительства), санитарно-гигиенические условия труда работающих, мероприятия по охране труда и технике безопасности, повышению комфорта условий труда.

13.2.5. АРХИТЕКТУРНО-СТРОИТЕЛЬНЫЕ РЕШЕНИЯ

Приводят сведения об инженерно-геологических, гидрогеологических и сейсмических условиях площадки строительства предприятия КВ, условиях строительства (наружная температура наиболее холодных суток, расчетная температура внутри помещения, скоростной напор ветра, снеговая нагрузка), характеристику и обоснование фундаментов, конструктивные решения зданий с учетом местных условий строительства, сведения о характере отделочных работ, да-

ют обоснование принципиальных решений по снижению производственных шумов и вибрации, бытовому и санитарному обслуживанию работающих.

13.2.6. ИНЖЕНЕРНОЕ ОБОРУДОВАНИЕ, СЕТИ И СИСТЕМЫ

Раздел содержит решения по водоснабжению, канализации, теплоснабжению, газоснабжению, электроснабжению, отоплению, вентиляции и кондиционированию воздуха. Кроме того, рассматривают вопросы ремонтно-механического и гаражно-складского хозяйства, связи, сигнализации, радиофикации, телевидения, молниезащиты, противопожарных устройств, диспетчеризации и автоматизации управления инженерными системами.

Снабжение предприятия водой. Может быть обеспечено за счет подземных вод (скважинные водозаборы), водохранилищ (насосные станции) с учетом оборотного водоснабжения. Разведку подземных и использование поверхностных вод для водоснабжения осуществляют в соответствии с нормативно-методическими документами Министерства природных ресурсов России.

Теплоснабжение. На первых этапах проектирования теплоснабжения определяют перечень и краткую характеристику основных теплопотребителей, характеризуют район строительства с точки зрения теплоснабжения (существующие системы теплоснабжения, возможности использования имеющихся источников тепла для получения тепловой энергии). Расширение источников тепла осуществляют на основе типовых проектов котельных.

Для тепловых сетей рассчитывают их протяженность, вид прокладки, выбирают способы компенсации температурных удлинений, приводят решения по теплоизоляции и антикоррозионной защите трубопровода, описывают сооружения на тепловых сетях (тепловые пункты, насосные станции, системы контроля и регулирования отпуска тепла).

Основными базовыми технико-экономическими показателями являются следующие:

- для источников тепла — установленная мощность, Гкал/ч; удельный расход условного топлива, т у.т./Гкал/ч; удельные капиталовложения на единицу установленной мощности, тыс. руб./Гкал /ч;
 - для тепловых сетей — расчетная мощность тепловых нагрузок, Гкал/ч; удельные капитальные вложения на одну Гкал в час расчетной передаваемой тепловой нагрузки, тыс. руб./Гкал/ч, на 1 км протяженности тепловых сетей (в однетрубном исполнении), тыс. руб./км.
- Воздухоснабжение.** В проекте осуществляют расчет потребности в сжатом воздухе, его давление, требования к качеству сжатого воздуха. Выбирают тип и число используемых компрессоров.

Приводят сведения о трубопроводах сжатого воздуха, характеризуют уровень механизации при обслуживании компрессорной станции и трубопроводов, степень автоматизации компрессорного хозяйства.

Электроснабжение. Основные решения, определяющие перспективу электроснабжения района размещения предприятия КВ, увязывают с имеющейся схемой развития электроснабжения региона.

При наличии собственных энергоисточников приводят баланс мощности (приход и расход) и выработку электроэнергии, а также общий баланс мощности с учетом частичного покрытия необходимой мощности от государственной энергосистемы.

В проекте дают обоснование выбора напряжения внешнего (35 кВ и более) и внутриплощадочного (6–10 кВ) энергоснабжения путем сравнения вариантов и схему электроснабжения предприятия. Подстанции и сети наносят на чертежи генплана. Характеризуют конструктивное выполнение подстанций: типы комплектного оборудования, распределительных устройств 6-10-35 кВ, подстанций 220-110/35-6-10 кВ, РП 6-10 кВ и ТМ-6-10/0,4 кВ, щитов управления, релейной защиты и щитов собственного расхода.

В районах с большим удельным сопротивлением пород или вечной мерзлотой проектируют специальные заземляющие устройства (размещенные в скважинах или удаленных выносных заземлителях).

Определяют численность персонала по эксплуатационно-ремонтному обслуживанию электрических сетей проектируемого предпри-

Состав сооружений и основные технические показатели ремонтно-механического

№ п/п	Объект	Годовая программа, годовой грузооборот, т	Трудоёмкость, чел.-ч	Строительная характеристика		Технологическое оборудование	
				площадь застройки, м ²	объём, м ³	масса, т	установленная мощность, кВт
<i>Ремонтно-механическое</i>							
1							
2							
3							
4							
<i>Гаражное</i>							
1							
2							
3							
4							
<i>Складское</i>							
1							
2							
3							
4							

* В примечании указывают здания и сооружения, включенные в первую очередь стро-

ятия, производственную структуру службы эксплуатации электрических сетей, размеры и оснащение производственной сети (блок цехов энергослужбы, отдельные помещения и т.д.).

Ремонтно-механическое, гаражное и складское хозяйства. В номенклатуру основного оборудования, используемого на предприятиях кучного выщелачивания, входят буровые установки, используемые на карьерах, компрессоры, поршневые центробежные и погружные насосы, сорбционные, десорбционные колонны и др. Кроме того, значительный удельный вес занимают тракторы, бульдозеры, краны на автомобильной и тракторной базах, трубоукладчики, лебедки различных конструкций и назначения, автомобили [бортовые, самосвалы, водовозы, автоцистерны для горюче-смазочных материалов (ГСМ), кислотовозы] и другое оборудование.

Складское хозяйство оборудуют тельферами, кран-балками, мостовыми кранами. Предприятия кучного выщелачивания потребляют большое количество сыпучих материалов (известь, цемент), кислот (серная, соляная и азотная), других реагентов, количество которых измеряют десятками тысяч тонн в год.

Все это многообразие по номенклатуре оборудования и технических средств и материалов должно обслуживаться внутри предприятия соответствующими службами.

Т а б л и ц а 13.4

гаражного и складского хозяйств

Расход на технологические нужды			Число работающих, чел.					Примечание
вода, м ³ /сут	пар, кг/ч, ккал/ч	сжатый воздух, м ³ /мин	рабочие	ИТР	служащие	МОП	всего	
<i>хозяйство</i>								
<i>хозяйство</i>								
<i>хозяйство</i>								
ительства.								

Состав сооружений и основные технические показатели ремонтно-механического, гаражного и складского хозяйств сводят в форму (табл. 13.4).

Ремонтно-механическое хозяйство. Технология производства ремонтных работ требует организации механического, слесарно-сборочного, сварочного, электромонтажного, кузнечно-прессового, литейного, моторного, покрасочного и других отделений.

В процессе проектирования учитывают трудоемкость и объемы работ по цехам, осуществляют расчет числа обслуживающего персонала, годовую потребность в ремонтных материалах и формируют годовую программу ремонтно-механической службы в денежном выражении и затратах труда по видам работ (капитальный ремонт, изготовление запасных частей, нестандартного оборудования, литье и т.д.). В программе учитывают и работы по кооперации с другими ремонтно-механическими предприятиями.

Гаражное хозяйство. При проектировании гаражного хозяйства имеют в виду его назначение, состав автопарка по маркам и типам автомобилей, потребность в спецмашинах и механизмах, условия эксплуатации автомобилей, определяют место проведения капитальных ремонтов. Технологический процесс обслуживания и ремонта автомобилей предусматривают с учетом использования нового технологического оборудования и оргтехоснастки, влияющих на улучшение эксплуатационных показателей автотранспорта и качество ремонтных работ, уменьшение численности рабочих, занятых ремонтом.

При укрупненном расчете производственной программы гаражного хозяйства учитывают коэффициент выпуска автомашин на линию, коэффициент технической готовности, годовой пробег, периодичность технических воздействий (техобслуживания № 1 и № 2, текущий ремонт), трудоемкость технических воздействий и рассчитывают численность производственных рабочих.

Складское хозяйство. Если к предприятию не подходят железная дорога или водная артерия, то кроме складского хозяйства на месте работ, на территории железнодорожной станции или речного порта необходимо строительство складов кислот, сыпучих грузов, поступающих в адрес предприятия КВ. Объем складов зависит от расстояния между предприятием и железнодорожной станцией (речным портом), наличия надежных транспортных коммуникаций, сезонности доставки грузов и т.д. При большом удалении предприятий от прирельсовых (портовых) баз и сезонности работы дорог (зимники) доставка грузов, с одной стороны, требует четкой организации работ, а с другой, — существенно удорожает стоимость конечной продукции.

Таким образом, необходима грамотная организация складского хозяйства предприятия. Большую роль при этом играют механизация погрузочно-разгрузочных работ, упаковка грузов в контейнеры, высокопроизводительные насосные по приему и перекачке кислот. Все эти вопросы учитывают при проектировании складского хозяйства.

13.2.7. ОРГАНИЗАЦИЯ СТРОИТЕЛЬСТВА

Настоящий раздел разрабатывают в соответствии со СНиП "Организация строительного производства" и с учетом условий и требований, содержащихся в договорах на выполнение проектных и строительных субподрядных работ.

При организации работ по строительству целесообразно привлечение узкоспециализированных подрядчиков, имеющих большой производственный опыт по строительству горно-добывающих предприятий.

13.2.8. ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ

Раздел разрабатывают в соответствии с государственными стандартами, строительными нормами и правилами, утвержденными Минстроем, Госстроем России, нормативными документами Госкомприроды и другими документами, регулирующими природоохранную деятельность.

Охрана атмосферного воздуха от загрязнений. В разделе дают характеристику физико-географических и климатических условий района строительства, существующих фоновых (или фактических) концентраций вредных веществ в приземном слое атмосферного воздуха до строительства проектируемого предприятия, выявляют объекты — источники выбросов, загрязняющих атмосферу (вентиляционные выбросы промышленных зданий, пыль внутрирудничных дорог, газы и аэрозоли кислот технологических операций, газы ТЭЦ и котельной) с указанием количества вредных веществ с суммирующимися вредными действиями.

Определяют проектируемые воздухоохраные мероприятия и технические решения по очистке пылегазовоздушных выбросов с утилизацией уловленных продуктов газоочистки.

Охрана и рациональное использование водных ресурсов. Естественное состояние водных ресурсов освещают на основании материалов, полученных от органов водного хозяйства, санитарно-эпидемиологической службы до начала строительства предприятия. Рассчитывают общий объем забора природных вод как из поверхностных, так и подземных источников. Проектируют мероприятия по защите подземных вод от проникновения технологических растворов в питьевые водоносные горизонты.

Охрана и рациональное использование земной поверхности. Предусматривают комплекс мер по охране и рациональному использованию земной поверхности (снятие, хранение и последующее использование плодородного слоя земли, рекультивация нарушенных земель, озеленение территории, занятой отработанными штабелями КВ, и т.д.).

13.2.9. ИНЖЕНЕРНО-ТЕХНИЧЕСКИЕ МЕРОПРИЯТИЯ ГРАЖДАНСКОЙ ОБОРОНЫ. МЕРОПРИЯТИЯ ПО ПРЕДУПРЕЖДЕНИЮ ЧРЕЗВЫЧАЙНЫХ СИТУАЦИЙ

Раздел выполняют в соответствии с нормами и правилами в области гражданской обороны, защиты населения и территорий от чрезвычайных ситуаций природного и техногенного характера.

Особое внимание при проектировании следует уделить обращению с цианидами, тщательно продумать и рассчитать систему сбора цианидсодержащих растворов, предусмотреть гарантированную защиту от утечек цианидных растворов и попадания их в гидрографическую сеть района проведения работ по кучному выщелачиванию.

13.2.10. СМЕТНАЯ ДОКУМЕНТАЦИЯ

Для определения стоимости строительства предприятия КВ составляют сметную документацию в соответствии с положениями и формами, приведенными в нормативно-методических документах Госстроя России.

Состав документации, разработанной на стадии "Проект", должен содержать:

- сводные сметные расчеты стоимости строительства и при необходимости сводку затрат;
- объектные и локальные сметные расчеты;
- сметные расчеты на отдельные виды затрат (в том числе на проектные и изыскательские работы).

Для определения стоимости строительства рекомендуется использовать действующую сметно-нормативную базу, разрабатываемую, вводимую в действие и уточняемую в установленном порядке.

Стоимость строительства в сметной документации заказчика рекомендуется приводить в двух уровнях цен:

- в базисном (постоянном) уровне, определяемом на основе действующих сметных норм и цен;
- в текущем или прогнозном уровне, определяемом на основе уровня цен, сложившихся ко времени составления смет или прогнозируемых к периоду осуществления строительства.

В состав сметной документации проектов строительства включают пояснительную записку, в которой приводят данные, характеризующие используемую сметно-нормативную базу, уровень цен и другие сведения, отличающие условия данной стройки.

На основе текущего (прогнозного) уровня стоимости, определяемого в составе сметной документации, заказчики и подрядчики формируют свободные (договорные) цены на строительную продукцию. Эти цены могут быть открытыми, т.е. уточняемыми в соответствии с условиями договора в ходе строительства, или твердыми (окончательными). В результате совместного решения заказчика и подряд-

ной строительного-монтажной организации оформляют протокол (ведомость) свободной (договорной) цены на строительную продукцию по соответствующей форме.

При составлении сметной документации, как правило, используют ресурсный метод, при котором сметную стоимость строительства определяют на основе данных проектных материалов о необходимых ресурсах (рабочей силе, строительных машинах, материалах и конструкциях) и текущих (прогнозных) ценах на эти ресурсы.

В сводном сметном расчете отдельной строкой предусматривают резерв средств на непредвиденные работы и затраты, его исчисляют от общей сметной стоимости (в текущем уровне цен) в зависимости от степени проработки и новизны проектных решений. Для строек,

Т а б л и ц а 135

Примерный перечень технико-экономических показателей предприятий кучного выщелачивания

№ п/п	Показатели	Значение показателей
1	Мощность предприятия, годовой выпуск продукции, кг: золото серебро	
2	Годовой выпуск продукции в стоимостном выражении, млн руб.	
3	Общая площадь участка, га	
4	Коэффициент застройки	
5	Удельный расход на единицу мощности: электроэнергия, кВт·ч вода, м ³ природный газ, тыс. м ³ мазут, т уголь, т	
6	Общая численность работающих	
7	Годовой выпуск продукции на одного работающего, тыс. руб./чел.: в стоимостном выражении в натуральном выражении, кг/чел: золото серебро	
8	Общая стоимость строительства, в том числе СМР, млн руб.	
9	Удельные капитальные вложения, руб./тыс. т	
10	Продолжительность строительства, мес	
11	Стоимость основных производственных фондов, млн руб.	
12	Себестоимость золота, руб./г	
13	Себестоимость серебра, руб./г	
14	Балансовая (валовая) прибыль, тыс. руб.	
15	Чистая прибыль, тыс. руб.	
16	Уровень рентабельности производства, %	
17	Внутренняя норма доходности, %	
18	Срок окупаемости, годы	
19	Срок погашения кредитов и других заемных средств, годы	

которые осуществляют за счет капитальных вложений, полученных из государственного бюджета Российской Федерации, размер резерва не должен превышать 3 % по объектам производственного назначения и 2 % по объектам социальной сферы.

Дополнительные средства на возмещение затрат, выявившихся после утверждения проектной документации в связи с введением по решениям правительства Российской Федерации повышенных коэффициентов, льгот, компенсаций и др., следует включать в сводный сметный расчет отдельной строкой с последующим изменением итоговых показателей стоимости строительства и утверждением произведенных уточнений инстанцией, утвердившей проектную документацию.

13.2.11. ЭФФЕКТИВНОСТЬ ИНВЕСТИЦИЙ

На основе количественных и качественных показателей, полученных при разработке соответствующих разделов проекта, выполняют расчеты эффективности инвестиций. Сопоставляют обобщенные данные и результаты расчетов с основными технико-экономическими показателями (табл. 13.5), определенными в составе обоснований инвестиций в строительство данного предприятия КВ и заданием на проектирование. На основе этого сравнения принимают окончательное решение об инвестировании и реализации проекта.

13.3. ЭКОЛОГИЧЕСКОЕ СОПРОВОЖДЕНИЕ ПРОЕКТОВ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ

Экологическое сопровождение проектов кучного выщелачивания благородных металлов включает в себя:

- экологическое обоснование;
- экологический мониторинг окружающей среды при реализации различных стадий проектов.

Основой системы экологического сопровождения является сам проект. Система экологического сопровождения содержит требования к его проведению на различных этапах инвестиционного процесса, комплекс выходных документов, необходимых для регламентации инвестиционной деятельности и согласования экологических требований, и обеспечение сопровождения соответствующими законодательными и нормативно-методическими документами и информационными материалами.

На рис. 13.1 и 13.2 изображены принципиальные схемы экологического сопровождения и нормативно-методического обеспечения инвестиционно-строительных проектов, разработанные Государственным предприятием ЦЕНТРИНВЕСТпроект, одобренные Госстроем России и согласованные с Госкомэкологией России.

В соответствии с принятыми схемами инвестиционно-строительный проект включает в себя три фазы: прединвестиционную, инвестиционную и эксплуатационную. Эти фазы состоят из нескольких этапов: формирование инвестиционного замысла, разработка декларации о намерениях, разработка обоснования инвестиций в строительство, разработка проектной документации, разработка рабочей документации, строительно-монтажные работы, эксплуатация объекта, реконструкция объекта и ликвидация объекта.

Экологическое обоснование должно обеспечить экологическую безопасность проектируемого объекта на всех этапах от формирования инвестиционного замысла до разработки проектной документации. Для этого составляют прогнозы воздействия объекта кучного выщелачивания на окружающую среду, проводят оценку экологического и социального ущербов при строительстве и эксплуатации объекта и разрабатывают необходимые природоохранные мероприятия.

Экологическое обоснование содержит:

- оценку современного состояния природной среды на территории строительства предприятия КВ;
- характеристику предприятия КВ;
- прогнозную оценку состояния природной среды и санитарно-эпидемиологической обстановки при функционировании предприятия КВ;
- предложения по разработке природоохранных мероприятий;
- программу организации экологического мониторинга и необходимых экологических изысканий и исследований.

Проведение указанных работ направлено, кроме того, на предотвращение вредных воздействий, минимизацию остаточных воздействий, разработку соответствующих мероприятий, введение системы экологического мониторинга и послепроектного анализа.

Состав и детальность экологического обоснования определяется этапом инвестиционно-строительного проекта. По мере перехода от одного этапа к другому (от формирования инвестиционного замысла до разработки проектной документации) степень детализации экологического обоснования возрастает.

Экологический мониторинг проводят для обеспечения экологической безопасности объекта КВ при реализации инвестиционно-строительного проекта (строительство, эксплуатация, реконструкция и ликвидация). В процессе экологического мониторинга осуществляют отслеживание экологической и социальной обстановки на территории, непосредственно примыкающей к предприятию КВ, проводят сопоставление прогнозной и фактической ситуаций, на основе которого делают выводы. Для решения этих задач необходимо иметь данные о фоновом загрязнении окружающей среды по материалам инженерно-экологических изысканий, проводимых параллельно с разработкой проектной документации.

Экологическое сопровождение осуществляется с учетом информации, условий и положений, содержащихся в федеральных, регио-

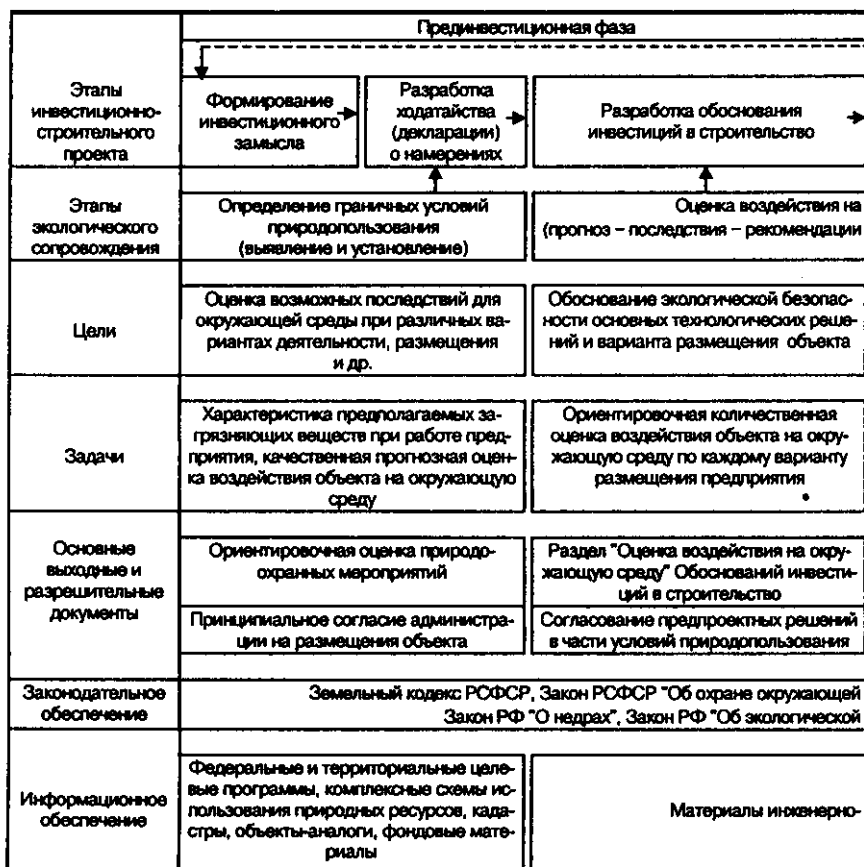
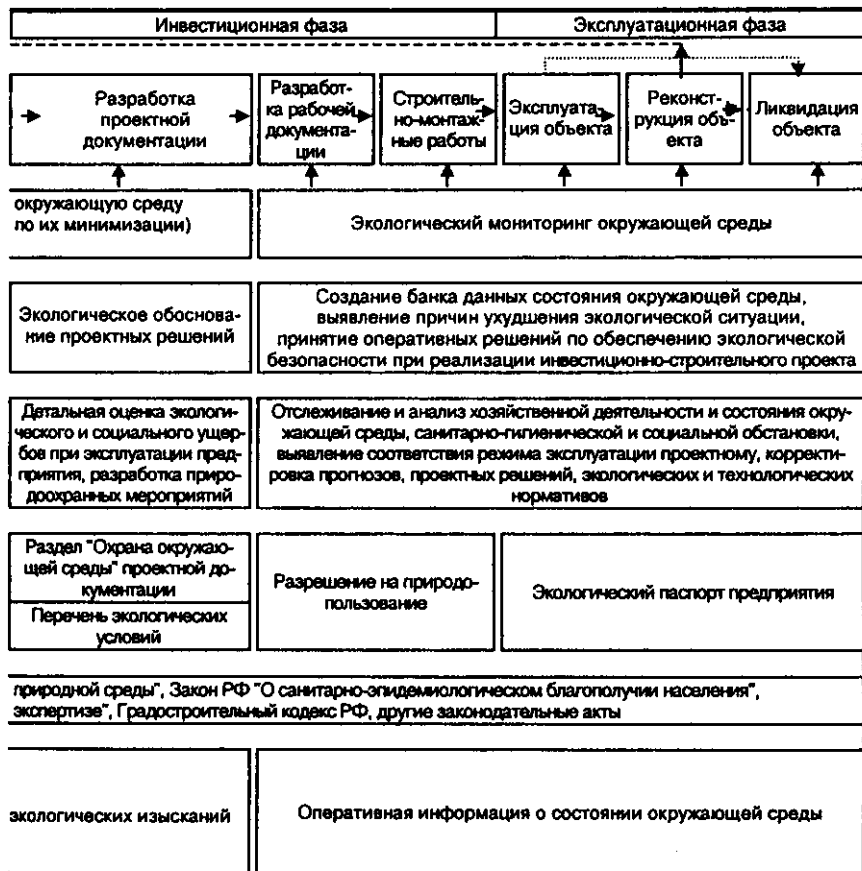


Рис. 13.1. Принципиальная схема экологического сопровождения инвестиционно-строительных и отраслевых программах развития производительных сил, комплексных схемах использования природных ресурсов, земельных и водных кадастрах, статистических данных территориальных органов Госкомэкологии, Госкомсанэпиднадзора России, Роскомзема и др., а также анализа материалов объектов-аналогов, экспертных оценок, результатов исследований, изысканий и экологического мониторинга.

Принимая во внимание, что весь перечень изложенных ранее материалов находится в фондах отмеченных организаций, генеральному проектировщику целесообразно для разработки проектной части экологического сопровождения привлекать на договорной основе подразделения Госкомэкологии, проектные, проектно-изыскательские, консалтинговые, научно-исследовательские организации и другие юридические лица, имеющие право на соответствующий вид деятельности.



ительных проектов

Состав и содержание этапов экологического сопровождения приведены далее.

13.3.1. ПРИРОДНО-ЭКОЛОГИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА РАЙОНА РАЗМЕЩЕНИЯ ПРЕДПРИЯТИЯ КВ

Природно-экологическую оценку размещения объекта осуществляют на этапе разработки и рассмотрения Ходатайства (Декларации) о намерениях (см. рис. 13.1). Цели этапа – определение экологического риска намечаемой деятельности в предполагаемом районе размещения предприятия КВ, оценка возможных последствий для окружающей среды при разных вариантах размещения зданий и сооружений, использования различных технологических процессов. В частности, при размещении предприятий КВ в непосредственной

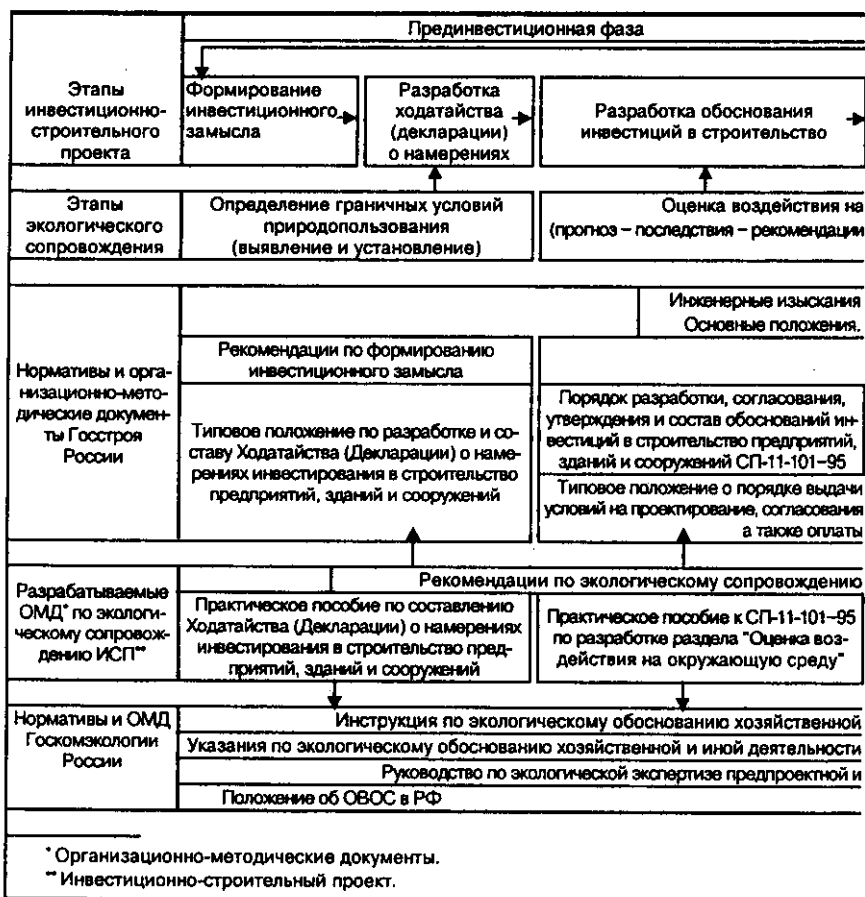
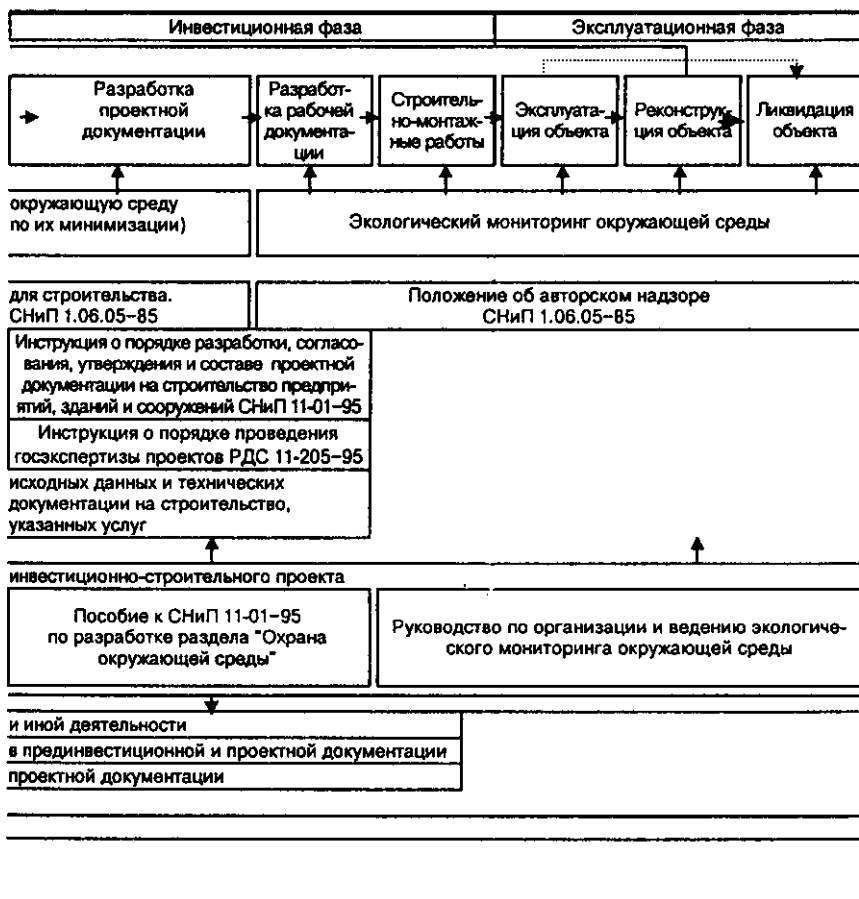


Рис. 13.2. Принципиальная схема нормативно-методического обеспечения экологичес-

близости от источников питьевого водоснабжения, водохранилищ, рек, населенных пунктов необходимо учитывать возможные случаи аварийных ситуаций, которые могут нанести непоправимый ущерб сфере обитания людей, фауне и флоре региона.

Результаты природно-экологической оценки района размещения объекта используют при рассмотрении Ходатайства, для получения исходных данных, технических условий, требований о размещении планируемого к строительству предприятия КВ. Природно-экологическую оценку территории возможного размещения предприятия КВ осуществляют, как правило, в рамках административных границ области, района или города, в пределах которых планируют размещение объекта. В случае возможного влияния деятельности предприятия КВ на соседнюю административную территорию природно-экологическая оцен-



кого сопровождения инвестиционно-строительных проектов

ка распространяется также и на нее со всеми вытекающими из этого обстоятельства последствиями (согласование этапов проектирования с административными органами).

При разработке этапа решают следующие задачи:

- составляют общую характеристику современных природных условий, экологической, социальной и санитарно-эпидемиологической обстановки территории;
- подготавливают общую характеристику загрязняющих веществ, образующихся в процессе производства на проектируемом предприятии КВ;
- проводят оценку вероятности возникновения на предприятии аварийных ситуаций;

- выявляют необходимость декларирования безопасности предприятия в связи с повышенной опасностью его деятельности;
- проводят оценку возможных способов утилизации отходов производства.

Источниками исходной информации для природно-экологической оценки территории возможного размещения предприятия КВ могут быть материалы государственных органов по охране окружающей среды и природных ресурсов и их территориальных подразделений, данные федеральных, целевых территориальных программ развития производительных сил, комплексных схем использования природных ресурсов, земельных и водных кадастров, данные статистической отчетности, материалы анализа объектов-аналогов, различные фоновые материалы.

Основные результаты природно-экологической оценки включают в Ходатайство в раздел "Возможное влияние предприятия, сооружения на окружающую среду".

При положительном рассмотрении Ходатайства органом исполнительной власти территориальные природоохранные органы (на основании результатов природно-экологической оценки территории) устанавливают дополнительные требования к условиям природопользования и охране окружающей среды, которые должны быть учтены при разработке экологического обоснования (ОВОС) для предварительного согласования места размещения объекта.

По отдельным несложным объектам КВ, расположенным вдалеке от водных артерий и мест проживания населения, по решению органа исполнительной власти Ходатайство, составленное с учетом природно-экологической оценки района строительства, может служить основанием для предварительного согласования места размещения объекта.

13.3.2. ОЦЕНКА ВОЗДЕЙСТВИЯ НА ОКРУЖАЮЩУЮ СРЕДУ (ОВОС)

Оценку воздействия на окружающую среду (ОВОС) осуществляют при разработке обоснований инвестиций в строительство предприятия КВ. Цели этапа — определение возможных экологических последствий и связанных с ними других последствий реализации инвестиционно-строительного проекта при различных вариантах размещения и функционирования предприятия КВ (производительность, номенклатура продукции, основные технологические и строительные решения, нормальный и экстремальный режимы эксплуатации, учитывающие выпадение большого количества атмосферных осадков, возможность переполнения прудков-сборников технологических растворов), а также оценка инвестиционных затрат на обеспечение экологической безопасности прилегающей к предприятию территории.

При разработке ОВОС осуществляют ориентировочную количественную и качественную оценки воздействия работы предприятия

на окружающую среду по каждому варианту функционирования и размещения предприятия.

В состав ОВОС входят:

- оценка современного состояния окружающей среды;
- ориентировочная количественная оценка воздействия объекта на окружающую среду по каждому варианту функционирования и размещения предприятия;
- эколого-экономическая оценка инвестиций в строительство;
- выбор варианта функционирования и размещения объекта с эколого-экономической позиции;
- рекомендации по последующим этапам разработки экологического обоснования (ООС), а при недостатке исходной информации — предложения по проведению специальных исследований для изучения окружающей природной среды.

Оценка современного состояния окружающей среды должна содержать следующую информацию:

- оценку современного состояния атмосферы, гидросферы, геологической и почвенной сред, растительного и животного мира;
- оценку существующей техногенной нагрузки на компоненты окружающей среды;
- оценку современной социальной, санитарно-эпидемиологической обстановки.

Ориентировочная количественная оценка воздействия объекта на окружающую среду по каждому варианту функционирования и размещения предприятия включает в себя:

- характеристику предприятия КВ (выбросы в атмосферу, сбрасываемые сточные воды, их количество, химический состав, сопоставление с предельно допустимыми концентрациями элементов-загрязнителей, отходы производства в виде отработанных штабелей КВ);
- оценку воздействия штабелей КВ на компоненты окружающей природной среды (вынос элементов-загрязнителей в результате выпадения атмосферных осадков), социальные условия и здоровье населения (отрицательное влияние элементов-загрязнителей, перешедших в питьевые воды) и т.д.;
- оценку возможности развития опасных техногенных процессов и аварийных ситуаций (разрушение штабелей КВ, их перемещение под воздействием паводков, селей и т.д.);
- оценку возможных мероприятий по предотвращению (минимизации) отрицательных воздействий (покрытие отработанных штабелей КВ слоем слабо фильтрующих материалов; перемещение материала штабелей в отработанные карьеры);
- разработку системы локального мониторинга объекта как во время его функционирования, так и после ликвидации.

Эколого-экономическая оценка инвестиций в строительство содержит следующую информацию:

- оценку экологического и экономического ущерба для природной среды и здоровья населения при различных вариантах функционирования и размещения объекта;

- альтернативную оценку стоимости природоохранных мероприятий, обеспечивающих экологическую безопасность природной среды и населения.

При осуществлении ОВОС рекомендуется использовать следующую информацию:

- результаты анализа воздействия объектов-аналогов на состояние окружающей среды;

- материалы территориальных подразделений Госкомэкологии, Минтруда, Госкомсанэпиднадзора, Минсельхозпрода, МПР, Госгортехнадзора, Минтопэнерго, МЧС, Роскомзема, Рослесхоза, Роскомрыболовства, данные статистической отчетности, фондовые материалы;

- материалы рекогносцировочных обследований и выборочных инженерно-экологических изысканий, характеризующих природные и техногенные условия намечаемых вариантов размещения участков строительства предприятий КВ.

Согласование предпроектных решений в части условий природопользования при подготовке обоснования инвестиций осуществляют в процессе предварительного выбора места размещения объекта КВ местным органом исполнительной власти и органами охраны окружающей среды, собственниками земли, арендаторами, а также общественными организациями. В тех случаях, когда влияние объекта на окружающую среду затрагивает прилегающий административный район (область), в согласовании участвуют органы администрации соседней территории. Для объектов, зона воздействия которых затрагивает территории нескольких субъектов Российской Федерации, согласование материалов ОВОС проводят в Госкомэкологии России.

Материалы ОВОС при разработке обоснования инвестиций служат основой для подготовки и согласования условий природопользования с органами по охране окружающей среды и местной администрацией. При согласовании предварительного места размещения объекта и условий природопользования, что подтверждается составлением соответствующих документов, осуществляют утверждение (одобрение) обоснования инвестиций.

Утвержденное обоснование инвестиций является основанием для разработки раздела ООС в составе проектной документации.

Материалы ОВОС являются основой для установления экологических требований к ТЭО (проекту), которые включаются как условия конкурса и задание на проектирование.

13.3.3. ОЦЕНКА ВОЗДЕЙСТВИЯ НА ОКРУЖАЮЩУЮ СРЕДУ ПРИ РАЗРАБОТКЕ РАЗДЕЛА "ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ" (ООС)

Раздел "Охрана окружающей среды" (ООС) входит в ТЭО (проекта) строительства предприятия КВ. Цель этапа – экологическое

обоснование строительных решений, обеспечивающее экологическую безопасность окружающей среды и проживающего населения в период эксплуатации объекта КВ.

При разработке раздела ООС осуществляют детальное уточнение и оценку экологического и социального ущерба при эксплуатации предприятия, разрабатывают необходимые природоохранные мероприятия.

Раздел ООС в составе проектной документации должен содержать комплекс предложений по рациональному использованию природных ресурсов при КВ благородных металлов и технических решений по предупреждению негативного воздействия проектируемого объекта на окружающую природную среду.

Разделы ООС в проектной документации должны содержать следующие основные главы:

- охрана атмосферного воздуха от загрязнения;
- охрана поверхностных и подземных вод от загрязнения и истощения;
- охрана и рациональное использование земель при строительстве объекта КВ;
- эколого-экономическая эффективность строительства объекта.

В тех случаях, когда проектируемый объект может оказывать интенсивное воздействие на прилегающую территорию, в разделе ООС добавляют главы:

- охрана санитарно-гигиенических условий жизни и здоровья населения;
- охрана растительности и животного мира.

При разработке разделов ООС в составе проектной документации должны быть освещены:

- существующие природно-климатические характеристики района расположения объекта;
- характер, объем и интенсивность предполагаемого воздействия проектируемого объекта КВ на компоненты окружающей среды в процессе строительства и эксплуатации;
- количество отходов при КВ, степень их токсичности, условия складирования, захоронения или утилизации;
- возможность использования отходов при строительстве дорог, на объектах стройиндустрии;
- возможность аварийных ситуаций на объектах и их последствия (разрушение штабелей КВ, прудков-хранилищ технологических растворов и т.д.);
- изменение параметров окружающей среды под воздействием строящегося и функционирующего предприятия КВ (снижение уровня грунтовых и подземных вод с вытекающими из этого обстоятельства последствиями, влияние производства буровзрывных работ на размещение фауны и т.д.);
- экологические и социальные последствия строительства и эксплуатации предприятия КВ;

- обоснование системы локального экологического мониторинга объекта КВ.

Для всех перечисленных видов и форм воздействия объекта КВ в разделе ООС должны быть подобраны решения и мероприятия по нейтрализации (или уменьшению) негативного влияния технологии КВ на окружающую среду. При этом следует провести обоснование и выбор наилучших технических решений, обеспечивающих предотвращение или сокращение выбросов в атмосферу, сбросов в водную среду, уменьшающих количество и токсичность отходов производства.

В разделах ООС должен быть также прогноз изменения состояния природной среды и социально-экономических условий жизни населения в районах размещения объекта КВ:

- изменения качественного и количественного состояния поверхностных и подземных вод;

- изменения в характере землепользования рассматриваемой территории;

- характер нарушений геологической среды, возможность активизации опасных геологических процессов и предполагаемый уровень загрязнения почв;

- характер воздействия деятельности предприятия на растительность и животный мир и их изменения под влиянием строительства и эксплуатации объекта;

- изменения социально-экономической обстановки и условий жизни населения, проживающего в районе размещения объекта.

При разработке раздела ООС используют следующую информацию:

- материалы инженерно-экологических исследований и комплексных инженерных изысканий (существующее положение компонентов окружающей среды, состояние экосистем, их устойчивость к воздействиям и способность к самовосстановлению, границы зон воздействия объекта по основным компонентам природной среды, интенсивность опасных природно-техногенных процессов, влияющих на изменение экологической обстановки);

- данные экологического мониторинга, характеризующие динамику состояния компонентов окружающей среды (в ретроспективе);

- данные мониторинга социальной и санитарно-гигиенической обстановки (статистические отчеты), характеризующие динамику изменения социальных условий жизни населения на территории района размещения объекта КВ.

Раздел ООС составляют в соответствии с условиями природопользования, согласованными при выборе места размещения объекта, и разрабатывают для одной согласованной с органами местного самоуправления площадки размещения. При необходимости ООС в ТЭО (проекте) может быть разработан и для других реально возможных вариантов размещения объекта.

В раздел ООС включают основные результаты проведения ОВОС, в том числе обсуждения со всеми заинтересованными сторо-

нами (общественными организациями, центрами экологического движения, населением района, местными органами и др.), для последующего учета в проектных решениях всех предполагаемых экологических и связанных с ними социальных, экономических и других возможных последствий реализации проекта КВ.

Раздел ООС в составе проектной документации подлежит государственной экологической экспертизе в соответствии с порядком, установленным в Российской Федерации. Положительное решение экологической экспертизы является одним из оснований для утверждения ТЭО (проекта), рабочего проекта на строительство объекта и обязательным документом для выдачи разрешения на природопользование и изъятие земельного участка для строительства.

13.3.4. ЭКОЛОГИЧЕСКИЙ МОНИТОРИНГ ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ

Цель экологического мониторинга — создание банка данных состояния окружающей среды, выявление причин ухудшения экологической ситуации, принятие оперативных решений по обеспечению экологической безопасности.

Экологический мониторинг проводят на территории района, попадающего в зону влияния объекта КВ, и осуществляют в течение всего жизненного цикла объекта (от разработки проектной документации до эксплуатации, реконструкции и ликвидации объекта). В некоторых случаях экологический мониторинг может продолжаться и после ликвидации предприятия КВ.

На предпроектной стадии осуществляют мониторинг социальной и экологической обстановки, данные которого используют для оценки возможности привязки проектных решений к конкретным социально-экологическим условиям, обсуждения и разъяснения населению и общественности основных положений проекта, выявления спорных вопросов для учета их в дальнейших разделах.

На стадии проектирования и строительства осуществляют мониторинг хозяйственной деятельности, природной среды, социально-экологической обстановки. По данным мониторинга выявляют соответствие режима эксплуатации объектному, корректируют прогнозы изменения состояния окружающей среды, проектные решения, экономические и технологические нормативы.

Мониторинг хозяйственной деятельности включает в себя сбор сведений о деятельности предприятий (в ретроспективе), расположенных в зоне влияния эксплуатируемого объекта КВ, и наблюдения за функционированием эксплуатируемого объекта (технология, мощность предприятия, водопотребление, сбросы, выбросы, инженерное оборудование, природоохранные сооружения).

В мониторинг состояния природной среды входят наблюдения за отдельными компонентами природной среды, их загрязнением, установление границ санитарно-защитной зоны, наблюдения за развитием основных природно-техногенных процессов в зоне влияния экс-

платируемого объекта КВ и выявление их воздействия на состояние объекта и окружающей среды.

Мониторинг социально-экологической обстановки содержит данные наблюдений за уровнем социально-бытовых условий жизни населения (медико-биологическое состояние населения, комфортность проживания, санитарно-эпидемиологическое состояние территории, миграция населения, обеспеченность населения объектами социальной сферы), наблюдения за состоянием памятников архитектуры, истории и культуры, выявление спорных вопросов с местным населением и общественностью, разработка мероприятий по их разрешению и снятию социальной напряженности.

Система экологического мониторинга окружающей среды в соответствии с Законом РСФСР "Об охране окружающей природной среды" состоит из службы наблюдений за состоянием окружающей природной среды, государственного, производственного и общественного контроля.

Экологический мониторинг природной среды осуществляет предприятие (локальный мониторинг), а также территориальные службы экологического контроля с участием представителей общественных организаций. Данные мониторинга периодически обрабатывают, систематизируют и представляют в местные органы исполнительной власти и территориальные органы Госкомэкологии России для подготовки и принятия решений по дальнейшим этапам инвестиционно-строительного проекта.

На основании данных производственного экологического контроля периодически осуществляют экологическую оценку, результаты которой включают в экологический паспорт предприятия КВ, содержащий данные по использованию ресурсов и влиянию производства на окружающую среду. Форма и содержание паспорта установлены ГОСТом 17.0.0.04-90 "Экологический паспорт предприятия. Основные положения".

При составлении раздела "Экологическое сопровождение проектов на кучное выщелачивание благородных металлов" учтены законодательные и нормативные акты Российской Федерации, регулирующие инвестиционно-строительную деятельность и направленные на защиту окружающей среды.

Перечень основных законодательных и нормативно-методических документов, регламентирующих порядок экологического сопровождения инвестиционно-строительных проектов, приведен ниже.

1. "Земельный кодекс РСФСР" (25.04.91 г.).
2. Градостроительный кодекс Российской Федерации (07.05.98 г.).
3. Закон РСФСР "Об охране окружающей природной среды" (19.12.91 г.).
4. Закон Российской Федерации "О санитарно-эпидемиологическом благополучии населения" (19.04.91).
5. Закон Российской Федерации "О недрах", 1992 г.
6. Закон Российской Федерации "Об экологической экспертизе", 1995 г.

7. Закон Российской Федерации "Об охране атмосферного воздуха", 04.05. 1999 г.
8. Закон РСФСР "О плате за землю" (11.11.91 г.).
9. Закон РСФСР "Об инвестиционной деятельности в РСФСР" (26.06.91 г.).
10. Водный кодекс Российской Федерации (16.11.95 г.).
11. Лесной кодекс Российской Федерации, 1997 г.
12. Закон Российской Федерации "Об административной ответственности предприятий, учреждений, организаций и объединений за правонарушения в области строительства" (17.12.92 г.).
13. Постановление Правительства Российской Федерации № 632 "Об утверждении Порядка определения платы и ее предельных размеров за загрязнение окружающей природной среды, размещение отходов, другие виды вредного воздействия" (28.08.92 г.).
14. Постановление Правительства Российской Федерации № 594 "Об утверждении положения о порядке осуществления государственного контроля за использованием и охраной земель" (17.08.92 г.).
15. Постановление Совета Министров – Правительства Российской Федерации № 585 "О государственной экспертизе градостроительной и проектно-сметной документации и утверждении проектов строительства" (20.06.93 г.).
16. Постановление Совета Министров – Правительства Российской Федерации № 675 "О декларации безопасности промышленного объекта РФ" (01.07.95 г.).
17. СНиП 11-01–95. "Инструкция о порядке разработки, согласования, утверждения и составе проектной документации на строительство предприятий, зданий и сооружений".
18. "Правила охраны поверхностных вод" (утверждены 21.02.91 г., Минводхоз СССР).
19. "Положение об охране подземных вод" (утверждено 07.08.94 г., Роскомнедра).
20. "Правила охраны атмосферного воздуха" (утверждены в 1990 г., Госкомприроды СССР).
21. "Положение о порядке согласования с органами Госгортехнадзора СССР проектной документации на строительство, реконструкцию и расширение предприятий" (утверждено 30.05.88 г., Госгортехнадзор СССР).
22. "Критерии оценки экологической обстановки территорий для выявления чрезвычайной экологической ситуации и зон экологического бедствия", МЧС России, 1992 г.
23. Методические рекомендации "Организация исследований, связанных с оценкой экологического риска факторов городской среды для здоровья населения", Минприроды России, 1993 г.
24. "Положение об оценке воздействия на окружающую среду в Российской Федерации" (утверждено 18.07.94 г., Минприроды России).

25. РДС 11-201—95. "Инструкция о порядке проведения государственной экспертизы проектов строительства" (утверждена 24.04.95 г., Минстрой РФ).

26. СП 11-101—95. "Порядок разработки, согласования, утверждения и состав обоснований инвестиций в строительство предприятий, зданий и сооружений" (утвержден 30.06.95 г., Минстрой РФ).

27. СНиП 11-02—96. "Инженерные изыскания для строительства. Основные положения" (утверждены 29.10.96 г., Минстрой РФ).

28. СП 11-102—97. "Инженерно-экологические изыскания для строительства" (приняты и введены в действие 15.08.97 г., Госстрой РФ).

29. "Инструкция о составе, порядке разработки, согласования и утверждения градостроительной документации" (утверждена 22.12.93 г., Госстрой РФ).

Глава 14. НАПРАВЛЕНИЯ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ

Несмотря на то, что кучное выщелачивание обладает рядом преимуществ перед традиционным способом добычи и переработки руд благородных металлов и они обеспечивают возможность эффективного освоения бедных руд, имеются определенные недостатки, которые препятствуют широкому внедрению метода КВ в практику золотодобычи. Эти недостатки уже были описаны в предыдущих главах, тем не менее и в этой главе следует на них остановиться и рассмотреть с позиций разработки методов, технических средств и технологий, направленных на снижение их негативного влияния на КВ.

К проблемам КВ относят следующие:

- технология КВ предусматривает отсыпку большого объема горно-рудной массы, что влечет за собой повышенные затраты химических реагентов, необходимость вывода из хозяйственного оборота больших площадей со всеми вытекающими из этого последствиями;
- требуются значительные трудовые и материальные затраты на создание противофильтрационных оснований штабелей КВ, которые сопряжены с необходимостью включения в цикл значительного времени на их строительство. Это обстоятельство приводит к тому, что в один сезон положительных температур не удастся начать и завершить цикл по отработке штабеля кучного выщелачивания;
- системы доставки рудного материала к штабелю и его укладки относительно громоздки, нуждаются в четком и бесперебойном техническом обслуживании, в ряде случаев приводят к ухудшению фильтрационных свойств укладываемого в штабель материала;
- благородные металлы из некоторых типов руд и материалов не могут быть эффективно извлечены существующими промышленными реагентами (в частности цианидами). В то же время удельный вес месторождений с золотосодержащими сульфидными рудами в общем балансе месторождений достаточно высок;
- значительная часть хвостохранилищ золотоизвлекательных фабрик, в которых содержится большое количество золота, существующими методами КВ не может быть отработана.

В научно-исследовательских институтах и производственных организациях стремятся найти решения проблем, которые встали пе-

ред золотодобытчиками. Часть этих проблем в настоящее время в той или иной степени решена, но уровень разработанности вопросов не вышел за рамки лабораторных, опытных и опытно-промышленных работ.

Во ВНИИ химической технологии (ВНИИХТ) исследуют проблемы сернокислотно-хлоридного выщелачивания благородных металлов, сочетания гравитационного обогащения и перколяционного выщелачивания, совместно с ООО "Радос" изучают сочетание автоматической сепарации с кучным выщелачиванием металлов, исследуют перспективы применения экстракционных методов выделения золота и серебра из растворов КВ.

В институте проблем комплексного освоения недр (ИПКОН) Российской АН проводят исследования по интенсификации вскрытия сульфидных руд с помощью электрохимических воздействий, энергии ускоренных электронов и воздействий мощных электромагнитных импульсов.

В Московской государственной геолого-разведочной академии разработаны новые технологии сооружения гидроизоляционных оснований и укладки штабеля кучного выщелачивания посредством намыва гидротранспортными аппаратами.

Помещая эти материалы в настоящую монографию, авторы надеются, что отдельные узлы единой технологической цепи рассматриваемых технологий уже на настоящей стадии разработанности могут быть успешно использованы при реализации проектов КВ благородных металлов.

14.1. КУЧНОЕ СЕРНОКИСЛОТНО-ХЛОРИДНОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ МАТЕРИАЛОВ И РУД

Возрастающие требования к охране окружающей среды, тем более применительно к кучному выщелачиванию, делают особенно актуальным поиск менее токсичных растворителей благородных металлов как возможных заменителей цианидов. Метод КВ с использованием цианистых растворов наиболее распространен преимущественно в районах с умеренным климатом и применяется либо круглый год, либо шесть-восемь месяцев в году из-за климатических условий, остальное время занимает добыча руды и рудоподготовка. В более северных районах из-за краткого (один-три месяца и более) теплого периода в течение года цианидное КВ является малоэффективным. Большинство месторождений благородных металлов России расположено в районах с суровым климатом и теплым периодом (три-четыре месяца и менее), поэтому замена цианидного КВ на альтернативное с большей интенсивностью выщелачивания представляется также актуальной. Во ВНИИХТе разработан способ кучного сернокислотно-хлоридного выщелачивания (СХВ) благород-

ных металлов из руд и материалов в присутствии гидратированного диоксида марганца¹.

Продолжительность цикла СХВ может составлять только несколько суток и зависит в основном от проницаемости подготовленного рудного материала. В связи с высокой интенсивностью процесса кучное СХВ можно успешно применять для извлечения металлов в районах с малой продолжительностью теплого периода в году.

Химическая сущность процесса кучного СХВ заключается в растворении гидратированного диоксида марганца в серноокислотно-хлоридной среде с образованием хлоридных комплексов четырех- и трехвалентного марганца, которые в свою очередь переводят в раствор благородные металлы, восстанавливаясь при этом до двухвалентного марганца. Благородные металлы извлекают из раствора посредством цементации, а гидрат диоксида марганца регенерируют.

Преимущества процесса кучного СХВ в сравнении с цианидным следующие:

- меньшая экологическая опасность;
- ббльшая интенсивность процесса;
- ббльшая степень извлечения благородных металлов;
- возможность прямого извлечения благородных металлов из упорных руд, в частности сульфидно-мышьяковистых;
- меньшие затраты на природоохранные мероприятия.

Принципиальная технологическая схема кучного СХВ золота представлена в гл. 3 на рис. 3.5 и включает в себя следующие операции:

- дробление рудного материала;
- агломерацию и гранулирование дробленой руды с добавкой регенерированного диоксида марганца, марганецсодержащего материала, связующего раствора и получение окатышей;
- укладку окатышей в кювету;
- кучное серноокислотно-хлоридное выщелачивание;
- восстановление золота при фильтрации продуктивного раствора через слой стальных стружек;
- фильтрацию раствора и осаждение золота на песчаном фильтре;
- доукрепление части оборотного обеззолоченного раствора с $\text{pH} < 2,0$ серной кислотой и возврат его на выщелачивание;
- нейтрализацию другой части раствора с $\text{pH} > 2,0$ известковым молоком до значения $\text{pH} 6,0$ с получением марганецсодержащего раствора, осадка железа и других примесей;
- регенерацию диоксида марганца обработкой раствора известковым молоком, барботажем воздуха и возвратом MnO_2 -регенерата на агломерацию;

¹ Патент № 1785536. Способ извлечения благородных металлов из продуктов их переработки / В.А. Гуров, А.П. Мазуркевич, М.И. Фазлуллин и др. Заявлено 01.09.92. Опубл. 30.12.92 // Открытия. Изобретения. — 1992 г. — № 48.

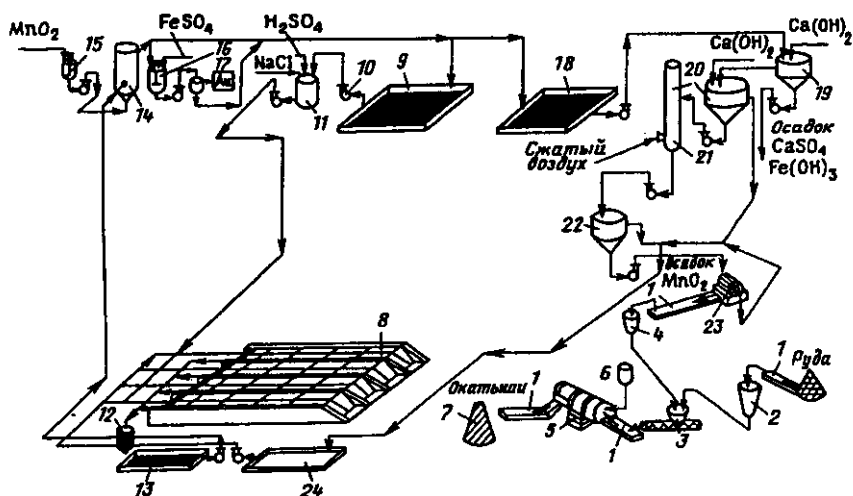


Рис. 14.1. Аппаратурная схема СХВ золота из руд в присутствии пиролюзита

- элюирование золота с песчаного фильтра, обработку элюата железным купоросом и получение золотого осадка;

- промывку остатков выщелачивания оборотной промывочной водой и направление их в отвал.

Аппаратурная технологическая схема кучного СХВ в кюветном варианте представлена на рис. 14.1. В данном варианте перколяционное выщелачивание окатышей рудного материала осуществляют в батарее кювет δ , выполненных из кислотоупорного бетона, например на основе кислотостойкого щебня и жидкого стекла в качестве связующего. Отдельная кювета представляет собой бетонную емкость (карту) прямоугольной формы высотой 1,5–2,0 м, шириной 3–4 м и длиной 80–100 м. Одна из боковых стен кюветы отсутствует. Вместо нее выполняется пологий спуск стенок, толщину которых и расстояние между ними выбирают, исходя из возможности въезда на них соответствующей техники, используемой для загрузки-выгрузки рудных окатышей: карьерного погрузчика, бульдозера и т.д.

Кюветный вариант и отличие от обычного штабельного варианта кучного выщелачивания представляется предпочтительным для СХВ по следующим соображениям. Серноокислотно-хлоридное выщелачивание протекает достаточно быстро в зависимости от типа руды – до 5 сут. Для сравнения: цианидное кучное выщелачивание может протекать от одного до нескольких месяцев. Поэтому высота слоя руды при СХВ должна быть минимальной во избежание непроизводительного расхода серной кислоты на взаимодействие с верхними, уже отработанными, слоями рудного материала. При формировании штабеля высотой 1,5–2,0 м для обеспечения соответствующей производительности по руде необходима отсыпка кучи большой площади

или многих мелких штабелей, обслуживание которых может быть неэффективным. Кроме того, продолжительность загрузки-выгрузки руды должна быть соизмерима со временем выщелачивания, т.е. также выполняться достаточно быстро.

Число кювет выбирают из расчета требуемой производительности переработки руды. Основание кюветы, дно, также бетонируют, оно имеет уклон в несколько градусов в сторону торцевой стенки, через которую продуктивные растворы выходят по дренажным трубам, уложенным на основание. Орошение поверхности рудного материала, помещенного в кювету, осуществляют сетью полиэтиленовых трубопроводов, секции которых должны легко монтироваться на каждую кювету.

Измельченный или дробленый рудный материал ленточным транспортером 1 непрерывно подают в бункер-дозатор 2, откуда он идет в шнековый смеситель 3. Сюда же из бункера-дозатора 4 поступает влажный осадок MnO_2 -регенерата, а также определенное количество природного или техногенного марганецсодержащего материала для восполнения потерь марганца в процессе. Шихту руды с MnO_2 непрерывно подают в барабанный окомкователь 5 типа ОБ2-2,8×11, поверхность которого орошают из сборника 6 раствором связующего на основе жидкого стекла или коллоидного раствора кремниевой кислоты, полученного кислотной обработкой техногенных или природных силикатных материалов.

Окатыши 7 выгружают из окомкователя и выдерживают при температуре не ниже 20 °С от нескольких часов до одних-двух суток. Затем окатыши загружают в кювету 8.

Оборотный сернокислотно-хлоридный раствор из бетонной емкости (карты) 9 с кислотоупорным покрытием непрерывно откачивают центробежным насосом 10 на доукрепление в сборник-смеситель 11, также имеющий кислотостойкое покрытие. В сборник 11 подают концентрированную серную кислоту и периодически при необходимости концентрированный раствор поваренной соли на доукрепление выщелачивающего раствора. Выщелачивающий раствор центробежным насосом подают по разводке полиэтиленовых трубопроводов на орошение поверхности рудных окатышей.

При просачивании раствора происходит растворение MnO_2 и выщелачивание благородных металлов, диоксид марганца при этом восстанавливается до двухвалентного марганца. Продуктивный раствор по разводке дренажных трубопроводов самотеком сливается через восстановительную колонку 12 в бетонную емкость (карту) продуктивных растворов 13. Восстановительную колонку цилиндрической формы из полиэтилена загружают стальными стружками размером 10–15 мм, при просачивании через которые хлоридные комплексы золота и серебра восстанавливаются до элементарных металлов и в коллоидной форме с раствором поступают в карту 13. Из карты 13 восстановленный раствор непрерывно подают насосом в нижнюю часть полиэтиленового песчаного фильтра 14, заполненного кварцевым песком с размерами частиц 2–5 мм.

При фильтрации восстановленного раствора происходит осаждение золота и серебра на песке, а обеззолоченный раствор самотеком возвращается в карту оборотного раствора 9. По мере насыщения песка благородными металлами рабочий фильтр 14 выводят на элюирование, а в схему выщелачивания подключают резервный фильтр. Элюирование производят обратным выщелачивающим раствором, в котором растворяется MnO_2 -регенерат. Раствор готовят в сборнике с мешалкой 15 и подают центробежным насосом в нижнюю часть выведенного на элюирование фильтра 14. При просачивании раствора, содержащего четырех- и трехвалентный марганец, вновь происходит растворение золота и серебра, а элюат, содержащий товарные концентрации благородных металлов, самотеком собирается в сборнике с мешалкой 16. В сборник 16 добавляют концентрированный раствор железного купороса или железный купорос в твердом виде, при взаимодействии с которым золото и серебро вновь восстанавливаются и образуют золотосеребряный осадок, пульпу которого отфильтровывают на нутч-фильтре 17. Осадок отправляют на аффинаж, а фильтрат возвращают в оборотный цикл.

Все оборудование в цикле выщелачивания—переработки продуктивных растворов, включая насосы, должно быть футеровано или гуммировано, либо другим способом защищено от высокой агрессивности среды.

Оборотный обеззолоченный раствор, поступающий из фильтра 14, в процессе СХВ имеет значительную избыточную кислотность. В то же время в начале выщелачивания руды и по его окончании, когда выполняют промывку остатков выщелачивания, кислотность раствора невелика. А часть оборотного раствора необходимо выводить на утилизацию накапливающихся солей и регенерацию MnO_2 . Поэтому при значении pH оборотного раствора менее 2 его возвращают в цикл выщелачивания, а при $pH \geq 2$ направляют в карту сбросных растворов 18. Это сделано с целью экономии серной кислоты и нейтрализующего реагента — извести. Из карты 18 сбросной раствор, содержащий сульфаты железа, алюминия, марганца, а также цветных металлов, непрерывно откачивают центробежным насосом в радиальный сгуститель 19 со скребковой мешалкой и реакционным отсеком.

В реакционный отсек подают известковое молоко для нейтрализации раствора до $pH \leq 5$. При этом значении pH происходит осаждение гидроксидов железа и алюминия, гипса, а также при наличии в руде мышьяка — соответствующих арсенатов. Если в руде присутствуют цветные металлы, то осветленный слив из сгустителя направляют на их выделение в отдельный сгуститель, который на схеме не показан. При отсутствии цветных металлов осветленный слив из сгустителя 19 самотеком направляется в реакционный отсек радиального сгустителя 20. Сгущенный осадок примесей из нижней части сгустителя 19 откачивают насосом в шламонакопитель.

Осветленный слив из сгустителя 19, представляющий собой раствор хлорида натрия и сульфата марганца, обрабатывают известковым молоком в сгустителе 20 до значения pH 11. При этом весь марганец переходит в осадок в виде гидроксида, а осветленный слив, представляющий собой известковый раствор хлорида натрия, самотеком направляется в карту промывных вод 24. Сгущенную пульпу гидроксида двухвалентного марганца и гипса непрерывно подают насосом в среднюю часть барботажной колонны 21 через ороситель или барботер для диспергирования пульпы с целью улучшения реакционного контакта с воздухом. В нижнюю часть колонны 21 через керамический диспергатор подают сжатый воздух. В результате в колонне образуется пена, в которой и происходит окисление гидроксида двухвалентного марганца до гидратированных диоксида и триоксида марганца. Поэтому применяемый здесь термин "регенерированный диоксид марганца" весьма условен, полученный окисленный продукт представляет собой твердый раствор кислорода и смеси гидратированных оксидов марганца различной степени окисления. Но для оценки потенциальной возможности этого окислителя мы определяем сумму всех его оксидов в пересчете на MnO_2 и применяем условно термин "регенерированный диоксид марганца".

Колонна 21 должна быть снабжена соответствующими пеногасящими устройствами для предотвращения уноса пульпы и отделения от нее отработанного воздуха. Окисленная пульпа стекает в нижнюю часть колонны и насосом откачивается в сгуститель 22, в котором пульпа регенерированного диоксида марганца сгущается и откачивается насосом в барабанный вакуум-фильтр 23 непрерывного действия. Осветленный слив из сгустителя 22 самотеком поступает в карту промывных вод 24, куда также направляют и фильтрат из барабанного фильтра 23. Влажный осадок пиролюзита из фильтра 23 по транспортеру 1 непрерывно подают в бункер-дозатор 4 отделения окомкования рудного материала на подшихтовку.

Промывную воду из карты 24 периодически подают на промывку остатков выщелачивания в одну из кювет, где выщелачивание уже закончилось. Промывную воду подают по той же разводке трубопроводов, что и оборотный выщелачивающий раствор. Промывной раствор перерабатывают аналогично продуктивному раствору, однако направляют не в карту оборотных растворов, а в карту сбросных растворов 18. Сгуститель 19 и насос, откачивающий пульпу, пополняют из легированной стали, все остальное оборудование отделения регенерации — из углеродистой стали.

Работа кювет осуществляется по графику, представленному в табл. 14.1, из которой видно, что цикл выщелачивания одной кюветы составляет пять суток и состоит из операций: выгрузка—загрузка — 1 сут, выщелачивание — 3 сут, промывка—дренаж — 1 сут.

При включении четырех кювет в работу со смещением в одни сутки общий цикл выщелачивания составит также пять суток. При этом одновременно на выщелачивании будет находиться две-три

График работы кювет выщелачивания

№ кюветы	Сутки									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1	в/з	в	в	в	п/д	в/з	в	в	в	п/д
2	—	в/з	в	в	в	п/д	в/з	в	в	в
3	—	—	в/з	в	в	в	п/д	в/з	в	в
4	—	—	—	в/з	в	в	в	п/д	в/з	в

Окончание табл. 14.1

№ кюветы	Сутки									
	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
1	в/з	в	в	в	п/д	в/з	в	в	в	п/д
2	п/д	в/з	в	в	в	п/д	в/з	в	в	в
3	в	п/д	в/з	в	в	в	п/д	в/з	в	в
4	в	в	п/д	в/з	в	в	в	п/д	в/з	в

Примечание. В таблице приняты следующие обозначения: в/з — выгрузка-загрузка; в — выщелачивание; п/д — промывка-дренаж.

кюветы и на промывке-дренаже — одна-две кюветы. В результате процесс переработки руды будет непрерывным.

С целью получения исходных данных по СХВ для разработки технико-экономических расчетов (ТЭР) производства по отработке группы рудопроявлений месторождения Кумысты (Каратауское рудное поле) методом кучного выщелачивания во ВНИИХТе был выполнен комплекс исследований.

Поскольку разработка исходных данных имела предварительный характер, исследования проводили только по окомкованию и кучному выщелачиванию. Данные по переработке растворов, утилизации примесей и регенерации пиролюзита определяли расчетным путем на основе имеющегося опыта лабораторных и опытно-промышленных испытаний аналогичных руд (табл. 14.2).

Все пробы можно отнести к золото-кварц-сульфидной формации, а по содержанию сульфидов пробы № 1 и № 3 — к умеренно сульфидному типу, № 2 — к существенно сульфидному типу, № 4 и № 5 — к окисленному убого сульфидному типу. В пробах № 1 и № 2 сульфиды представлены в основном пиритом, в тесной ассоциации с которым связано и золото. В пробе № 3 сульфиды присутствуют в форме галенита, сфалерита, блеклых руд и ковеллина, с которыми ассоциируется золото. Пробы № 4 и № 5 — убого сульфидные, а золото в них связано в основном с гидроксидами железа и другими окисленными минералами. Проба № 5, кроме того, отличается повышенным содержанием глинистой фракции и карбонатов. Пробы № 3 и № 5 характеризуются повышенным содержанием серебра — 455 и 105 г/т соответственно.

Исследование технологических свойств руды осуществляли на измельченном (до $-0,074$ мм) и дробленом (до -7 мм) материале при агитационном выщелачивании. Результаты представлены в табл. 14.3.

Как следует из табл. 14.3, имеет место значительный разброс по кислотоемкости. Кислотоемкость по H_2SO_4 измельченной руды изменяется от 30 кг/т в пробе № 1 до 300 кг/т в пробе № 5. По дробленой руде кислотоемкость резко снизилась по четырем пробам в два-шесть раз и составила 5–69 кг/т. Восстановительная емкость измельченных руд 66–825 кг/т также снизилась примерно вдвое для дробленых руд, она равна 25 ± 412 кг/т по MnO_2 .

Следует отметить определенную корреляционную зависимость между восстановительной емкостью и содержанием сульфидной серы. Так, при содержании сульфидной серы в пробах №№ 3, 1 и 2 – 5,4; 10,5 и 23,5 % восстановительная емкость для измельченной руды составила 227; 330 и 825 кг/т по MnO_2 соответственно.

Таблица 14.2

Краткая характеристика технологических проб месторождения Кумысты

Показатели	Номера проб				
	1	2	3	4	5
Минеральный состав, %:					
кварц	75–80	50–55	80–85	80–85	65–70
пирит	15–20	40–45	1,0	0,2	1–1,5
халькопирит	0,5	1–2	0,1	Ед. з.	Ед. з.
пирротин	0,1	Ед. з.	–	–	–
ковеллин	Ед. з.	0,1	1,0	–	–
арсенопирит	0,5	Ед. з.	0,5	Ед. з.	Ед. з.
галенит	Ед. з.	Ед. з.	10–15	–	То же
сфалерит	Ед. з.	Ед. з.	2,0	Ед. з.	–
блеклые руды	1,0	Ед. з.	2–3	Ед. з.	–
кальцит	Ед. з.	1,0	1,0	1,0	2–3
доломит	–	–	–	Ед. з.	1–2
анкерит	–	1–2	–	–	–
каолинит	0,5	1,0	1,0	2–3	8–10
серицит	0,5	–	–	2–3	1,5–2,0
обломки вмещающих пород	–	–	–	2–3	–
гидроксиды Fe	0,5	0,1	0,1	5–7	10–20
гипс	0,5	0,2	0,2	0,2	0,3
ярозит	0,1	0,1	–	0,1	0,1
малахит (азурит)	Ед. з.	Ед. з.	0,5	–	0,5
Содержание в исходной пробе:					
Au, г/т	7,5	5,2	2,8	6,6	7,0
Ag, г/т	20	50	455	4,0	105
$S_{\text{сульфидная}}$, %	10,5	23,5	5,4	0,1	0,43

Примечание. Ед. з. – единичные знаки.

Результаты определения технологических свойств измельченных
и дробленых рудных проб

Показатели	Номера проб				
	1	2	3	4	5
Содержание в исходной пробе:					
Au, г/т	7,5	5,2	2,8	6,6	7,0
Ag, г/т	20	50	455	4,0	105
S _{сульфидная} , %	10,5	23,5	5,4	0,1	0,43
Кислотная емкость по H ₂ SO ₄ на 1 т руды, кг:					
измельченная руда	30	116	81	50	300
дробленая руда	5	69	24	27	276
Восстановительная емкость по 100 % MnO ₂ , кг:					
измельченная руда	330	825	227	66	132
дробленая руда	157	412	124	25	58
Отношение Ж:Т:					
измельченная руда	5,0	5,0	5,0	5,0	5,0
дробленая руда	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5
Концентрация элементов в рас- творе по измельченной руде:					
Au, мг/л	1,29	0,86	0,47	1,13	1,28
Ag, мг/л	3,2	8,5	72,8	77,1	70,7
Cu, г/л	0,14	< 0,05	2,4	< 0,05	0,28
Zn, г/л	< 0,05	< 0,05	1,6	< 0,05	< 0,05
Fe, г/л	6,7	13,0	5,1	0,7	1,9
Концентрация элементов в рас- творе по дробленой руде:					
Au, мг/л	1,88	1,3	0,87	2,25	2,39
Ag, мг/л	4,0	14,3	87,4	1,2	31,8
Fe, г/л	5,6	14,3	3,6	0,4	1,2
Степень извлечения по измель- ченной руде, %:					
Au	86,0	82,7	83,9	85,6	91,4
Ag	80,0	85,0	80,0	87,5	81,4
Степень извлечения по дробле- ной руде, %:					
Au	62,7	62,5	77,7	85,2	85,3
Ag	50,0	71,5	48,0	75,0	75,7
Выход элементов по измельчен- ной руде на 1 т, кг:					
Cu	0,74	—	12,0	—	1,4
Zn	—	—	8,0	—	—
Fe	33,6	65,0	25,7	3,6	9,5
Выход Fe по дробленой руде на 1 т, кг	14,0	35,8	8,9	1,0	3,0
Удельный расход реагентов по измельченной руде на 1 т, кг:					
H ₂ SO ₄	422	926	386	217	474
MnO ₂	330	825	227	66	132

Показатели	Номера проб				
	1	2	3	4	5
Удельный расход реагентов по дробленной руде, кг:					
на 1 т руды:					
H_2SO_4	207	675	194	112	265
MnO_2	157	412	124	25	58
на 1 г Au:					
H_2SO_4	44	208	89	20	44
MnO_2	33	128	57	4	10

Уменьшение восстановительной емкости для дробленной руды повлечет за собой снижение расхода пиролюзита при кучном выщелачивании.

Опыты показали, что при переработке всех измельченных проб руд в раствор извлекают 82–91 % золота и 80–87 % серебра. При переходе к дробленной руде степень извлечения металлов снизилась, но незначительно: по золоту – до 62–85 %, по серебру – до 50–75 %.

Удельный расход серной кислоты при выщелачивании в сравнении с естественной кислотоемкостью значительно увеличился и составил 217–926 кг/т измельченной руды и 112–675 кг/т дробленной руды. Это явилось следствием потребления кислоты на окислительно-восстановительный процесс. Расход MnO_2 остался на уровне восстановительной емкости. Необходимо отметить повышенный расход H_2SO_4 – 675–926 кг/т и MnO_2 – 412–825 кг/т для пробы № 2, содержание сульфидной серы в которой составило 23,5 %, или в пересчете на пирит 44 %. Эта проба представляет собой пиритный концентрат и вряд ли является представительной, а с точки зрения применимости технологии СХВ – проблематичной. Поэтому в среднюю пробу по всем рудопроявлениям для последующих исследований были включены материалы проб №№ 1, 3, 4 и 5.

Удельный расход реагентов на 1 г извлеченного золота по дробленной руде изменялся по H_2SO_4 от 20 до 208 кг и по MnO_2 от 4 до 128 кг. При подсчете усредненного расхода реагентов без учета пробы № 2 при равной массовой доле каждой пробы в объединенной шихте получим расход H_2SO_4 – 49 кг, MnO_2 – 28 кг на 1 г золота.

Технико-экономические расчеты показывают, что оптимальный расход H_2SO_4 равен примерно 50 кг на 1 г золота. Ниже этого значения применение технологии СХВ является безусловно эффективным. На основании изложенного ранее можно заключить, что технологические свойства рудных проб №№ 1, 3, 4 и 5 являются весьма благоприятными для кучного СХВ. Результаты перколяционного СХВ окатышей дробленных руд в присутствии пиролюзита представлены в табл. 14.4.

Как следует из табл. 14.4, при окомковании проб удельный расход жидкого стекла плотностью 1,43 г/см³ изменялся от 9,3 до 37 кг/т,

по смешанной пробе он составлял 17,4 кг/т; расход 92,5 %-ной серной кислоты — от 4,1 до 17,8 кг/т, по смешанной пробе — 7,3 кг/т. Степень извлечения при выщелачивании проб №№ 1–5 находилась в пределах 80–94 %, по смешанной пробе — 84,4 %. Расходы реагентов отличались значительно. Так, по пробе № 2 расход серной кислоты получен 584 кг/т руды или 140,4 кг/г золота. По остальным пробам расход кислоты составил 36–168 кг/т руды или 5,8–58,7 кг/г золота. Отношение Ж к Т изменялось в соответствии с загрузкой пиролюзита или с восстановительной емкостью: чем выше содержание сульфидной серы, тем больше Ж:Т. В смешанной пробе оно составило 1,8.

Таблица 14.4

Результаты перколяционного СХВ окатышей дробленых руд в присутствии пиролюзита

Показатели	Номера проб					Смешанная
	1	2	3	4	5	
Содержание в исходной пробе:						
Au, г/т	7,5	5,2	2,8	6,6	7,0	6,1
Ag, г/т	20	50	455	4,0	105	150
S _{сульфидная} , %	10,5	23,5	5,4	0,1	0,43	4,1
Удельный расход реагентов при окомковании на 1 т руды, кг:						
жидкого стекла плотностью 1,43 г/см ³	29	37	26	9,3	13,7	17,4
92,5%-ная H ₂ SO ₄	11,2	17,8	10,7	4,1	4,9	7,3
100%-ный MnO ₂	157	412	124	25	58	90
Отношение Ж к Т	2,6	4,3	2,2	1,3	1,6	1,8
Средняя концентрация в растворе, мг/л:						
Au	2,4	0,97	1,0	4,8	3,8	2,93
Ag	5,6	8,7	175,4	2,3	54,5	126,0
Содержание в остатке выщелачивания, г/т:						
Au	1,2	1,1	0,5	0,4	0,9	0,85
Ag	5,0	13,0	72,0	1,0	18,0	24,0
Выход остатка выщелачивания, %	96,7	96,6	96,1	100	100	97,3
Степень извлечения, %:						
Au	84,5	80,0	82,8	94,0	87,1	86,4
Ag	72,5	75,0	84,8	75,0	83,0	84,4
Время выщелачивания, ч	26	43	22	13	16	18
Удельный расход реагентов, кг: на 1 т руды:						
92,5%-ная H ₂ SO ₄	168	584	135	36	77	87
100%-ный MnO ₂	157	412	124	25	58	90
на 1 г Au:						
92,5%-ная H ₂ SO ₄	26,7	140,4	58,7	5,8	12,6	16,5
100%-ный MnO ₂	24,9	99,0	53,9	4,0	9,5	17,0

Предполагаемый химический состав сбросных растворов после серноокислотно-хлоридного выщелачивания, г/л: Fe^{3+} — 8,0; Mn^{2+} — 30,0; As^{5+} — 0,60; SO_4^{2-} — 72,0; Na^+ — 79,0; Cl^- — 121,0.

После известковой обработки при pH 5 образуется осадок в количестве 55,5 г/л или 100 кг/т руды. В этот осадок полностью переходят железо и мышьяк, часть сульфатов в составе гипса и марганец в виде его арсената. В результате осадок будет иметь состав, %: Fe^{3+} — 14,8; As^{5+} — 1,1; Mn^{2+} — 1,0; Ca^{2+} — 15,0; SO_4^{2-} — 72, $\text{H}_2\text{O}_{\text{связ}}$ — 13,5. Содержание жидкой фазы в сгущенной пульпе осадка — 50 %. Химический состав жидкой фазы, г/л: Fe^{3+} — отсутствует; Mn^{2+} — 27,0; As^{5+} — отсутствует; SO_4^{2-} — 50,0; Na^+ — 79,0; Cl^- — 121,0. Очень важным с точки зрения экологии является факт отсутствия в сбросных растворах мышьяка.

Анализ растворов серноокислотно-хлоридного выщелачивания сульфидно-мышьяковистых руд месторождения Кокпатас (Узбекистан) показал, что при примерно тех же концентрациях железа и марганца в растворе, а мышьяка — 2,0 г/л при известковании до pH 5 образуется осадок, в маточном растворе которого мышьяка не обнаружено. При испытании осадка в течение двух месяцев под водой со сменой воды через каждые 10 дней полученные результаты, свидетельствующие о том, что в первые две десятидневки мышьяк содержится в промывной воде на уровне 0,1–0,2 мг/л, в дальнейшем мышьяк не обнаруживали. Как известно, ПДК на мышьяк составляет 0,5 мг/л, т.е. полученные результаты ниже ПДК.

Проведенные испытания позволяют надеяться на получение подобных результатов при широком внедрении СХВ в производство.

В качестве реагентов и материалов при СХВ используют следующие:

1. Марганецсодержащее сырье, рудное или техногенное, с содержанием марганца не менее 20 % и крупностью измельчения 100 % класса —0,074 мм;

2. Стекло натриевое жидкое, плотность 1,43–1,55 г/см³, ГОСТ 13078–81;

3. Серная кислота, 92,5 %, ГОСТ 2184–77;

4. Хлористый натрий технический, ТУ 6-13-14-17;

5. Железный купорос, 47 % ($\text{FeSO}_4 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$), ГОСТ 6981–75;

6. Стружка стальная (сталь марки ст.3 или ст.20) крупностью 10–15 мм;

7. Известь негашеная, 70 % (CaO), ГОСТ 9179–77;

8. Песок кварцевый крупностью (+2 – –5) мм.

Для руды, характеристика которой соответствует характеристике руды смешанной пробы из проб №№ 1, 3, 4, 5 (Au — 6,1 г/т; Ag — 150 г/т; $S_{\text{сульфидная}}$ — 4,1 %), рассчитаны основные технологические параметры СХВ из расчета восьми месяцев непрерывной работы.

Основные технологические параметры СХВ

I. Дробление	
1. Производительность по руде, тыс. т:	
в год	100
в сутки	0,417
2. Крупность дробления, мм	-7
3. Выход фракции 1 мм, %, не более	20
II. Измельчение	
4. Производительность по 20%-ному марганецсодержащему материалу, тыс. т:	
в год	5,7
в сутки	0,024
5. Класс измельчения, мм	-0,074
III. Окомкование	
6. Удельные расходы реагентов на 1 т руды, кг:	
жидкого стекла плотностью 1,43 г/см ³	17,0
92,5%-ная H ₂ SO ₄	7,0
100%-ный MnO ₂	90,0
7. Крупность окатышей, мм	+3+ -8
8. Температура сушки окатышей, °С, не менее	20
9. Время сушки окатышей, ч, не менее	24
IV. Цикл: загрузка кюветы, выщелачивание, промывка, дренаж, выгрузка кюветы	
10. Длительность операций, ч (сут):	
выщелачивание	72 (3)
промывка	16 (0,67)
дренаж	8 (0,33)
выгрузка кюветы	8 (0,33)
загрузка кюветы	16 (0,67)
11. Длительность цикла, ч (сут)	120 (5)
12. Число циклов в год	48
13. Производительность по руде в один цикл, тыс. т	2,083
14. Число кювет	4
15. Количество горно-рудной массы в одной кювете, тыс. т:	
по руде	0,52
по окатышам	0,64
16. Насыпная плотность окатышей, т/м ³	1,6
17. Объем горно-рудной массы в кювете, м ³	400
18. Габариты кюветы, м:	
высота	2,0
ширина	4,0
длина	50,0
V. Выщелачивание	
19. Число кювет, находящихся одновременно на операции:	
выщелачивания	2-3
промывки-дренажа или загрузки-выгрузки	1-2
20. Площадь орошаемой поверхности, м ²	200-600
21. Интенсивность орошения, л/ч·м ²	60
22. Производительность по выщелачивающему раствору, м ³ /ч	24-36
23. Концентрация в выщелачивающем растворе, г/л:	
H ₂ SO ₄	150
NaCl	200
24. Отношение Ж к Т	1,8:1
25. Степень извлечения в раствор, %:	
золота	86,4
серебра	84,3

26. Количество извлекаемого в раствор в год, кг:	
золота	527
серебра	12630
27. Расход 92,5 %-ной H_2SO_4 на 1 т руды, кг	87,0
28. Производительность по промывке, $m^3/ч$	12,0
VI. Извлечение золота и серебра из раствора	
29. Степень извлечения из раствора в осадок, %:	
золота	95,0
серебра	95,0
30. Сквозная степень извлечения из руды в осадок, %:	
золота	82,0
серебра	80,0
31. Количество извлекаемого в осадок в год, кг:	
золота	500
серебра	12000
32. Содержание в осадке, %:	
золота	3,8
серебра	92,2
33. Удельный расход реагентов на 1 т руды, кг:	
стальных стружек	2,0
железного купороса	0,1
хлорида натрия	1,0
VII. Утилизация примесей	
34. Производительность по сбросному раствору, $m^3/ч$	12,0
35. Удельный расход 70 %-ной извести на нейтрализацию сбросных растворов на 1 т руды, кг	17,0
36. Выход осадка с 1 т руды, кг	100,0
<i>Регенерация пиролюзита</i>	
37. Производительность по раствору сульфата марганца, $m^3/ч$	12,0
38. Удельный расход 70 %-ной извести на 1 т руды, кг	70,0
39. Выход осадка пиролюзита-регенерата с 1 т руды, кг	281,0
40. Содержание MnO_2 в осадке, %	32,0
41. Степень регенерации, %	80,0
42. Потери марганца в процессе (на 100 %-ный металл) на 1 т руды, кг	11,4
43. Добавка 20 % марганецсодержащего материала в агломерат для восполнения потерь, кг	57
44. Масса кварцевого песка фракции (+2 -5) мм в песчаных фильтрах, т	120
45. Суммарный удельный расход реагентов на 1 т руды, кг:	
92,5%-ная H_2SO_4	94
70%-ный CaO	87

Приведенные в настоящем разделе сведения ориентируют работников научно-исследовательских, проектных и производственных организаций, занимающихся проблемами кучного выщелачивания благородных металлов, на дальнейшее совершенствование процесса с выходом на опытно-промышленные работы и промышленное внедрение метода СХВ в производство.

14.2. СОЧЕТАНИЕ ГРАВИТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ И ПЕРКОЛЯЦИОННОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ МАТЕРИАЛОВ¹

14.2.1. ГРАВИТАЦИОННОЕ ОБОГАЩЕНИЕ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ ПЕСКОВ МЕТОДОМ ГИДРАВЛИЧЕСКОЙ КЛАССИФИКАЦИИ

Прохождение пульпы через слой крупнокускового материала (постель) в вертикальном направлении сопровождается перемещением частиц потоком воды. В этих условиях на частицы кроме веса действуют:

- гидродинамическая (подъемная) сила и сила сопротивления при обтекании частиц жидкостью;
- силы, возникающие при столкновении и трении транспортируемых частиц между собой и с кусками неподвижной постели.

Вертикальное перемещение частиц сопровождается их распределением по высоте потока в соответствии с их крупностью, плотностью и формой в результате совместного действия указанных сил. При одинаковой крупности и форме частиц разделение происходит тем успешнее, чем больше разница в плотностях разделяемых минералов.

Выделяют два вида разделения частиц: гидравлическое и сегрегационное.

Гидравлическое разделение происходит по законам свободного и стесненного падения. Межкусковое пространство постели для восходящего потока пульпы представляет собой множество каналов переменного сечения и направления. Поскольку размеры частиц пульпы соизмеримы с размерами каналов, скорость их перемещения будет определяться законами стесненного падения разнородных по форме, размерам и плотности частиц.

Достаточно обоснованных формул для определения скорости стесненного падения $V_{ст}$ при наличии разнородных частиц не имеется. Известна формула Гадена:

$$V_{ст} = V_{св} (1-\gamma)(1-\gamma)^{2/3} (1-2,5\gamma),$$

где γ – объемная концентрация твердого ($\leq 0,3$); $V_{св}$ – скорость свободного падения, определяемая по формуле

$$V_{св} = gd^2(\rho_t - \rho_j)/(18\mu),$$

где g – ускорение свободного падения; d – диаметр частицы; ρ_t – плотность твердой частицы; ρ_j – плотность жидкости; μ – динамический коэффициент вязкости.

Расчеты показывают, что скорость свободного падения частицы золота крупностью 0,1 мм и плотностью 17 г/см³ равна скорости

¹ Исследования выполнены во ВНИИ химической технологии.

свободного падения частицы кварца плотностью $2,65 \text{ г/см}^3$ и крупностью $0,63 \text{ мм}$ и составляет $6,7 \text{ см/с}$.

Соотношение диаметров частиц, имеющих одинаковую скорость падения (гидравлическую крупность), называют коэффициентом равнопадаемости.

В приведенном примере этот коэффициент равен $d_{\text{кв}}/d_{\text{зол}} = 6,3$. Вместе с тем известно, что с увеличением объемной концентрации частиц этот коэффициент увеличивается, т.е. более крупные частицы кварца будут иметь одинаковую скорость перемещения с более мелкими частицами золота. При прокачивании пульпы через слой крупнокускового материала объемная концентрация твердого увеличивается, и соответственно должна увеличиваться разность скоростей перемещения частиц высокой и низкой плотности.

Изменение скорости частиц, проходящих в межкусковом пространстве, как по величине, так и по направлению, дает дополнительный эффект гидравлического торможения частиц о стенки каналов. Тяжелые частицы концентрируются в полостях и зонах с минимальными скоростями движения жидкой фазы. Эти эффекты должны способствовать селективной концентрации частиц большей плотности в постели крупнокускового материала.

Подбор скорости прокачивания пульпы, промывочной воды, granulометрического состава и высоты постели должны увеличить эффект обогащения.

Как показали исследования песков гидроотвалов песчано-гравийных горно-обогатительных комбинатов, золото в них присутствует в малых количествах, на уровне десятков и редко сотен миллиграммов на 1 м^3 горной массы. Для того чтобы ощутить эффект обогащения по предлагаемому варианту, необходимо переработать по меньшей мере десятки тонн материала, что потребовало бы значительных затрат времени. Для лабораторных исследований материалом для модели служил промпродукт обогащения руды месторождения "Сопка Рудная" (Чукотка). Исследованные продукты представлены раздробленным материалом крупностью менее 1 мм (классы ситового анализа $-0,63+0,35$, $-0,35+0,2$, $-0,2+0,1 \text{ мм}$). Минеральный состав исходной пробы руды приведен в табл. 14.5.

Золото в исследованных продуктах представлено самородным золотом, которое обнаруживают в виде свободных зерен и в сростках. Свободные золотины имеют чистую поверхность ($30-40 \%$) или покрыты черной или рыжей пленкой ("рубашкой"), которая может быть сплошной или прерывистой ($40-50 \%$). Форма выделений свободного золота разнообразна: комковидная, дендритовидная, пластинчатая, проволоковидная, губчатая и крючковатая. Преобладают комковидные выделения со сморщенной иногда сотовой поверхностью, а также дендритовидные золотины, нередко имеющие форму веточек. Сростки золота, количество которых в классе $-0,63+0,35 \text{ мм}$ составляет $15-20 \%$, в классе $-0,35+0,2 \text{ мм}$ — менее 10% , представлены преимущественно золотинами с открытой или частично откры-

Минеральный состав промпродукта

Степень распространённости	Минералы	
	рудные	нерудные
Главные	Ярозит	Кварц, халцедон
Второстепенные	Гидроксиды железа (гетит, гидрогетит, лимонит) Сульфосоли серебра (пираргирит, мкаргирит) Оксиды сурьмы	Барит Полевые шпаты
Редко встречающиеся	Золото Антимонит Пирит, марказит Арсенопирит Гематит, гидрогематит Анализ, лейкоксен Железо самородное (стружка)	Серицит Гидрослюда Каолинит Стекло
Примеси	Галенит Акантит Серебро Псиломелан Никелин Медь Ковеллин	Хлорит Биотит Апатит Циркон Эпидот

той поверхностью, в подчиненном количестве – замкнутыми включениями (количество "упорного" золота не превышает 5–10 % в крупных классах). Сrostки золота с открытой или частично открытой поверхностью представляют обычно "наросты" чешуек, корочек, розеток, пленок золота на округлые зерна кварца, гидроксидов железа и ярозита. Замкнутые включения золота фиксируют в кристаллах пирита, агрегатах сульфосолей серебра и замещающих их оксидах сурьмы, в кварце, гидроксидах железа, ярозите в виде кружевоподобных, округлых, ветвистых, червеобразных, причудливой формы выделений. Многие выделения приурочены к порам между кристаллами ярозита. Нередко вблизи сравнительно крупных золотин обнаруживают скопления мельчайшего пылевидного золота размером <1 мкм.

Размер свободных золотин колеблется от 0,1 до 0,8 мм (по удлинению), выделений золота в сростках с открытой поверхностью – от 0,05 до 0,5 мм, замкнутых включений – от < 1 мкм до 0,2 мм. Преобладающий размер свободных зерен 0,1–0,2 мм, золотин в сростках с открытой поверхностью – 0,1–0,05 мм, замкнутых включений – 0,01–0,05 мм.

Технологические исследования по гидравлической классификации исследуемого продукта проведены на установке, схема которой показана на рис. 14.2. Параметры проведения опытов приведены ниже.

Опыт	1	2
Диаметр колонны, м	0,08	0,16
Площадь поперечного сечения колонны, м ²	0,005	0,02
Высота материала постели, м	0,3	0,6
Объем материала постели, м ³	0,0015	0,012
Коэффициент разрыхления постели в сплоченных условиях	0,49	0,49
Расход воды перед началом подачи песков, м ³ /ч	0,54	1,2
Расход пульпы перед началом промывки насадки, м ³ /ч	0,38	0,85
Количество твердого материала, поступающего в колонну между циклами промывки, кг	3,5	6,0
Количество песков, кг:		
пропущенных через колонну в опыте	29,8	100,0
уловленных в колонне	2,33	14,4
Выход материала, уловленного в колонне, %	7,82	14,4
Удельная нагрузка по твердому на единицу площади сечения колонны, т/(м ² ·ч)	21	11,7

Исходный материал из бункера вибропитателем направляли в зумпф пескового насоса. Пульпу с содержанием 20 % твердого подавали в нижнюю часть колонны посредством насоса, работающего с постоянным давлением, и прокачивали через слой искусственной постели. Материалом постели служила алюминиевая дробь крупностью -10+5 мм. Наиболее мелкий легкий продукт, просачиваясь через постель, разгружался в верхней части колонны в отстойник. Осветленная вода из отстойника возвращалась в зумпф насоса. По мере забивания насадки тяжелой фракцией ее промывали чистой водой, увеличивая напор подающего насоса до восстановления пропускной способности колонны. При этом материал постели оставался в сплоченном состоянии (без взвешивания в потоке воды). После цикла промывки через колонну вновь прокачивали пульпу исходного песка. По окончании опыта постель вместе с уловленным песком выгружали из колонны и разделяли их на сите с ячейкой 1 мм.

Пески, уловленные постелью колонны, рассеивали по классам с определением распределения золота (табл. 14.6). В результате проведения двух опытов были получены продукты, обогащенные золотом. В первом опыте извлечение в этот продукт составило 27,2 % при выходе 7,8 % и содержании в нем золота 1212 г/т. Во втором опыте извлечение золота составило 48,0 % при выходе концентрата 14,4 % и содержании в нем золота 1166 г/т.

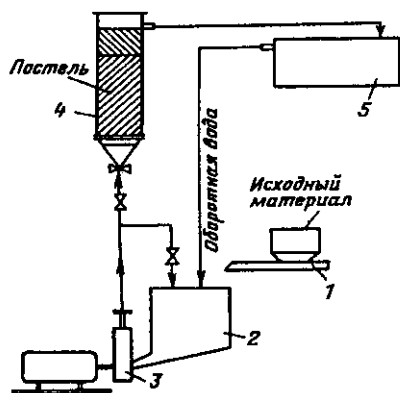


Рис. 14.2. Технологическая схема установки:

1 - вибропитатель с бункером; 2 - зумпф насоса; 3 - песковый насос; 4 - колонна; 5 - отстойник

Результаты обогащения песков в колонне

Класс крупности, мм	Исходный продукт				Концентрат опыта 1 (выход 7,82 %)				Концентрат опыта 2 (выход 14,4 %)				
	Выход, %	Содержание Ац, г/т	Распределение Ац, %	Выход, %	Содержание Ац, г/т	Распределение Ац, %	Извлечение Ац, %		Выход, %	Содержание Ац, г/т	Распределение Ац, %	Извлечение Ац, %	
							от класса	от исходного продукта				от класса	от исходного продукта
-0,63+0,35	13,4	832	32,0	69,3	1,050	60,0	51,0	16,3	53,9	941	43,6	65,5	21,0
-0,35+0,2	42,8	317	38,9	26,0	1257	27,0	18,8	7,4	41,5	1159	41,4	51,0	19,9
-0,2+0,1	23,4	269	18,1	3,0	4800	11,9	17,9	3,2	3,3	5034	14,3	38	6,8
-0,1	20,4	188	11,0	1,7	800	1,1	2,8	0,3	1,3	620	0,7	3,0	0,3
Итого	100,0	348,4	100,0	100,0	1212	100,0	—	27,2	100,0	1162	100,0	—	48,0

Результаты обогащения песков (опыт 3)

Класс крупности, мм	Исходный продукт				Концентрат (выход 16,2 %)			
	Выход, %	Содержание Ац, г/т	Распределение Ац, %	Выход, %	Содержание Ац, г/т	Распределение Ац, %	Извлечение Ац, %	
							от класса	от исходного продукта
-0,63+0,35	13,4	832	32,0	46,4	1138	35,4	76,7	24,5
-0,35+0,2	42,8	317	46,0	46,0	1405	43,3	77,1	30,0
-0,2+0,1	23,4	269	18,1	5,2	5744	20,0	76,9	13,9
-0,1	20,4	188	11,0	2,4	850	1,3	8,6	0,9
Итого	100,0	348,4	100,0	100,0	1493,4	100,0	—	69,3

Результаты укрупненного опыта по обогащению исходного продукта
(масса пробы 800 кг)

Класс крупности, мм	Исходный продукт			Концентрат (выход 16,2 %)			Извлечение Au, %	
	Выход, %	Содер- жание Au, г/т	Распре- деление Au, %	Выход, %	Содер- жание Au, г/т	Распре- деление Au, %	от клас- са	
							от клас- са	от ис- ходного продукта
-0,63+0,35	13,4	832	32,0	44,0	1183,3	37,9	84	26,9
-0,35+0,2	42,8	317	46,0	47,0	1313	44,9	82	31,9
-0,2+0,1	23,4	269	18,1	7,5	2942	16,1	63,1	11,4
-0,1	20,4	188	11,0	1,5	1032	1,1	7,2	0,8
Итого	100,0	348,4	100,0	100,0	1374	100,0	—	71,0

При изучении распределения золота по классам крупности в концентратах обращает на себя внимание высокое содержание золота в классе $-0,2+0,1$ мм. Степень обогащения золота в классе составила 18 и 19 в опытах 1 и 2 соответственно.

Анализ результатов опытов показал, что на степень извлечения золота в обогащенный продукт влияет качество материала фильтра (постели), через который пропускают пульпу. В двух первых опытах, как отмечалось ранее, материалом постели служила алюминиевая дробь крупностью $-10+5$ мм. В третьем опыте, результаты которого приведены в табл. 14.7, постель была представлена материалом класса $-10+2$ мм.

На степень обогащения в вертикальном аппарате существенное влияние оказывает скорость восходящего потока. В первом опыте средняя вертикальная скорость движения жидкой фазы составляла 2,5 см/с, во втором — 1,4 см/с, а в третьем — 2 см/с. Высота постели в первом опыте была равна 0,3 м, во втором увеличена до 0,6 м и в третьем — до 1,2 м (в колонне диаметром 300 мм).

В процессе обогащения над постелью формировался слой взвешенного классифицированного материала, массовое количество которого колебалось в пределах 3—3,5 от массы обогащенного материала в постели.

Для набора статистического материала по принятой методике через колонну диаметром 30 см была пропущена укрупненная партия (800 кг) исходного промпродукта. Результаты анализа полученного материала приведены в табл. 14.8. Результаты укрупненного опыта, в основном, подтвердили результаты опыта 3, что свидетельствует о существовании определенной закономерности в протекании процессов по принятой технологической схеме.

14.2.2. ПЕРКОЛЯЦИОННОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ ЗОЛОТА

Как видно из табл. 14.6, концентраты практически содержат все классы крупности, имеющиеся в исходном рудном материале. Поэтому для исследований по выщелачиванию взята навеска концен-

траты опыта 2, в котором его количество составило 14,4 кг. Эксперименты проводили в перколяторе диаметром 100 мм при высоте рудного материала 0,8 м. Ежедневно на руду подавали раствор цианида натрия путем капельного орошения из расчета 0,06–0,07 Ж:Т. Предварительно весь объем рудной массы обрабатывали щелочным раствором.

Первые два объема подаваемого на орошение раствора (до Ж:Т = 0,15) содержали концентрации цианида натрия соответственно 5,0 и 2,0 г/л, а затем концентрация растворителя до конца эксперимента составляла 1,0 г/л. Оборот продуктивных растворов на рудный материал не предусматривали. Продуктивные растворы за недельный период объединяли в среднюю пробу и анализировали на концентрацию золота. Для контроля отбирали накопительную (дробную) пробу раствора.

По окончании эксперимента определяли остаточное содержание золота в твердом, по балансу (с учетом раствора) устанавливали содержание золота в исходном материале и оценивали его извлечение по ходу проведения эксперимента.

Результаты выщелачивания золота из концентрата гравитационного обогащения приведены ниже.

Время от начала опыта, сут	7	14	21	28	35
Объем пробы, мл	1000	1500	1200	1360	1350
Ж:Т (нарастающее)	0,35	0,62	0,92	1,26	1,60
Концентрация золота, мг/л	1096	970	390	258	146
Извлечение золота, %	26,1	60,8	72,0	80,4	85,1

Примечания. 1. Условия опыта: масса пробы — 4,0 кг, исходная концентрация золота в концентрате — 1162 г/т. 2. Всего снято золота раствором 3573,6 мг, остаточная концентрация в твердом 174 г/т, концентрация золота в накопительной пробе 557,5 мг/л.

Результаты выщелачивания золота из концентрата свидетельствуют о значительном уровне его извлечения (85,1 % за 35 сут проведения эксперимента при Ж:Т = 1,6). Остаточное содержание золота в твердом еще высокое (174 г/т), наличие золота в растворах на конец эксперимента свидетельствуют о том, что имеются резервы для достижения более высокого уровня извлечения в рассматриваемом опыте.

С учетом результатов опыта 3, в котором извлечение золота в концентрат составило около 70 %, ожидаемое сквозное извлечение может быть порядка 60 %.

Проведенный комплекс аналитических и лабораторных исследований дает основание рекомендовать для опробования показанные на рис. 14.3 технологические схемы отработки золотосодержащих материалов.

В начале процесса осуществляют операцию по обогащению материала с помощью короткоконусных гидроциклонов. В качестве первой стадии гравитационного обогащения в конкретных условиях могут быть использованы винтовые, струйные сепараторы. Материал,

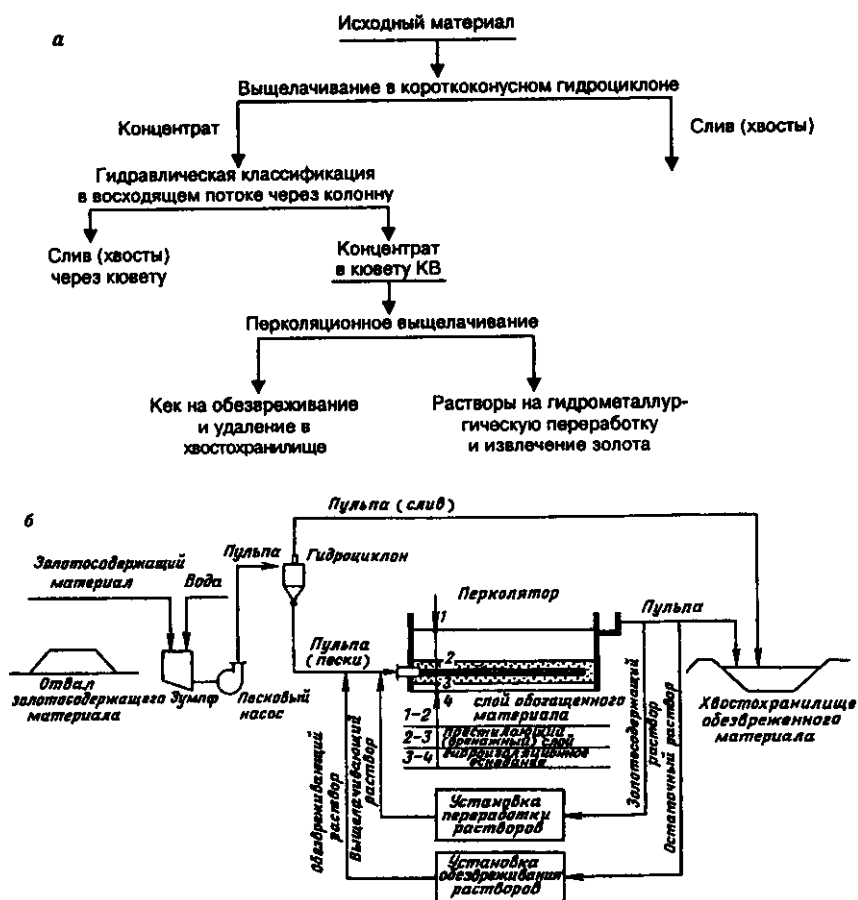


Рис. 14.3. Технологические схемы отработки золотосодержащего материала посредством сочетания методов обогащения и перколяционного выщелачивания

уложенный в ювету, подвергают перколяционному цианидному выщелачиванию. Растворы, достигшие промышленных концентраций, направляют на переработку (либо осаждение, либо сорбционное извлечение золота). После окончания выщелачивания материал юветы обеззараживают одним из существующих методов, а затем с помощью насосов мелкие классы крупности вымывают из юветы и направляют в хвостохранилище. После завершения операции ювета готова принять очередную партию материала.

По схеме на рис. 14.3,а обогащенный по золоту материал после завершения цикла гидравлической классификации путем промывки постели подают в ювету и обогащение в колонне повторяют. После заполнения юветы начинают выщелачивание.

По схеме на рис. 14.3,б гидравлическую классификацию в восходящем потоке осуществляют в самой кювете и после ее завершения сразу начинают процесс КВ.

Эффективность схемы, приведенной на рис. 14.3,б, может быть повышена вследствие использования в качестве постели бедного рудного материала. В этом случае постель кюветы необходимо периодически выгружать (после максимально возможного извлечения из нее золота).

Вторая схема более привлекательна, но требует тщательных расчетов гидравлических параметров системы, которые могли бы обеспечить ее жизнеспособность.

В рассмотренных вариантах можно методом КВ перерабатывать материал не только со свободным (цианирование), но и с сульфидным золотом (метод сернокислотно-хлоридного выщелачивания). Это обстоятельство существенно расширяет возможности описанной технологии.

Россия обладает огромным объемом техногенного материала как на россыпных, так и на рудных месторождениях. По оценкам специалистов, только в одном Ленском районе Якутии в техногенных отходах находится 150–200 т золота. В хвостохранилищах рудных месторождений (Урал, северо-восток страны) за многие годы накопилось большое количество хвостов гравитации и флотации, которые с успехом могут быть отработаны новыми технологиями.

Одним словом, для описанной технологии имеется очень большой объем работ.

14.3. СОЧЕТАНИЕ АВТОМАТИЧЕСКОЙ СЕПАРАЦИИ РУД БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ С КУЧНЫМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕМ

При кучном выщелачивании благородных металлов, как правило, используют сравнительно бедные руды, имеющие содержание золота в пределах 1–3 г/т. Зачастую экономика проектов КВ не позволяет вывести их в разряд рентабельных из-за высокой стоимости расходуемых в процессе выщелачивания реагентов.

Повышение качества перерабатываемой руды может быть достигнуто посредством применения автоматической рудосепарации (АРС). При сепарации в отвал выводят значительную часть породы, и среднее содержание в руде увеличивается. За счет уменьшения объема перерабатываемой руды снижаются затраты на выщелачивание и повышается концентрация металлов в продуктивных растворах.

Отмеченные обстоятельства являются объективными предпосылками для комбинирования этих процессов в технологических схемах извлечения благородных металлов из рудного сырья.

В данном разделе кратко изложены основы автоматических методов сепарации (АМС) и свойства руд, благоприятствующие при-

менению этих методов. Даны основные характеристики сепарационного оборудования. В заключительной части раздела приведены технологические показатели обогащения золотых руд и рассмотрены схемы комбинирования АРС с процессом КВ.

14.3.1. ОСНОВНЫЕ МЕТОДЫ АВТОМАТИЧЕСКОЙ СЕПАРАЦИИ РУД

Автоматические методы сепарации становятся все более значимыми в технологии переработки руд благородных металлов. Наибольший опыт АРС накоплен применительно к золотосодержащим рудам, поэтому в дальнейшем возможности сепарации руд благородных металлов будут рассмотрены в основном на примере этих руд.

По результатам изучения свойств большого числа типов золото-содержащих руд выявлено, что в каждых 100 кусках, поступающих на переработку, находится от 20 до 90 кусков (в среднем 50 %), не содержащих золото (или содержащих его в количествах, не значимых для промышленного извлечения). Как правило, такую первичную рудную массу подвергают (без предварительного обогащения) дроблению, измельчению и последующей переработке с целью извлечения полезного компонента.

При этом (с учетом гранулометрического состава добываемых руд) в среднем примерно 25–40 % энерго- и материальных ресурсов затрачивают на обработку той части руды, которая состоит из кусков практически пустой породы, т.е. расходуют бесполезно.

Для снижения доли таких затрат необходимо предварительное обогащение руд, в особенности бедных. Наряду с кучным выщелачиванием наиболее простыми, эффективными и дешевыми процессами являются автоматические методы покусковой сепарации, используемые в технологии переработки твердых полезных ископаемых.

Автоматические методы покусковой сепарации полезных ископаемых основаны на регистрации интенсивности проявления физических эффектов, возникающих при взаимодействии излучений с веществом отдельных кусков руды.

Сложность вещественного состава рудного сырья, в том числе содержащего благородные металлы, многообразие видов излучений и их свойств, а также взаимодействий с веществом, предопределяют возможность использования для предварительного обогащения руд различных методов.

Известны два направления в развитии АМС руд благородных металлов: прямые (разделение кусков руды по содержанию в них золота, серебра или других металлов) и косвенные методы. Во втором случае разделение осуществляют по какому-либо признаку, связанному с содержанием металла в кусках руды. Низкое содержание благородных металлов в рудах значительно ограничивает возможности применения прямых методов сепарации. Так, содержание золота в рудах обычно колеблется от 1 до 50 г/т (0,0001 – 0,005 %). Это оз-

начает, что любой из прямых методов должен иметь чувствительность не менее 0,01–0,1 мг золота. Единственным методом, удовлетворяющим такому требованию, является нейтронно-активационный.

Наиболее перспективным для применения считают вариант, основанный на облучении золотых руд потоком нейтронов с энергией 2–4 МэВ и регистрации гамма-излучения золота (энергия 279 кэВ), возникающего в результате реакции $^{197}\text{Au} (n, p' \gamma) ^{197\text{m}}\text{Au}$. Сечение реакции 2,4 барна, ее продукт имеет период полураспада, равный 7,2 с.

Метод находится на стадии разработки и пока его не используют в промышленности. В России (ВНИИХТ) разрабатывают нейтронно-активационную установку для пропускной сепарации руд с производительностью 200–300 т/ч по исходной руде. Область ее применения – крупные и средние месторождения.

Среди косвенных методов, в той или иной мере уже используемых для руд, следует отметить фотометрический, рентгенорадиометрический, электромагнитометрический и радиометрический.

Фотометрический метод обеспечивает разделение кусков руды по цвету. Он основан на освещении кусков руды потоком видимого светового излучения и регистрации отраженного излучения (во всем диапазоне видимого света или в определенном интервале длин волн).

Рентгенорадиометрический метод предназначен для разделения кусков по содержанию в них определенных химических элементов, связанных с золотом. Он основан на облучении руды рентгеновским или мягким гамма-излучением и регистрации характеристического излучения химических элементов (например, мышьяка), связанных с золотом.

Электромагнитометрический метод предназначен для сортировки кусков, различающихся по электрическим (электропроводимость и др.) и магнитным свойствам.

Радиометрический метод основан на регистрации естественного гамма-излучения урана в равновесии с продуктами распада, находящимися в кусках руды. Используют для сепарации золотосодержащих руд, в которых имеется тесная корреляция между золотом и ураном.

Теория и технология перечисленных методов достаточно полно разработана и широко опробована в промышленности применительно к разнообразным рудам. Для реализации этих методов имеется соответствующее рудосепарационное оборудование. Исследования, выполненные в различных странах, в том числе и в России, показали, что АМС можно с успехом применять для обогащения золотых руд. Так, например, Навоийским ГКМ совместно с ВНИИ химической технологии при участии ООО “РАДОС” завершена разработка технологии рентгенорадиометрического обогащения золотосодержащих руд месторождения Кокпатас. Применение этой технологии позволит существенно снизить себестоимость добытого золота и за счет этого получить около 400 млн дол. США дополнительной валовой прибыли за весь период обработки месторождения.

14.3.2. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА РУД, ОПРЕДЕЛЯЮЩИЕ СТЕПЕНЬ ИХ ОБОГАТИМОСТИ

Для успешного применения АРС необходимо, чтобы свойства руд, определяющие возможность эффективного применения покусковой сепарации, были благоприятны для выделения их из тех или иных сортов или продуктов, пригодных для дальнейшей переработки и извлечения металла другими способами.

Характеристики таких свойств подробно изложены в технической литературе. Наибольшее влияние на уровень возможных технологических показателей обогащения имеют такие группы свойств, как вещественный состав, кусковатость и распределение в руде полезного и значимых компонентов (металлов, минералов и т.п.).

Вещественный состав руд в основном определяется геолого-минералогическими особенностями добываемых руд. Уже на стадии оценки месторождения существует возможность определить, какой из методов АРС потенциально может быть применен на данных рудах. В случае нахождения золота только в кварцевых жилах наиболее вероятным методом сортировки руд будет фотометрический. Для кварцево-сульфидного оруденения можно использовать рентгенорадиометрический или фотометрический методы или их комбинацию. Для сульфидных руд наиболее вероятно применение рентгенорадиометрического метода или в ряде случаев электромагнитометрического. Для золотоурановых и золото-магнетитовых руд в первую очередь целесообразно изучить возможности использования радиометрического и магнитометрического методов соответственно.

Для оценки обогатимости руд очень важно знание уровня содержания золота в рудах и пределы его колебаний по отдельным типам и сортам добываемых руд. Этим в значительной степени определяется общая схема переработки руд, в том числе целесообразность применения АМС. Кроме того, содержание золота в руде, как показано ранее, во многом будет определять уровень показателей обогащения.

Кусковатость характеризует состав руды по геометрическим параметрам составляющих ее кусков. Не рассматривая здесь параметры единичных кусков, отметим, что важнейшей характеристикой кусковатости является гранулометрический состав (ситовая характеристика сырья), т.е. распределение кусков руды в зависимости от их средних размеров. Изучение гранулометрического состава руд необходимо, так как автоматической сепарации подвергаются, как правило, куски крупностью от 200–300 мм до 25 (15) мм, предварительно разделенные на более узкие классы с модулем 1,5–2,5 отн. единицы. Рудная мелочь обычно (в зависимости от содержания в ней металла) присоединяется к одному из продуктов сепарации или направляется на переработку способом кучного выщелачивания.

Распределение золота и других значимых компонентов (ЗК) в руде во многом определяет технологические возможности рассматриваемых методов сепарации.

Из различных видов распределения компонентов применительно к золотосодержащим рудам (с учетом сепарации руд косвенными методами) наиболее важны:

- степень различия кусков по содержанию в них золота и какого-либо ЗК (кварца, сульфидов, мышьяка, урана, магнетита или других компонентов), т.е. контрастность руды по содержаниям золота и значимого компонента;

- уровень связи содержаний золота и ЗК в кусках руды.

Контрастность руды может быть представлена в табличном (табл. 14.9) или графическом виде.

Обобщенный уровень контрастности характеризуется показателем контрастности M , определяемым по формуле

$$M = \frac{\sum[(\beta_i - \alpha) \gamma_i]}{\alpha}, \quad (14.1)$$

где β_i – содержание золота (или ЗК) в отдельных кусках или фракциях руды, %; γ_i – доля массы отдельных кусков (фракций) в общей

Т а б л и ц а 14.9

Примеры характеристик обогатимости золотосодержащих руд

Фракция	Выход, %	Содержание золота, г/т	Извлечение, %
1. Характеристика контрастности кварцевой руды (класс -100+75 мм, $M = 1,04$)			
1	28,5	0,10	0,9
2	14,0	0,53	2,4
3	9,5	0,92	2,8
4	12,0	1,62	6,2
5	21,5	4,04	27,8
6	7,0	8,08	18,1
7	7,5	17,38	41,8
Итого	100,0	3,13	100,0
2. Фракционный состав кварцево-сульфидной руды (рентгенорадиометрический метод, класс -75+50 мм, $\Pi = 1,7$)			
1	45,1	0,6	0,25
2	33,5	0,35	0,11
3	8,2	0,54	0,04
4	0,9	150,0	1,22
5	3,5	405,7	12,84
6	8,8	1074,4	85,54
Итого	100,0	110,5	100,0
3. Фракционный состав сульфидной руды (электромагнитометрический метод, класс -50+25 мм, $\Pi = 0,5$)			
1	10,0	0,5	1,0
2	13,8	1,7	4,1
3	10,6	2,1	4,2
4	10,4	5,2	10,2
5	55,2	7,6	80,5
Итого	100,0	5,2	100,0

массе исследуемой рудной пробы, доли единицы; α – среднее содержание золота (или ЗК) в рудной пробе, %; M – показатель контрастности, отн. единицы.

Значения показателя M могут меняться от 0 до 2,0. Чем больше показатель M , тем более высокая степень обогатимости руды имеет место. Характеристика контрастности определяет максимально возможные показатели сортируемой части руды независимо от применяемого метода сепарации.

На практике разделение кусков руды осуществляют не по содержанию золота (или ЗК), а по плотности потока излучения, исходящего от куска в сторону детектора излучения и регистрируемого в виде числа импульсов. Степень различия кусков по признаку разделения характеризуется показателем Π , который также рассчитывают по формуле (14.1), но вместо параметров β , и α используют значения регистрируемого признака. Примеры фракционных составов, полученных при разделении кусков по признаку, приведены в табл. 14.9.

Из исследований установлено, что по рудам каждого месторождения теоретические показатели обогащения сырья (при данной степени его контрастности) в основном определяются содержанием золота в руде (при сепарации прямым методом) или значимого компонента (при сепарации по косвенному признаку).

Соотношение возможных показателей обогащения руды по золоту и ЗК будет в основном определяться степенью корреляции содержаний этих признаков в кусках руды. Наиболее благоприятен вариант, когда коэффициент корреляции оказывается близок к 1,0. В этом случае сепарация руды по косвенному признаку будет означать разделение кусков по продуктам обогащения практически по содержанию золота. При коэффициентах корреляции менее 0,5–0,6 результаты сепарации будут весьма низкими. Целесообразность обогащения таких руд сомнительна, даже если показатели M по золоту и ЗК будут высокими.

При оценке обогатимости руд необходимо учитывать и распределение полезных и значимых компонентов по классам крупности, поскольку технологические показатели сепарации отдельных классов крупности определяются также и содержанием в них упомянутых ранее компонентов.

Определенное влияние на эффективность сепарации руд оказывает характер распределения полезного или значимого компонентов в пределах самих кусков руды. Влияние этого фактора тем заметнее, чем неравномернее распределение компонента внутри кусков, чем менее проникающим является первичное или вторичное излучения, чем крупнее куски руды. В связи с этим в ряде случаев при рентгенодиаметрической и фотометрической сортировках необходимо использование двустороннего облучения разделяемых кусков руды.

Рассмотренный комплекс технологических свойств золотосодержащих руд в целом определяет уровень максимально возможных (теоретических) показателей их обогащения.

По результатам многочисленных исследований установлено, что в большинстве случаев выход сортируемых классов из золотосодержащих руд находится в пределах 45 — 60 %. Выяснено также, что распределение золота по классам крупности (коэффициенты их обогащения по золоту) отдельных типов руд, как правило, колеблется от 0,7 до 1,1 (для классов крупнее 25 мм) и от 0,9 до 1,4 (для класса 25 мм).

Выявлено также, что большинство изученных руд относятся к средне- ($M = 0,8+1,2$) и сильноконтрастным рудам ($M > 1,2$). В отдельных случаях были выявлены весьма сильноконтрастные руды ($M > 1,6$).

Коэффициент корреляции между разделительным признаком (содержание какого-либо ЗК, минерала, цвет кусков, радиоактивность и т.п.) и содержанием золота (по тем рудам, где такие исследования проводили) изменялся в пределах 0,4 — 0,97.

Из приведенной общей оценки обогатимости золотых руд следует, что большинство из них обладают технологическими свойствами, благоприятными для АМС. При этом эффективность сепарации будет косвенными методами во многом определяться степенью корреляции между разделительным признаком и золотом. Опыт исследований показывает, что в большинстве случаев для каждой руды достаточно эффективный признак удастся найти.

Необходимо подчеркнуть, что уровень возможных показателей обогащения руд, как следует из рассмотрения их разнообразных свойств, определяется большим числом факторов. В связи с этим изучение технологических свойств является одним из важнейших этапов подготовки к промышленному освоению покусковой сепарации руд конкретных месторождений. Любые испытания обогатимости руд в укрупненных, полупромышленных и опытно-промышленных условиях, выполненные без предварительного изучения технологических свойств руды, могут привести к искаженным показателям обогащения и принятию неверных решений.

Показатели обогащения машинных классов зависят от их технологических свойств (содержание полезного компонента, степень контрастности и т.п.), соответствия выбранного разделительного признака (РП) содержанию компонента в кусках руды, а также от научно-технического уровня используемых сепараторов и совершенства режимов разделения кусков руды в процессе сепарации.

Отношение фактически полученных результатов обогащения к теоретическим результатам определяет практическую эффективность разделения $\eta_{пр}$, т.е. степень его совершенства.

Для условий автоматической сепарации, где важнейшим показателем является выход хвостов (породы), оценку совершенства (эффективности) процесса целесообразно проводить по формулам, представляющим частные случаи известной формулы Ханкока-Луйкена:

$$\eta_{р.п} = \frac{\gamma_{х.ф}}{\gamma_{х.к}}, \quad (14.2)$$

$$\eta_c = \frac{\gamma_{x.л.}}{\gamma_{x.ф.}}, \quad (14.3)$$

$$\eta_{пр} = \frac{\gamma_{x.л.}}{\gamma_{x.к.}}, \quad (14.4)$$

где $\eta_{р.л.}$, η_c и $\eta_{пр}$ – соответственно эффективность разделительного признака, разделения кусков при сепарации и общая эффективность выделения хвостов; $\gamma_{x.к.}$, $\gamma_{x.ф.}$, $\gamma_{x.л.}$ – соответственно выход хвостов по характеристикам контрастности, фракционного состава и практический, полученный при сепарации (во всех случаях содержание компонента в хвостах одинаково и равно фактически полученному содержанию при разделении кусков на сепараторе).

Формула (14.2) характеризует эффективность выбранного РП по отношению к основному признаку (например, содержание золота в кусках руды). Формула (14.3) определяет эффективность полученных на практике результатов обогащения по отношению к результатам разделения руды по РП в соответствии с её фракционным составом. Формула (14.4) дает представление о практической эффективности по отношению к теоретическим показателям, определенным из характеристики контрастности руды.

Показатель $\eta_{пр}$ характеризует общий уровень применяемой технологии сортировки руды конкретного месторождения. На практике (в зависимости от совершенства применяемых технологии и сепараторов) значения этого показателя колеблются в пределах 0,5 – 0,9.

14.3.3. РУДОСЕПАРАЦИОННОЕ ОБОРУДОВАНИЕ

За рубежом основным разработчиком и производителем сепараторов, пригодных для автоматической сепарации золотосодержащих и других руд, является фирма "Ore Sorters North America" (OSNA). Фирма выпускает сепараторы для обогащения руд по цвету (сепараторы М-16/80, М-700), радиоактивности (М-17) и проводимости (М-19). Производительность сепаратора М-16/80 при переработке руд крупностью от 6 до 120 мм колеблется от 10 до 120 т/ч, сепараторов М-17 и М-19 (классы крупности от 25 до 160 мм) – от 40 до 150 т/ч. Согласно рекламе, все сепараторы отличаются высокой надежностью в процессе эксплуатации. Сведения о технологической эффективности сортировки, реализуемой в сепараторах, в литературе отсутствуют. Цены на сепараторы (1996 г.) следующие: М-16/80 – 820 тыс. дол. США; М-700 (без вибропитателей) – 300 тыс. дол. США; М-17 (в зависимости от оснастки) – 1–1,2 млн дол. США.

Более подробную информацию о сепараторах можно найти в проспектах OSNA.

В России в настоящее время основными разработчиками и поставщиками рудосепарационного оборудования, используемого для

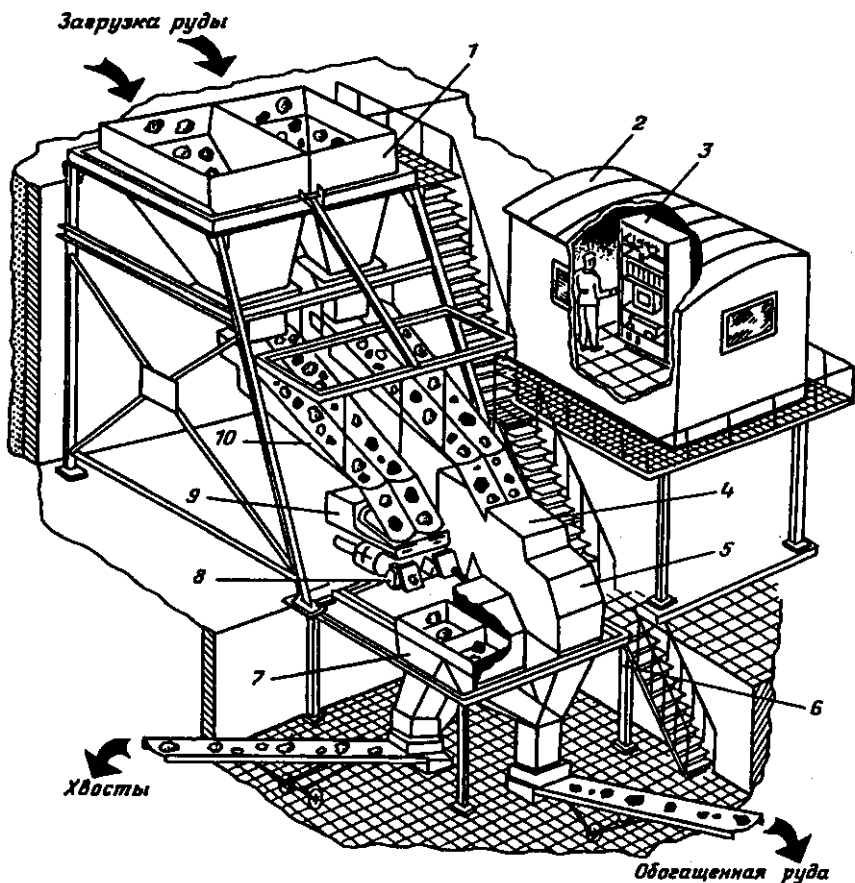


Рис. 14.4. Сепаратор СРРЛ-150/40-2:

1 — приемный бункер; 2 — операторская; 3 — шкаф управления; 4 — сепаратор "Радос-2"; 5 — кожух; 6 — эстакада; 7 — бункер продуктов сортировки; 8 — исполнительный механизм; 9 — рентгеновская система; 10 — устройство подачи руды

сортировки руд благородных металлов, являются ВНИИХТ (с соисполнителями) и ООО "РАДОС" (дочернее предприятие АО "Алмаз-золотоавтоматика").

ООО "РАДОС" выпускает две модификации сепараторов типа СРРЛ (СРРЛ-150/40-2 и СРРЛ-150/40-4), предназначенных для сепарации рентгенометрическим методом бедных и забалансовых руд крупностью от 20 до 200 мм с модулем машинного класса от 3 до 5.

На рис. 14.4 показана схема комплекса, состоящего из двухручейных сепараторов СРРЛ-150/40-2. Производительность одного се-

паратора по классу $-150+40$ мм составляет 10–15 т/ч. В качестве рентгеновских излучателей используют малогабаритные приборы "РЕИС-45". Регистрацию характеристического излучения осуществляют пропорциональными счетчиками СИ-11Р. Облучение, регистрацию излучения и механическое разделение кусков руды выполняют в процессе их свободного падения через облучательно-измерительный и разделительный узлы сепаратора. Исполнительными механизмами являются специально разработанные электромагнитные шиберные устройства (быстродействие 6–8 Гц). Стоимость комплекса на основе двух сепараторов около 100 тыс. дол. США.

Сепаратор СРРЛ-150/40-4 имеет единый узел питания, распределяющий руду по четырем сортировочным каналам. Остальные узлы аналогичны соответствующим узлам сепаратора СРРЛ-150/40-2.

Сепараторы СРРЛ прошли испытания или опытно-промышленную эксплуатацию на рудах месторождений Дальнего Востока, Сибири, Бурятии, Урала, Казахстана и Узбекистана, их используют на ряде месторождений.

ООО "РАДОС" имеет стенд для проведения исследований обогатимости руд и испытаний рудосортировочной аппаратуры.

Во ВНИИХТе совместно с ООО "КОНСИТ-А" и другими организациями созданы и могут поставляться заказчикам универсальные сепараторы типа УАС и рудосепарационные модули РСМ. Принципиальные отличия УАС от известных сепараторов заключаются в следующем:

- универсальность сепараторов, которая обеспечивается путем монтажа на сепараторах соответствующих облучательно-измерительных узлов (ОИУ), позволяющих обогащать руды одним из методов: радиометрическим, рентгенорадиометрическим, фотометрическим, электромагнитометрическим и др.;

- облучение, регистрация и разделение выполняют при фиксированной (постоянной) скорости движения кусков руды, что способствует увеличению уровня технологической эффективности сепарации.

Некоторые другие особенности сепараторов УАС отражены в табл. 14.10.

Рудосепарационные модули типа РСМ являются оригинальными установками, в которых в одном агрегате совмещены грохочение, промывка и покусковая сепарация. Разработаны четыре варианта модулей на производительность 15 (РСМ-15), 40 (РСМ-40), 100 (РСМ-100) и 200 т/ч (РСМ-200) исходной руды крупностью -200 мм (табл. 14.11, рис. 14.5 и 14.6).

В состав каждого модуля входят (в зависимости от производительности) одна-две секции грохота типа КГВ и несколько (от 1 до 10) сепараторов типа УАС. В каждом из РСМ реализуют схемы подготовки руды к сепарации (грохочение исходной руды, промывка машинных классов) и непосредственно покусковой сортировки с выделением в случае надобности до трех-четырех продуктов обогащения (хвосты, промпродукт и концентрат). Хвосты направляют в от-

вал или для использования в других целях (закладочный и строительный материалы и т.п.), промпродукт — на кучное выщелачивание, а наиболее богатый продукт (концентрат) — на флотационный или металлургический передел.

Таблица 14.10

Основные характеристики сепараторов

Параметры	Сепаратор		
	УАС-50	УАС-100	УАС-200
Сепарируемый класс крупности, мм	-50+25	-100+50	-200+100
Число ручьев	2	2	1
Реализуемые режимы сепарации	Покусковой и поточно-покусковой		
Производительность сепаратора, т/ч	До 12	До 40	До 60
Технологическая эффективность выделения породных кусков, доли единицы:			
для легко- и среднеобогатимых руд	0,8—0,9	0,85—0,9	0,9—0,95
для труднообогатимых руд	0,7—0,8	0,8—0,85	0,85—0,9
Ориентировочные габариты (длина×ширина×высота), м	6,0×1,2×2,0	6,4×1,4×1,8	6,0×1,4×2,0
Масса сепараторов (без опорных конструкций), т	2,2	2,4	2,8

Таблица 14.11

Технические характеристики рудосепарационных модулей

Параметры	Модуль		
	PCM-40	PCM-100	PCM-200
Производительность (по исходной руде), т/ч	30—50	80—120	160—240
Выполняемые функции	Грохочение исходной руды, промывка и сепарация классов -200+25 мм		
Максимальная крупность кусков, мм	200	200	200
Сепарируемые классы, мм	-200+25	-200+25	-200+25
Эффективность грохочения, %	Не менее 90—95	Не менее 93—97	Не менее 93—97
Технологическая эффективность сепарации руд, доли единицы:			
легко- и среднеобогатимых	0,8—0,9	0,85—0,9	0,8—0,9
труднообогатимых	0,7—0,8	0,7—0,8	0,7—0,8
Число сепараторов типа УАС-Р	2	5	10
Установленная мощность, кВт	Не более 16,5	95,5	103
Расход воды, м ³ /ч	Не более 20	Не более 50	Не более 100
Расход сжатого воздуха, приведенный к нормальным условиям, м ³ /мин	7,5	19	37,5
Габариты, м:			
длина	10,09	18	18
ширина	6,62	7	11,7
высота	3,23	4,04	4,04
Масса, т	6,9	36	45

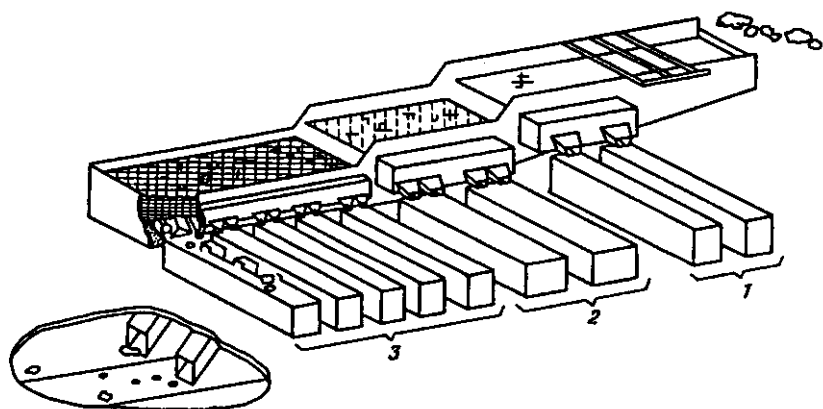


Рис. 14.5. Рудосепарационный комплекс; производительность 200 т/ч, габариты 2000×6000 мм:

1, 2 и 3 — классы крупности 200+100 мм, 100+50 мм, 50+25 мм

Использование модулей при проектировании и строительстве рудосепарационных фабрик (РСФ) и установок (PCY) в 1,5–2,0 раза сокращает уровень капитальных затрат, а общий экономический эффект от применения РСМ (с учетом повышенной технологической эффективности, равной 0,7–0,9 доли единицы) превышает более чем в 2 раза эффект от внедрения автоматической сепарации по традиционной схеме.

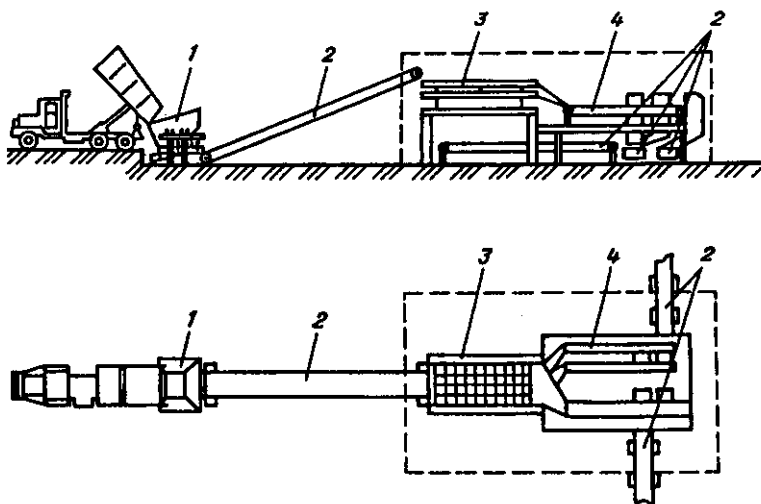


Рис. 14.6. Схема привязки рудосепарационного комплекса РСМ-40:

1 — бункер; 2 — транспортеры; 3 — грохот; 4 — сепараторы

Работоспособность сепараторов УАС-50 проверена в промышленных условиях на одной из радиометрических фабрик в Казахстане. Модуль РСК-40 и сепараторы УАС эксплуатируют в полупромышленных условиях на опытном заводе ВНИИХТа (урановые, баритовые, золотосодержащие и другие руды). В 1999 г. на опытной базе ВНИИХТа создана укрупненная установка на базе модуля типа РСМ-15, состоящего из грохота и сепаратора типа УАС. Этот модуль используют для отработки технологии автоматической сепарации различных руд, в том числе руд благородных металлов с применением методов, описанных ранее.

Контроль качества руды в процессе ее добычи осуществляют с помощью рудоконтрольных станций (РКС), которые предназначены для экспресс-анализа и крупнопорционной сортировки рудной массы, распределенной по транспортным емкостям (вагонеткам, автомашинам и т.п.) или находящейся на ленте транспортера.

Первые РКС появились в 1950 г. и были широко внедрены в урановой промышленности. В более поздние годы РКС стали применять на предприятиях, добывающих руды цветных и других металлов. Электронная аппаратура РКС состоит из блоков облучения, регистрации вторичного излучения, обработки информации, расчета качества руды в порции и выдачи результатов экспресс-анализа в цифровом виде, а также в виде электрических световых или звуковых сигналов. В качестве облучателя могут быть использованы генераторы нейтронов (прямой, нейтронно-активационный способы определения золота), рентгеновские трубки и изотопные источники (косвенный, рентгенорадиометрический способы). В блоках измерения используют сцинтилляционные или пропорциональные счетчики.

Длительность экспресс-анализа руды на стационарных РКС обычно находится в пределах первых десятков секунд, а на РКС транспортного типа – первые секунды или их доли.

Первая установка РКС для экспресс-анализа и сортировки золотосодержащих руд по содержанию мышьяка (рентгенорадиометрический метод), изготовленная ООО "РАДОС", пущена в эксплуатацию на Навоийском ГМК. Установка позволила увеличить содержание золота в руде, поступающей на завод, на 10 %.

14.3.4. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ ПОКУСКОВОЙ СЕПАРАЦИИ РУД И ВОЗМОЖНЫЕ СХЕМЫ КОМБИНИРОВАНИЯ АРС И КВ

К настоящему времени в мире накоплены определенный опыт применения технологии покусковой сепарации золотосодержащих руд в полупромышленных условиях, а также в меньшей степени опыт ее промышленного использования. Информация по этим вопросам распродоточена в статьях и докладах.

Ранее отмечалось, что технологические показатели АРС, в частности сортируемых классов крупности (как правило, $-200+25$ мм),

определяются в основном свойствами руды (содержание золота, степень контрастности), эффективностью разделительного признака и пр., а также научно-техническим уровнем рудосепарационного оборудования и реализуемой на нем технологии обогащения.

Многообразие свойств руд и условий реализации процесса обогащения предопределяет в общем случае получение настолько различных показателей сепарации, что простое сведение их в одну таблицу не позволяет дать объективную оценку обогатимости золотосодержащих руд. Например, при близких содержаниях золота в руде (даже иногда в рудах одного месторождения) практические результаты обогащения бывают совершенно различными. При сепарации относительно богатых руд (более 10 г/т) результаты сортировки в ряде случаев оказываются лучшими, чем при сепарации руд со значительно более низким содержанием золота. Поэтому (с определенной степенью корректности) далее сделана попытка систематизации результатов обогащения руд рентгенометрическими и фотометрическими методами, по которым имеется наибольший объем информации.

В связи с тем, что в литературе практически отсутствуют данные о контрастности сепарируемых руд, эффективности процесса обогащения и т.п., систематизация технологических показателей проведена по фактическим показателям обогащения, в частности по выходу хвостов и (или) содержанию в них золота.

При анализе материалов по рентгенометрической сепарации (табл. 14.12) выделены четыре группы технологических показателей. Показатели по группам I—III, очевидно, представляют обогатимость легко-, средне- и труднообогатимых руд соответственно. Они различаются не только характеристиками хвостов, но и, что не менее важно, коэффициентами обогащения получаемых концентратов. В группах коэффициенты находятся в пределах 12,0—3,5; 3,7—1,7 и 1,6—1,3. Группа IV показателей — своеобразна. В ней наблюдают большой разброс всех технологических показателей. Руды этой группы можно отнести к весьма труднообогатимым рентгенометрическим методом. Общая особенность руд, показателей их обогащения — содержание золота в хвостах более 1 г/т.

Следует отметить, что во всех группах присутствуют руды, из которых можно выделить довольно богатые концентраты (10—50 г/т). Хвосты сортировки руд группы IV являются благодатным материалом для кучного выщелачивания. Очевидно также, что при сепарации руд (в особенности II и III групп) помимо хвостов и концентратов могут быть выделены промпродукты, пригодные для КВ.

По материалам табл. 14.13, где представлены в систематизированном виде технологические показатели фотометрической сортировки руд, можно сделать выводы, аналогичные выводам, которые получены при рассмотрении данных с применением рентгенометрического метода.

Таблица 14.12

Систематизация показателей рентгенорадиометрической сепарации руд, выполненная по результатам обогащения классов крупнее 25 мм

Группа	Пределы выхода хвостов γ_x с содержанием Au θ		Содержание Au в исходном классе, г/т	Технологические показатели сепарации				
	γ_x , %	θ , г/т		выход хвостов, %	содержание Au в хвостах, г/т	содержание Au в концентрате, г/т	извлечение Au, %	коэффициент обогащения, отн. единицы
I	> 80 (75)	< 0,5	0,9	74,0	0,1	3,2	92,0	3,6
			1,16	79,5	0,22	4,8	84,9	4,1
			1,20	80,0	0,3	4,2	77,7	3,5
			1,85	92,3	0,23	22,2	88,0	12,0
			3,17	85,7	0,44	19,5	87,9	6,2
			3,2	80,2	0,11	15,7	97,1	4,9
II	50-80	0,5-1,0	1,26	75,2	0,71	2,3	57,4	1,8
			1,34	78,4	0,8	3,3	53,2	2,5
			1,50	63,0	0,9	2,5	70,0	1,7
			1,74	64,0	0,74	3,9	72,0	2,2
			1,80	78,0	0,7	5,7	70,0	3,2
			1,84	73,9	0,6	5,3	75,8	2,9
			6,0	61,7	0,8	14,4	92,0	2,4
			9,2	75,0	0,8	34,4	93,4	3,7
III	25-50	< 1,0	1,76	45,7	0,62	2,8	83,9	1,6
			2,14	45,1	0,85	3,2	82,1	1,5
			2,34	42,4	0,36	3,8	93,4	1,6
			3,19	36,9	0,21	4,9	97,5	1,5
			8,25	24,5	0,36	10,8	98,9	1,3
IV	19-96	> 1,0	2,2	57,0	1,2	3,5	70,0	1,6
			2,6	62,6	1,4	4,4	63,3	1,7
			3,13	63,2	1,96	5,2	60,1	1,7
			3,26	41,0	1,62	4,4	79,7	1,3
			3,41	96,0	1,59	46,6	54,7	13,7
			5,2	85,7	1,84	25,4	69,8	4,9
			5,74	63,4	1,55	13,0	82,8	2,3
			9,49	18,6	1,3	11,4	97,4	1,2
			12,8	32,7	2,8	17,6	92,8	1,4

В табл. 14.14 представлены результаты обогащения золото- и серебросодержащих руд электромагнитометрическим методом (по электропроводности).

При радиометрическом обогащении золотоурановых руд (ЮАР), осуществляемом на сепараторах М-17, выделяется концентрат, обогащенный в 2 раза по содержанию золота (извлечение золота в концентрат 94 %).

Приведенный обзор технологических показателей покусковой сепарации показывает, что автоматическая рудосепарация может быть достаточно широко использована для предварительного обогащения золотых и других руд с целью их разделения на:

Таблица 14.13

Систематизация показателей фотометрической сепарации руд, выполненная по результатам обогащения классов крупнее 25 мм

Группа	Пределы содержания Au в хвостах, г/т	Содержание Au в исходном классе, г/т	Технологические показатели сепарации				
			выход хвостов, %	содержание Au в хвостах, г/т	содержание Au в концентрате, г/т	извлечение Au, %	коэффициент обогащения, отн. единицы
I	< 0,5	0,53	94,4	0,13	7,3	76,4	13,8
		0,77	91,5	0,14	7,6	83,5	9,9
		0,94	80,2	0,15	4,2	87,1	4,5
		2,2	43,0	0,2	3,8	96,0	1,7
		2,5	59,0	0,4	5,5	92,0	2,2
		4,3	80,4	0,3	11,0	96,3	2,6
		5,4	24,2	0,47	7,0	98,0	1,3
		7,9	61,2	0,16	20,2	98,8	2,6
		11,4	44,0	0,45	20,0	98,0	1,8
		15,0	36,2	0,1	23,4	99,8	1,6
II	0,5—1,0	1,6	67,3	0,9	3,1	63,2	1,9
		2,8	39,0	0,61	4,2	92,0	1,5
		3,7	40,0	0,7	5,7	92,5	1,5
		6,0	35,0	0,6	8,9	96,5	1,5
		7,0	36,0	0,87	10,4	95,5	1,5
		19,1	64,0	1,0	52,2	96,7	2,7
III	> 1,0	16	85,9	1,2	4,4	63,2	2,8
		3,9	66,3	1,4	9,0	76,7	2,3
		3,9	90,2	1,8	24,0	59,7	6,2
		7,0	76,4	3,6	17,8	60,3	2,5
		7,0	31,4	1,5	9,4	93,0	1,3

Таблица 14.14

Результаты сортировки руд электромагнитметрическим методом (сепараторы М-19)

Полезный компонент в руде	Класс крупности, мм	Содержание металла, г/т	Технологические показатели				
			выход хвостов, %	содержание металла, г/т		извлечение металла, %	коэффициент обогащения, отн. единицы
				хвосты	концентрат		
Золото	-100+50	3,3	48,0	0,4	6,5	93,3	2,0
Серебро	-75+25	3,8	43,3	0,005	6,6	99,95	1,8

• обогащенные продукты (концентраты), направляемые для извлечения золота традиционными способами (гравитационные, флотационные и металлургические процессы);

• промежуточные продукты обогащения в виде класса -25 мм и промпродукты покусковой сепарации, предназначенные для КВ;

• отвальные хвосты.

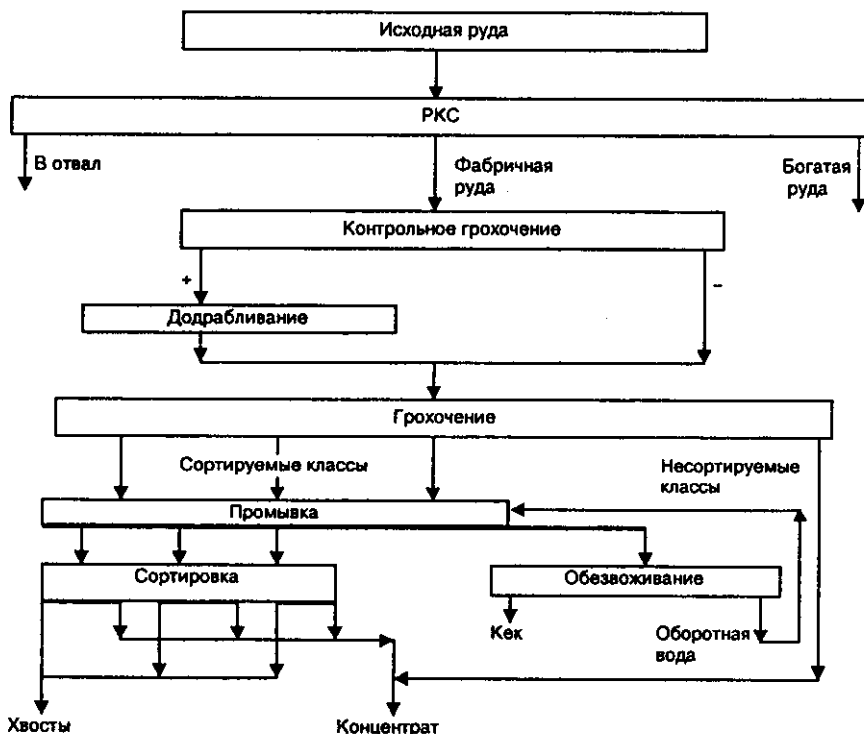


Рис. 14.7. Принципиальная схема автоматической сортировки руды

Для сортировки рассматриваемых руд может быть рекомендована принципиальная технологическая схема АРС (рис. 14.7). Как видно из этого рисунка, схема переработки руд предусматривает взаимосвязь процессов крупнопорционной сортировки добытой рудной массы, находящейся в скипах, вагонетках и автомашинах, с помощью рудоконтрольных станций (РКС) и процесса АРС определенных сортов руды, выделенных на РКС. В зависимости от свойств рудной массы, характеристик используемого оборудования и задач, поставленных перед сепарацией, конкретные схемы могут изменяться в части граничных отсеков на установках РКС, нижней и верхней границ машинных классов, ассортимента получаемых продуктов обогащения и т.п. Неизменными остаются последовательность операций рудоподготовки и сепарации, необходимость (в большинстве случаев) промывки сепарируемых классов, определенный уровень модуля шкалы грохочения (желательно не выше 2) и т.п.

Изменения в схеме, изображенной на рис. 14.7, возникнут при комбинировании крупнопорционной сортировки, покусковой сепарации и кучного выщелачивания. Возможные схемы такого сочетания показаны на рис. 14.8.

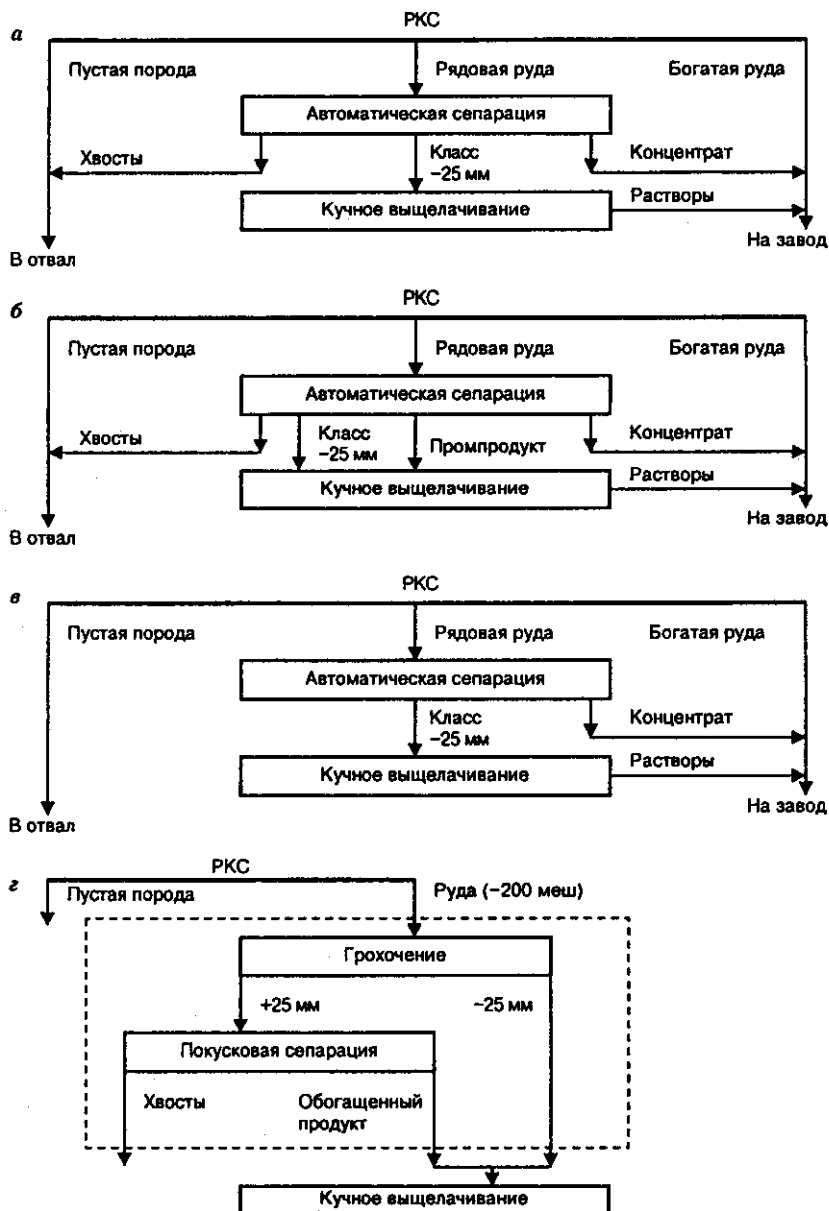


Рис. 14.8. Варианты принципиальных технологических схем комбинирования процессов АРС и КВ в общих схемах извлечения золота из руд; пунктиром показана часть схемы, реализуемая с помощью рудосепарационного модуля РСМ-40

Схема, изображенная на рис. 14.8,а, может быть использована, если рудная масса является сильноконтрастной (легкообогащаемой) с показателем контрастности M (в зависимости от содержания золота в руде), превышающим 1,2–1,4 отн. единицы. Схема предусматривает выделение отвальных хвостов (до 30–35 % исходной руды), продукта для КВ (класс –25 мм) и концентрата для переработки на заводе, обогатительной фабрике и т.п.

По второй схеме (рис. 14.8,б) целесообразно перерабатывать среднеконтрастные (среднеобогащаемые) руды с показателем M от 0,8 до 1,4 (в зависимости от содержания золота в руде). Отличие ее от первой схемы – дополнительное (наряду с классом –25 мм) выделение для КВ промпродукта сепарации машинных классов.

Третью схему (рис. 14.8,в) используют для переработки слабоконтрастных (труднообогащаемых) руд с показателем $M < 0,8+1,0$. По этой схеме отвальные хвосты не выделяют. Промпродукт совместно с классом –25 мм направляют на КВ.

Четвертая схема (рис. 14.8,г) предусматривает использование только РКС с выделением пустой породы (в отвал), рядовой и богатой руд, которые направляют на КВ. Эту схему можно широко применять для КВ предприятиями, не имеющими гидрометаллургического завода.

Границы отсечек на РКС и сепараторе устанавливают в зависимости от характеристик рудного сырья, поставленных задач с учетом общей технологии извлечения металла из руды конкретного месторождения и технико-экономических расчетов. Целесообразность той или иной принципиальной схемы комбинирования процессов АРС и КВ в конечном счете должна определяться результатами соответствующих технико-экономических расчетов, выполняемых по общепринятым или отраслевым методикам.

Комбинирование КВ и АРС позволяет:

- уменьшить количество руды, поступающей на КВ (а следовательно, снизить затраты на КВ), в основном за счет выделения при сепарации пустой породы, направляемой в отвал;
- направлять часть руды в виде обогащенного концентрата для извлечения золота в заводских условиях;
- стабилизировать содержание полезного компонента в руде для КВ.

Отмеченные преимущества комбинированных схем во многих случаях позволяют достичь более высоких технико-экономических показателей извлечения металлов по сравнению с вариантом использования только одного из рассмотренных процессов. В общем случае прибыль от их комбинирования будет тем выше, чем больше выход хвостов при сепарации (с малыми потерями металла) и общее извлечение металла в конечный продукт, чем ниже затраты на КВ и АРС по сравнению с вариантами применения только одного процесса в общей схеме извлечения полезного компонента.

14.4. НЕТРАДИЦИОННЫЕ МЕТОДЫ ВСКРЫТИЯ УПОРНЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД

В ближайшие годы будут происходить изменения в структуре добычи золота – повышение доли рудного и сокращение доли россыпного. Ускоренное освоение наиболее перспективных с экономической точки зрения коренных месторождений определено как стратегическое направление развития золотодобывающей отрасли.

Однако вовлечение в переработку крупных коренных золотосодержащих месторождений сопряжено с преодолением технологических трудностей. Первичные коренные руды являются упорными, и к основным факторам, характеризующим "упорность" золотосодержащих руд и продуктов их обогащения, следует отнести наличие:

- субмикроскопического золота с размером частиц от сотых до первых десятых долей микрометра, связанного, главным образом, с пиритом, арсенопиритом и пирротинном;
- антимонита и теллуридов;
- растворимых в цианиде минералов, сорбционно-активного органического углерода и глинистых компонентов;
- первичных пленок гидратированных оксидов железа на золоти-нах;
- повышенного содержания мышьяка ($> 2\%$) в концентратах, что делает их непригодными к переработке плавкой на заводах цветной металлургии.

В конечном итоге технологическая упорность золотых руд или продуктов обогащения указывает на слабую способность их к цианированию, результатом чего является очень низкое извлечение золота в продуктивный раствор.

В зарубежной практике подобные руды перерабатывают по гра-витационно-флотационным схемам с последующим извлечением золота и серебра одним из трех методов:

- окислительный обжиг – цианирование;
- автоклавное выщелачивание – цианирование;
- бактериальное окисление – цианирование.

Однако все описанные ранее технологии энергоемки и требуют больших затрат на дезинтеграцию и вскрытие руд. Назрела необходимость изыскания новых экологически безопасных и энергосберегающих методов вскрытия золотосодержащих сульфидов.

В последние годы в ИПКОН РАН проводят исследования по использованию энергетических воздействий для интенсификации вскрытия золотосодержащих сульфидных руд (электрохимические, энергия ускоренных электронов и СВЧ-нагрев).

Если ранее эти методы казались экзотическими, то в настоящее время в связи с промышленным выпуском электрохимических кондиционеров, линейных ускорителей и СВЧ-плазмотронов появилась возможность реализации новых технологий в промышленности. Упо-

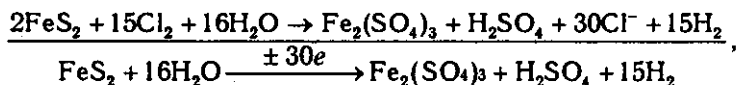
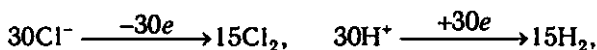
мянутые методы могут успешно сочетаться с кучным выщелачиванием благородных металлов, вследствие этого повышается экономическая эффективность КВ.

14.4.1. ЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ СУЛЬФИДОВ

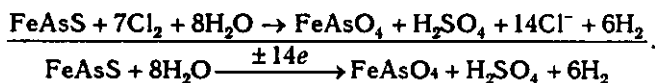
Суть электрохимического окисления пирита и арсенопирита, ассоциирующих ионно-дисперсное золото, заключается в разложении сульфидов при протекании постоянного электрического тока через минеральные суспензии в растворах кислот или щелочей.

Химизм процесса электрохимического окисления сульфидов в суспензии хлоридного раствора может быть приведен в виде следующих реакций:

для пирита



для арсенопирита



При электролизе раствора хлорида натрия на аноде образуется хлор, который и растворяется в кислом растворе. На катоде параллельно протекает процесс восстановления катионов водорода. При этом с выделением водорода на катоде связано также образование гидроксида в растворе электролита.

Молекулярный хлор, присутствующий в растворе, взаимодействует с сульфидом, который находится в том же растворе в виде суспензий. Пирит и арсенопирит окисляются хлором с образованием солей железа, серной кислоты и арсенат-аниона, а молекулярный хлор восстанавливается в хлорид. Хлорид постоянно регенерируется на аноде в хлор и таким образом является переносчиком электронов при окислении сульфидов.

При электролитическом окислении сульфидов в отношении пирита к арсенопириту 3 к 1 установлено, что скорость их окисления прямо пропорциональна объемной плотности тока и достигает максимума при 10 А/л, тогда как последующее повышение плотности тока приводит к замедлению процесса вследствие образования пленки гидроксида железа на поверхности сульфидов, которая тормозит доступ окислителя к сульфидной поверхности.

Для определения оптимальных условий электролитического окисления сульфидов найден критерий процесса, которым является отношение объемной плотности тока к поверхности сульфида. Полученный критерий позволяет моделировать электролитическое окисление сульфидов в зависимости от объема переработки руды и расхода электроэнергии. Экспериментально установлено, что при значениях критерия для пирита и арсенопирита, равных 103 и 35 А/м², достигают максимальных скоростей окисления пирита и арсенопирита 0,835 и 0,270 г/(м²·мин) соответственно. При выборе оптимальных условий в случае окисления сульфидов в смеси необходимо ориентироваться на критерий для арсенопирита. Оптимальная концентрация хлорида натрия — 200–300 г/л. Электролитическая обработка сульфидных руд драгоценных металлов сопровождается переходом последних в хлоридный раствор, что, в свою очередь, приводит к их частичному выделению на катоде.

Поведение золота и серебра различно в процессе электролитической обработки сульфидных руд. Максимальное извлечение серебра из обрабатываемых руд достигают при меньших расходах электроэнергии, нежели золота. Причиной этого является тот факт, что сульфиды серебра легче и быстрее электролитически окисляются по сравнению с золотосодержащими сульфидами (пиритом и арсенопиритом). Для хлоридных комплексов золота восстановителями являются катионы двухвалентного железа и сульфиды, присутствие которых в пульпе и есть причина невысокого содержания золота в растворе. Принципиальная схема электролитической переработки упорных сульфидных руд показана на рис. 14.9.

Для устранения протекания вторичных процессов перехода благородных металлов в жидкую фазу, как это имеет место при использовании хлоридных растворов, предложен метод электрохимического выщелачивания в растворе едкого натра.

При изучении кинетики электрохимического выщелачивания арсенопирита и пирита растворами едкого натра было установлено, что при температуре выше 50 °С процесс протекает в кинетической области. При более низких температурах вследствие увеличения плотности продуктов окисления, образующихся на поверхности минералов, процесс переходит в область внутренней диффузии.

Исследования по окислению мономинеральных фракций арсенопирита и пирита показали, что скорость растворения суспензии арсенопирита в 1,4 раза больше, чем пирита. В полиминеральной суспензии скорость окисления арсенопирита увеличивается, а пирита, наоборот, снижается. Повышение в растворах концентрации сульфата натрия — продукта разложения сульфидов — приводит к снижению скорости их выщелачивания. Механизм электрохимического выщелачивания арсенопирита и пирита в растворах едкого натра складывается из ряда последовательно протекающих стадий. В начальный период окисления сера, переходя в жидкую фазу, образует целый ряд возможных соединений с кислородом, но продолжитель-

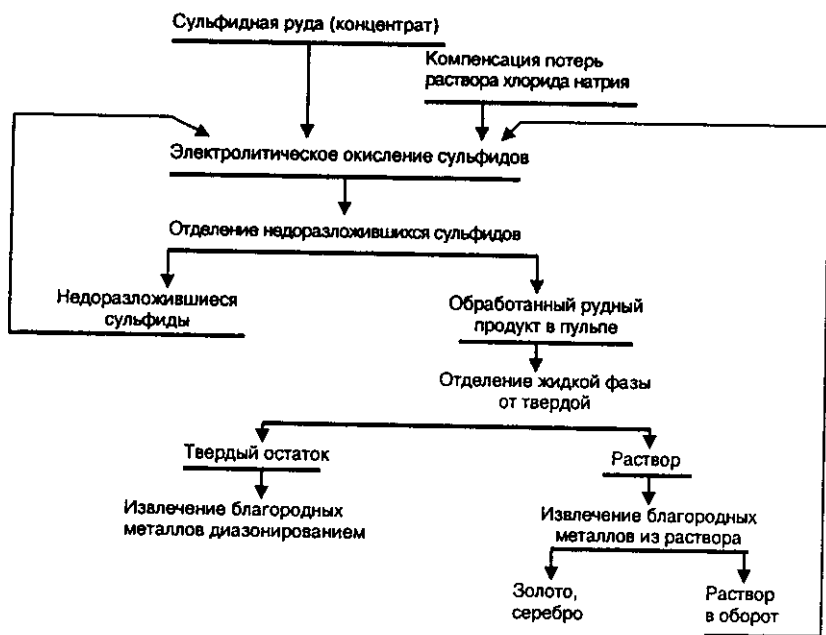
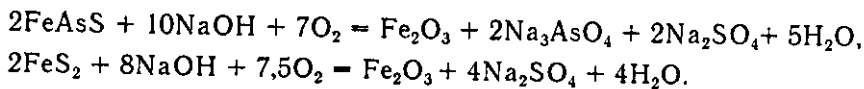


Рис. 14.9. Схема переработки упорных сульфидных руд

ность существования большинства из них вследствие окислительной среды в электролизере ограничена, и в зависимости от условий окисления и продолжительности процесса 80–98 % серы окисляется до сульфат-иона. Мышьяк переходит в раствор в трех- и пятивалентной форме. В щелочной среде в присутствии окислителя гидроксид двухвалентного железа окисляется до трехвалентного, а затем переходит в более устойчивое соединение Fe_2O_3 . Схематично процесс электрохимического окисления можно описать следующими основными уравнениями:



При этом наряду с сульфатом натрия образуется сульфит натрия Na_2SO_3 , тиосульфат натрия $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$, а также другие соединения $\text{Na}_n(\text{S}_x\text{O}_y)$.

Оптимальные скорости выщелачивания обоих минералов достигаются при концентрации едкого натра 2,5–3,75 моль/л и температуре раствора не ниже 50–60 °С. Окисление концентратов в оптимальных условиях позволило выщелочить до 72–87 % арсенопирита и 45–83 % пирита, в результате чего было получено содержание золота в хвостах цианирования остатков выщелачивания на уровне переработки концентратов по схеме обжиг–цианирование огарков.

В процессе кучного выщелачивания упорных золотосодержащих руд предусматривают их предварительную электрохимическую обработку в диафрагменных электролизерах в условиях электролитического окисления в щелочной среде с последующим формированием штабеля из твердого остатка, его орошением щелочным раствором из катодного пространства электролизера и последующим цианированием золота. Эффективность извлечения золота достигает 75–80 %.

Данный метод, хотя и эффективен, однако его реализация сдерживается высокой энергоемкостью (до 30 кВт·ч/т руды), периодичностью процесса и сложностью аппаратного оформления.

Наиболее перспективен бездиафрагменный метод обработки рудного материала, обеспечивающий высокую интенсивность протекания анодных и катодных процессов как на границе срастания, так и в объеме сульфидов, при расходах электроэнергии от 1 до 3 кВт·ч/т руды.

Электрохимическую обработку (ЭХО) рудного сырья, сформированного в виде штабеля, осуществляют системой просечных электродов, выполненных из нержавеющей стали марки X18H10T и расположенных параллельно основанию штабеля на расстоянии 10–15 см друг от друга. Питание электродов осуществляется от выпрямителя с чередованием положительно и отрицательно заряженных электродов при объемной плотности тока 5–10 А/м³.

Процесс разупрочнения (вскрытия) золотосодержащих пиритов и арсенопиритов изучали с использованием коллекции минералов различных месторождений. Лабораторные эксперименты проведены на образцах пирита Кургашинканского (Узбекистан) и Карабашского (Россия) и арсенопирита Чармитанского (Казахстан) и Нежданинского (Россия) месторождений, различающихся по состоянию поверхности, окисленности и содержанию примесных элементов. Схема установки электрохимической обработки минеральных суспензий изображена на рис. 14.10.

Основная минеральная фаза проб представлена пиритом с примесью кварца (кургашинканский и карабашский пириты) и халькопирита (карабашский пирит). Арсенопириты Чармитанского и Нежданинского месторождений содержат примеси кварца и халькопирита.

Содержание золота в изучаемых пиритах, по данным спектрального анализа, составляло до 10 г/т. Основными примесными элементами были следующие: кремний (до 5 %), мышьяк (до 5 %), медь (в карабашском пирите установлено содержание меди до 1,5 %) и алюминий. Пробы арсенопиритов примерно одинаковы по своему элементному составу и отличаются только содержанием золота: до 100 г/т в чармитанском и около 10 г/т в нежданинском. Содержание элементной серы на поверхности минералов составляло $0,34 \cdot 10^{-5}$ и $1,02 \cdot 10^{-5}$ моль/г в кургашинканском и карабашском пирите соответственно, $0,13 \cdot 10^{-5}$ и $0,83 \cdot 10^{-5}$ моль/г — в чармитанском и нежданинском арсенопирите.

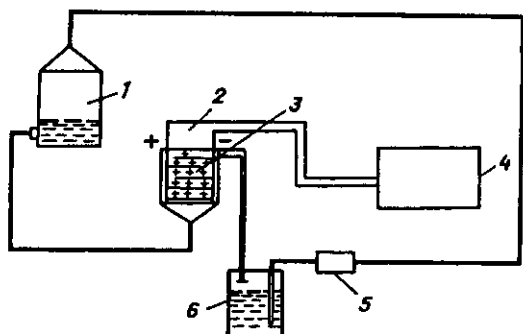


Рис. 14.10. Схема экспериментальной лабораторной установки для электрохимической обработки суспензий

2, снабженную горизонтально расположенными электродами 3, которые были подключены к выпрямителю постоянного тока 4. После контакта с рудой технологический раствор поступал в емкость 6, из которой его перекачивали насосами 5 в основную емкость 1.

Разность потенциалов на электродах составляла 6–8 В, объемная плотность тока $i_V = 0,5-0,8$ А/л, время обработки рудной массы – 10 мин.

Основные электрохимические реакции, протекающие на сульфидах, приведены в табл. 14.15.

Разложение золотосодержащих сульфидов контролировали по изменению микроструктуры поверхности минералов и ионного состава жидкой фазы.

Исследование микроструктуры поверхности обработанных образцов показало образование пор и зон травления при всех видах обработки. Однако процессы выщелачивания на представленных образцах пиритов протекают неодинаково.

Данные рентгенофазового анализа подтверждают образование новых фаз: магнетита, гематита, люцитона и скородита.

Происходящие изменения структуры минерала сопровождаются повышением его пористости. Коэффициент проницаемости исходного кургашинканского пирита класса $-100+80$ мкм составляет $0,5 \text{ см}^2/(\text{мин}\cdot\text{см}^3)$. После воздействия 3%-ным раствором H_2SO_4 проницаемость образца возросла до $2,0 \text{ см}^2/(\text{мин}\cdot\text{см}^3)$. Образцы после электрохимических обработок без реагентов и в растворах H_2SO_4 и NaOH характеризуются значениями проницаемости 1,8, 3,1 и $2,7 \text{ см}^2/(\text{мин}\cdot\text{см}^3)$ соответственно.

Общая тенденция вскрытия сульфидов подтверждается результатами изменения ОВП, pH и концентрации железа и мышьяка в жидкой фазе при химической и электрохимической обработке пиритмышьяковистого концентрата (рис. 14.11, 14.12).

Технологические эксперименты по оценке влияния электрохимической обработки на последующее цианирование упорных золотосодержащих продуктов проведены на флотогравиционном концентрате Нежданнинского месторождения.

Подготовленные технологические растворы ($\text{H}_2\text{SO}_4 - 2\%$, $\text{NaOH} - 3\%$) подавали из емкости 1 в рабочую ячейку

Редокс-процессы, протекающие на поверхности сульфидов и оксидов железа

Уравнение реакции	pH	Е, В	$\frac{\partial E}{\partial(\text{pH})}$, мВ	Минерал
<i>Катодные процессы</i>				
$\text{S} + 2\text{H}^+ + 2\text{e} \rightarrow \text{H}_2\text{S}$	0,3–7	0...–0,5	–60	FeS_2 , FeS
$\text{Fe}(\text{OH})_3 + 3\text{H}^+ + \text{e} \rightarrow \text{Fe}^{2+} + 3\text{H}_2\text{O}$	3–5,5	0...–0,2	–180	Fe_2O_3 , Fe_3O_4 , FeS_2 , FeS
$\text{Fe}(\text{OH})_3 + \text{H}^+ + \text{e} \rightarrow \text{Fe}(\text{OH})_2 + 3\text{H}_2\text{O}$	5,5–13	–0,3...–0,9	–60	Fe_2O_3 , Fe_3O_4 , FeS_2 , FeS
$\text{S} + \text{H}^+ + 2\text{e} \rightarrow \text{HS}^-$	7–13	–0,55...–1,0	–30	FeS_2 , FeS
$\text{FeS}_2 + 2\text{H}^+ + 2\text{e} \rightarrow \text{FeS} + \text{H}_2\text{S}$	5–9	–0,75...–0,95	–60	FeS_2
$\text{FeS}_2 + \text{H}^+ + 2\text{e} \rightarrow \text{FeS} + \text{HS}^-$	9–13	–0,95...–1,05	–30	FeS_2
$\text{FeS} + 2\text{H}^+ + 2\text{e} \rightarrow \text{Fe} + \text{H}_2\text{S}$	5–9	–0,9...–1,0	–60	FeS_2 , FeS
$\text{FeS} + \text{H}^+ + 2\text{e} \rightarrow \text{Fe} + \text{HS}^-$	9–13	–1,0...–1,1	–30	FeS_2 , FeS
$\text{Fe}(\text{OH})_2 + 2\text{H}^+ + \text{e} \rightarrow \text{Fe} + 2\text{H}_2\text{O}$	5,5–13	–1,2	–60	Fe_2O_3 , Fe_3O_4 , FeS_2 , FeS
<i>Анодные процессы</i>				
$\text{H}_2\text{S} - 2\text{e} \rightarrow \text{S} + 2\text{H}^+$	0,3–3	0...–0,1	–60	FeS_2 , FeS
$\text{Fe} + \text{S}^{2-} - 2\text{e} \rightarrow \text{FeS}$	3–5,5	–0,9	0	FeS
$\text{FeS} + \text{S}^{2-} - 2\text{e} \rightarrow \text{FeS}_2$	3–5,5	–0,9	0	FeS_2
$\text{Fe} + 2\text{H}_2\text{O} - 2\text{e} \rightarrow \text{Fe}(\text{OH})_2 + 2\text{H}^+$	3–5,5	–0,65	–60	Fe_2O_3 , Fe_3O_4
$\text{Fe}(\text{OH})_2 + \text{H}_2\text{O} - \text{e} \rightarrow \text{Fe}(\text{OH})_3 + \text{H}^+$	3–13	–0,6...–0,15	–60	Fe_2O_3 , Fe_3O_4
$\text{FeS}_2 + 3\text{H}_2\text{O} - 3\text{e} \rightarrow \text{Fe}(\text{OH})_3 + 2\text{S} + 3\text{H}^+$	3–13	–0,6...–0,15	–60	FeS_2 , FeS
$\text{FeS} + 3\text{H}_2\text{O} - 3\text{e} \rightarrow \text{Fe}(\text{OH})_3 + \text{S} + 3\text{H}^+$	3–13	–0,6...–0,15	–60	FeS

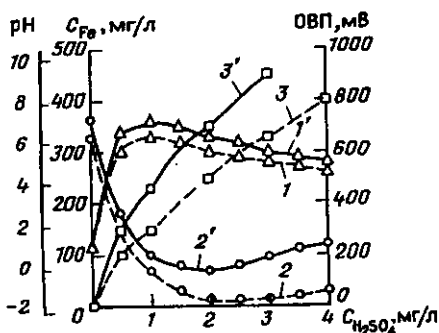


Рис. 14.11. Изменения ОВП (1, 1'), pH (2, 2'), концентрации железа C_{Fe} (3, 3') в жидкой фазе пульпы воронцовского концентрата при химическом (1, 2, 3) и электрохимическом (1', 2', 3') вскрытии в зависимости от концентрации H_2SO_4

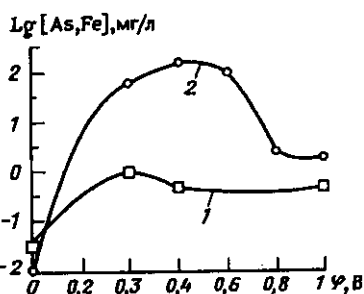


Рис. 14.12. Зависимости выщелачивания Fe (1) и As (2) от потенциала φ при электрохимической обработке концентрата месторождения Бакырчик (Казахстан) в растворе 3%-ного NaOH

Влияние способа и параметров электрохимических воздействий на показатели цианидного извлечения золота из концентрата Нежданнинского месторождения

Способ вскрытия	Условия обработки*	Извлечение, %
Без вскрытия	Прямое цианирование	52,8
Химический	2%-ным раствором H_2SO_4	76,2
	3%-ным раствором H_2SO_4	78,2
	3%-ным раствором NaOH	67,3
Электрохимический и комбинированный	Электрохимическая обработка (ЭХО) без реагентов ($i_V = 8A/л, U=17 В$)	81,8
	ЭХО в 2%-ном растворе H_2SO_4 ($i_V=8A/л, U=5 В$)	82,6
	ЭХО в 3%-ном растворе H_2SO_4 ($i_V=8A/л, U=4 В$)	84,7
	ЭХО в 2%-ном растворе NaOH ($i_V=8A/л, U=6 В$)	79,6
	ЭХО в 3%-ном растворе NaOH ($i_V=8A/л, U=5 В$)	84,1

* Режим обработки: Т:Ж = 1:2; $t = 30$ мин.

Разупрочнение минеральной матрицы при химическом и электрохимическом вскрытии облегчает доступ цианидного раствора к поверхности золотин, тем самым интенсифицируя извлечение золота в раствор. Результаты последующего за вскрытием цианирования показывают (табл. 14.16), что предварительное вскрытие различными методами позволяет повысить извлечение золота до 67,3–84,7 %, причем максимальный эффект получен при комбинированной химико-электрохимической обработке.

Извлечение золота при кислотной электрохимической обработке составляет 84,7 %, а интенсификация процесса цианирования предварительным электрохимическим вскрытием в среде 3%-ного раствора NaOH позволяет извлечь 84,1 % золота. Несмотря на некоторое снижение извлечения, щелочная электрохимическая обработка по сравнению с электрохимической кислотной более предпочтительна по экологическому критерию из-за образования в кеках нерастворимого мышьяковистого осадка – скородита.

Опытно-промышленные испытания технологии электрохимического вскрытия проводили в период 1994–1995 гг. на базе межгосударственного концерна "Южполиметалл".

Переработку упорной золотосодержащей пирит-арсенопиритовой руды осуществляли на пробе массой 500 кг. Для дополнительного вскрытия тонкодисперсного вкрапленного золота рудную массу в течение 14 ч подвергали электрохимической обработке при плотности тока $i_V = 0,9 \pm 1,5 A/л$. После завершения электрохимического вскрытия выполняли цианирование руды в течение 96 ч при содержаниях цианида натрия 0,15 % и свободной щелочности 0,025 % с последующим осаждением золота на активированном угле.

В сравнении с обычной технологией выщелачивания использование дополнительного электрохимического вскрытия обеспечило при-

рост извлечения золота с 60,8 до 78,2 % при сокращении расхода реагентов на 20 %.

Результаты исследований по влиянию электрохимических воздействий на состав, физико-химические и технологические свойства золотосодержащих мономинеральных фракций и концентратов свидетельствуют о следующем:

- использование комбинированной химико-электрохимической обработки приводит как к фазовым (в кислой среде), так и структурным (в щелочной среде) изменениям мономинеральных фракций пирита;

- разупрочнение золотосодержащего агрегата в условиях комбинированного химико-электрохимического вскрытия протекает как за счет выщелачивания, так и вследствие образования новых фаз и микротрещин в кристаллической решетке сульфида, что в комплексе обеспечивает увеличение проницаемости от двух до шести раз;

- при электрохимическом вскрытии фазовые и структурные изменения вмещающих минералов обеспечивают прирост извлечения золота при последующем цианировании.

Электрохимическая интенсификация вскрытия сульфидов открывает широкие возможности создания современных технологий переработки упорных золотосодержащих руд и продуктов их обогащения в варианте кучного химико-электрохимического выщелачивания.

14.4.2. ВОЗДЕЙСТВИЕ ЭНЕРГИИ УСКОРЕННЫХ ЭЛЕКТРОНОВ НА ДЕЗИНТЕГРАЦИЮ И ВСКРЫТИЕ МИНЕРАЛЬНЫХ КОМПЛЕКСОВ

Комплексные исследования по использованию энергии ускоренных электронов для интенсификации измельчения, проводимые в ИПКОН РАН и СО РАН, показали высокую технологическую и экономическую эффективность данного метода как в процессах рудоподготовки, так и в основных технологических операциях первичной переработки минерального сырья (табл. 14.17).

Изучение воздействия энергии ускоренных электронов на минералы-полупроводники (сульфиды, оксиды) и диэлектрики (кварц, кальцит) и анализ физической модели процесса позволили установить различный механизм их заряжания при данных уровнях энергий (рис. 14.13).

Для проводников характерно преобладание стока заряда над заряданием. Например, при облучении галенита пучком 1,5 МэВ с плотностью тока 2 мкА/см² (см. рис. 14.13,а) за период времени 10 нс устанавливается равновесие между притоком и стоком заряда, в результате чего зарядание образца останавливается на очень низком уровне, не более 10⁻¹³ Кл/см³, и дальнейшее накопление заряда не наблюдается.

В высокоомных диэлектриках зарядание происходит по другой схеме. Скорость накопления заряда в них определяется равновесием между притоком заряда и проводимостью, наведенной под воздейст-

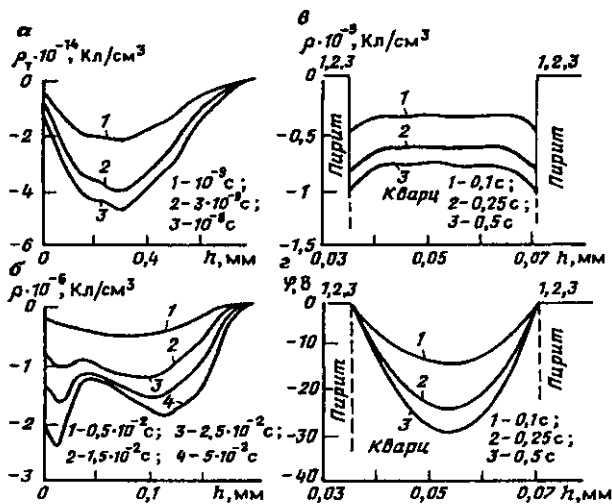
Технологические эффекты, достигаемые при облучении руд пучком электронов перед измельчением

Руды	Оптимальная доза облучения, Мрад	Технологические эффекты	
		Производительность измельчения	Селективность разделения в последующих операциях
<i>Михайловские железистые кварциты</i>			
Труднообогащенные окисленные Легкообогащаемые магнетитовые	0,14	Для обоих типов руд увеличилась в 1,7–2 раза	Извлечение железа из обоих типов руд возросло на 3 % при увеличении качества концентрата на 1,9 % и 0,8 % соответственно
	0,40		
<i>Полиметаллические сульфидные руды</i>			
Акжалские свинцово-цинковые	0,50	Увеличилась на 25 %	Увеличилось извлечение цинка на 7 % и свинца на 5 % при улучшении качества обоих концентратов на 5 %; содержание цинка в свинцовом концентрате снизилось на 10 %
Учалинские и узельгинские медно-цинковые	0,40	Для обоих типов руд выход готового класса –0,044 мм повысился на 8,8 и 15,2 % соответственно	В цикле коллективной флотации увеличилась скорость флотации сульфидов меди и цинка: извлечение меди повысилось на 4,5 %, а цинка на 10,8 %
Норильские медно-никелевые	0,40	Выход класса –0,045 мм при измельчении в течение 30 мин повысился на 4,8 %	Соотношение содержания меди и никеля в медном концентрате возросло с 3 до 11
<i>Руды Салаирского месторождения</i>			
Баритовые руды	0,60	Увеличилась на 30 %	Извлечение барита возросло на 3–4 % при сохранении качества концентрата
Золотосодержащие руды	0,10	Увеличилась на 20 %	Повысилась концентрация золота во флотационном концентрате с 24 до 32 г/т при увеличении извлечения на 15 %

вием облучения. Накапливающийся заряд может создавать электрические поля напряженностью 10^3 – 10^4 В/см, достигающей величины, при которой возникает пробой (см. рис. 14.13,з).

С уменьшением электропроводности все большую роль играет радиационная проводимость. При этом возрастает заряд и увеличивается время достижения стационарного состояния. Из рассмотренных минералов последнее особенно характерно для кварца. В случае высокоомных минералов возможность накопления заряда ограничивается не током проводимости, а их электрической прочностью. Происходит сброс избыточного заряда по каналам пробоя. За пробоем опять следует этап накопления заряда до следующего пробоя.

Рис. 14.13. Распределение объемной плотности заряда ρ_{Σ} (а-в) и электрического потенциала ϕ (ε) в минералах при облучении их пучком электронов в течение различного периода времени при разной глубине проникновения h : а — галенит, б — сфалерит, в, г — кварц, включенный в пирит



Разряд носит пульсирующий характер, при этом может возникать система микротрещин, разрастающаяся после каждого импульса разряда и приводящая к разупрочнению минеральных ассоциатов. Таким образом, в процессе облучения минеральных агрегатов на границе срастания минералов-полупроводников и диэлектриков за время 10 нс возникают разряды, приводящие к повышению как эффективности, так и селективности процессов измельчения.

Серийно выпускаемые в России ускорители электронов марок ИЛУ и ЭЛВ позволяют облучать пучком электронов руду непосредственно на конвейерных лентах. Причем благодаря быстрому, за доли секунды, заряданию диэлектрических включений энергозатраты на обработку электронным пучком незначительны, а производительность операции ограничена, как правило, только производительностью конвейеров.

Перспектива использования данного метода для интенсификации вскрытия упорных золотосодержащих руд в условиях их кучного выщелачивания обусловлена высокой эффективностью дезинтеграции минеральных комплексов (см. табл. 14.17) и возможностью

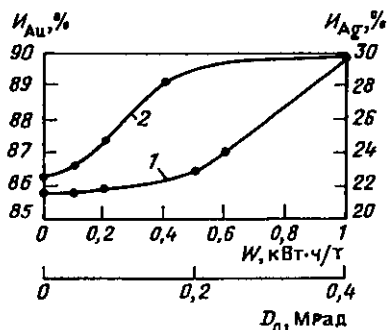


Рис. 14.14. Влияние воздействия энергии ускоренных электронов на показатели цианирования нежданнинского золотосодержащего гравитационного концентрата:

1 — золото; 2 — серебро; I_{Au} и I_{Ag} — извлечение золота и серебра; W — расход электроэнергии; D_0 — доза облучения

создания дополнительных дефектов и микротрещин в сульфидах, что повышает вероятность доставки продуктивных растворов к тонко-ассоциируемому золоту в сульфидах.

Данный факт был подтвержден экспериментами по выщелачиванию золота из нежданнинского гравитационного концентрата в зависимости от дозы облучения (рис. 14.14). При дозе облучения 0,2–0,4 Мрад извлечение золота возросло с 86 % до 90 % и серебра с 23 % до 30 %.

В дальнейших исследованиях был проведен сопоставительный анализ различных видов воздействия (химический, электрохимический и энергия ускоренных электронов) на цианирование концентрата и доказана более высокая эффективность электронного облучения руд (рис. 14.15).

Режимы цианирования золотосодержащего гравитационного концентрата из руды Нежданнинского месторождения приведены ниже.

Организации, в которых проводили исследования	ТулНИГП	ЦНИГРИ
Крупность, мкм	–100	–100
Ж:Т	2:1	4:1
NaCN, %	–	0,2 (5,2 кг/т)
KCN, %	–0,1	–
CaO, %	0,2–0,3	0,1–0,2 (6 кг/т)
BaO ₂ , кг/т	–	0,52
Pb(NO ₃) ₂ , кг/т	–	0,2
Время цианирования, ч	24	18–24–48

Примечание. В опытах с обработкой концентрата ускоренными электронами расход извести составил 4 кг/т.

Как видно из диаграммы (см. рис. 14.15), любой вид воздействия приводит к повышению извлечения золота в раствор при его цианировании, но лучшие показатели были достигнуты при комбинированном воздействии энергии ускоренных электронов на материал, смоченный (Т:Ж=2:1) раствором H₂SO₄ (0,4N) – IХ и XI серии опы-

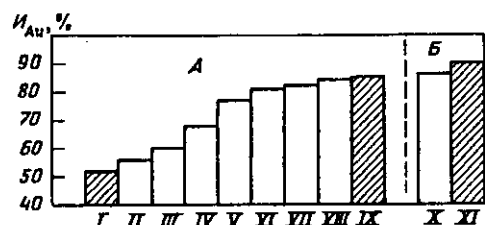


Рис. 14.15. Диаграмма зависимости извлечения золота $I_{Ан}$ из нежданнинского гравитационного концентрата (–100 мкм) от условий подготовки его к цианированию:

I – без химических и энергетических воздействий; II – доизмельчение материала до –63 мкм; III – фотоплазмодинамический разряд

(ФПДР); IV – химическое воздействие щелочью (3%-ный NaOH); V – химическое воздействие кислотой (3%-ная H₂SO₄); VI – электрохимическое воздействие в водной среде; VII – электрохимическое воздействие в щелочной среде; VIII – электрохимическое воздействие в кислой среде; IX – обработка ускоренными электронами концентрата, смоченного кислотой (2%-ная H₂SO₄); X – химическое воздействие кислотой (2%-ная H₂SO₄); XI – обработка ускоренными электронами концентрата, смоченного кислотой (2%-ная H₂SO₄); А (I–IX) – цианирование – 24 ч; Б (X–XI) – цианирование – 48 ч

тов. Заслуживают внимания следующие интересные факты, которые имели место после воздействия ускоренными электронами:

- потребность в извести снижается на 30 % (с 6 до 4 кг/т);
- по мере увеличения времени цианирования извлечение золота и серебра растет, а при стандартных условиях уменьшается.

Немаловажным фактором является также то, что наилучшего показателя извлечения золота (около 90 %) достигают при весьма малых дозах энергии — 0,4 Мрад (1 Мрад = 10 Дж) и затрат электроэнергии — 1 кВт·ч/т исходного сырья.

Промышленная реализация данного метода при кучном выщелачивании золотосодержащих руд предусматривает следующую технологическую цепочку: подготовка рудной массы → транспортирование и облучение на ленте рудной массы → формирование штабеля кучного выщелачивания → вскрытие рудной массы → цианирование.

Таким образом, использование энергии ускоренных электронов для вскрытия упорных золотосодержащих концентратов может рассматриваться как перспективная и экологически чистая технология разупрочнения рудного сырья, заслуживающая большего внимания в плане ее дальнейшего совершенствования и перспектив прикладного использования в горно-рудной промышленности.

14.4.3. ВСКРЫТИЕ УПОРНЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД ПРИ ВОЗДЕЙСТВИИ МОЩНЫХ ЭЛЕКТРОМАГНИТНЫХ ИМПУЛЬСОВ

Данный цикл исследований был обусловлен необходимостью изыскания и теоретического обоснования такого вида воздействий, который, с одной стороны, позволял бы эффективно вскрыть сульфиды без нагревания вещества, т.е. повышения к.п.д. процесса, а, с другой, — мог бы заменить высокоэнергоемкие обжиг и автоклавное вскрытие руд и технологически вписаться в процесс извлечения благородных металлов из руд и продуктов их обогащения.

Идея использования мощных электромагнитных импульсов (с фронтом импульса 10^{-8} с) для вскрытия упорных золотосодержащих руд и технология реализации нового метода принадлежит коллективу авторов ИПКОН РАН и ИРЭ РАН.

Возможные механизмы дезинтеграции частиц обусловлены следующими физическими процессами, возникающими при воздействии на данную среду электромагнитного импульса с высокой напряженностью электрического поля E (табл. 14.18).

При напряженности электромагнитного поля, которая превышает критическую величину, называемую электрической прочностью $E_{пр}$ [например, для кварца $E_{пр} \approx (2+3)10^6$ В/см], в твердом диэлектрике развивается электрический пробой, сопровождающийся возникновением электрического тока в узком канале (токовой нити). Образование нити или шнурование тока обусловлено сильной нелинейностью вольтамперной характеристики среды в условиях электрического пробоа. Так как среда, подвергаемая электромагнитному импульсу

Воздействие мощными электромагнитными импульсами и возможные механизмы дезинтеграции частиц руды

Режим (параметры) воздействия	Физические процессы в руде
$E_A > E_{пр}, В/м,$ $\tau_{фронта-имп} < \tau_{искр.газ.разряда}, нс,$ $t_{длит.имп} \ll t_{теплообмена}, нс$ $E_A \geq 10^7 В/м,$ $\tau_{фронта-имп} \approx 1+5, нс,$ $t_{длит.имп} \approx 5+200 нс$ Воздействие серии импульсов	Электрический пробой с образованием токовой нити — шнурование тока: испарение вещества материала; повышение давления в локальных областях; образование сквозного канала пробоя в местах неоднородности среды, связывающего частицы благородных металлов между собой и с поверхностью, — разупрочнение минеральной матрицы Образование множественных каналов пробоя и микротрещин в виде дендритов Электротепловой пробой — перераспределение тепла по объему материала: перегрев; оплавление и спекание частиц; закрытие каналов пробоя Искровой разряд в воздушном зазоре между электродами
$E_A \geq E_{пр}, В/м$ $\tau_{фронта-имп} < \tau_{искр.газ.разряда}, мкс,$ $t_{длит.имп} \approx t_{теплообмена}, мкс$	
$E_A \leq E_{пр}, В/м$ $\tau_{фронта-имп} \geq \tau_{искр.газ.разряда}, мкс$	

ному воздействию, состоит из отдельных несвязанных частиц, возможна ситуация, когда основной ток разряда пойдет по воздушным зазорам между частицами, не затрагивая их внутренний объем. Этого можно избежать при использовании импульсов с коротким (около 1 нс) фронтом $\tau_{фронта-имп}$ и амплитудой E_A , существенно превосходящей электрическую прочность вещества в статическом поле. При таком воздействии пробой по газовым (воздушным) зазорам между частицами не успевает развиться из-за значительного времени $\tau_{искр.газ.разр}$ необходимого для ионизации газа вдоль узкого сильно искривленного пути. Основным каналом протекания тока станет менее инерционный пробой твердого диэлектрика.

При протекании тока по токовому шнуру происходит выделение энергии. В начальный момент ($\sim 1+50$ нс) процесс можно считать адиабатическим, и энерговыведение в шнуре приводит к испарению вещества, резкому повышению давления и в конечном итоге к разрушению вещества с образованием сквозного канала пробоя. Если разряд поддерживают и далее ($t_{длит.имп} \approx t_{теплообмена}$), то выделяющееся тепло начинает перераспределяться по объему вещества и может привести к отрицательным эффектам: перегреву, спеканию частиц, оплавлению поверхности частиц и закрытию образовавшихся микроразрывов, что в дальнейшем затруднит доступ выщелачивающего раствора внутрь частиц.

Электрическая прочность материалов, близких к тем, которые могут входить в состав подвергаемых воздействию минеральных компонентов, изменяется в широких пределах. Она может уменьшаться

в десятки раз из-за наличия неоднородностей. Неоднородность среды, особенно присутствие электропроводящих включений, существенно облегчает развитие пробоя из-за повышения напряженности электрического поля в областях локализации неоднородностей. Поэтому образующиеся каналы будут преимущественно связывать примеси благородных металлов между собой и с поверхностью, что существенно повысит эффективность последующей обработки химическими реагентами. Для образования достаточного количества каналов потребуется воздействие большого числа импульсов. При повторяющемся воздействии частичных разрядов в твердых диэлектриках вследствие развития диссипативных процессов образуются дендриты — древовидные фрактальные структуры, ветви которых представляют собой области нарушения сплошности (повреждения) разрушаемого от импульса к импульсу материала.

Связь мощности P , выделяющейся в разряде, и напряженности поля E имеет нелинейный характер: $P = \alpha E^n$, где $n = 10-16$, в зависимости от конкретного вещества. Если пробой происходит в режиме частичного разряда, когда протекающий заряд определяется поляризацией обрабатываемого вещества, то полная выделяющаяся энергия в отдельной частице вещества пропорциональна квадрату средней напряженности поля: $W = \beta E^2$, где β зависит от размеров, формы и диэлектрических свойств частицы. Образование поврежденных произойдет, если этой энергии хватит для сублимации вещества в канале, а время, за которое она выделяется, будет существенно меньше времени, необходимого для теплопередачи и рассеяния тепла в окружающих областях. При режиме сквозного пробоя необходим подбор оптимального сочетания напряженности поля и длительности протекания тока.

Таким образом, для обеспечения эффективного воздействия необходимо создание источников электромагнитных импульсов с коротким (~ 1 нс) фронтом, длительностью $t_{\text{длит.имп}}$ около 1–50 нс и напряженностью электрической компоненты поля на уровне 10^5 В/см. При этом воздействие представляет собой либо видеоимпульс, либо радиоимпульс, т.е. он имеет высокочастотное наполнение, например, в микроволновом диапазоне длин волн. Это может дать определенные преимущества благодаря простоте и разнообразию возможностей подвода энергии электромагнитного излучения СВЧ-диапазона к обрабатываемому веществу. Такие источники радиоимпульсов уже разработаны и обладают мощностью до 10^{10} Вт. При оценке плотности мощности, необходимой для реализации данного способа воздействия при напряженности электрического поля в 10^5 В/см, получаем величину $\sim 10 \cdot 10^5$ МВт/см², которая вполне реализуема с помощью приборов релятивистской сильноточной электроники.

Воздействие мощными электромагнитными импульсами на минеральные частицы проводили в лабораторных условиях на модульной установке, состоящей из источника высоковольтного напряжения, генерирующего импульсы с амплитудой 150 кВ, длительностью им-

пульсов порядка 10 нс и длительностью фронта около 5 нс; частота повторения импульсов 10–20 Гц. [Промышленные генераторы импульсов могут иметь и большее напряжение (вплоть до 1–2 МВ)].

Обрабатываемый материал помещали между двумя дискообразными электродами диаметром 120 мм, расстояние между которыми можно было менять в широких пределах для обеспечения необходимой напряженности электрического поля.

Расстояние между электродами много меньше диаметра, что обеспечивало достаточную однородность электрического поля между ними. На данной установке с помощью регулировки зазора между электродами удавалось обеспечить амплитуду напряженности электрической компоненты поля $E_A \approx 1+50$ МВ/м.

Исходный материал в виде навески золото- и серебросодержащего минерального сырья помещали между электродами и подвергали воздействию электромагнитным импульсом с заданными параметрами и частотой повторения 10–20 Гц. Число импульсов изменяли в зависимости от условий опытов. Посредством регулирования расстояния между электродами устанавливали амплитуды напряженности электрической компоненты электромагнитного поля, которую для используемых образцов материала изменяли в пределах 15–50 МВ/м. Таким образом, амплитуда напряженности электрического поля оказывалась больше электрической прочности руды (10 МВ/м), а длительность фронта (5 нс) меньше времени формирования искрового разряда (10–20 нс) в воздушном зазоре, равном толщине обрабатываемого слоя материала (3–5 мм). Затем материал подвергали выщелачиванию. В другом случае воздействовали на компактные макрообразцы размерами около $10 \times 10 \times (3-6)$ мм из золотосодержащих пирита и арсенопирита.

Для подтверждения развиваемых модельных представлений исследовали влияние периодически следующих мощных электромагнитных импульсов на структуру и электрофизические свойства поверхности кристаллографического скола макрообразца пирита (FeS_2) и поверхности шлифа арсенопирита (FeAsS), а также на состояние частиц гравитационного концентрата Нежданинского месторождения.

Образец пирита (FeS_2 ; содержание примесей: As – 0,1 %, Cu – 0,14 %, Ni – 0,5 % и Au – 10 г/т) размерами около $8 \times 8 \times 6$ мм помещали между рабочими электродами таким образом, чтобы поверхность скола была ориентирована перпендикулярно силовым линиям поля. В другом случае воздействию подвергали поверхность шлифа [плоскопараллельную кристаллографическую плоскость (002)] арсенопирита (FeAsS) Чармитанского месторождения (Казахстан). Геометрия электродов обеспечивала условие равномерности импульсного воздействия на поверхность образцов. Минералографические исследования структуры поверхностей до и после воздействия проводили средствами компьютеризированного оптического анализа изображений. Для пирита с использованием стандартных методик оп-

ределяли удельное сопротивление ρ и коэффициент термо-ЭДС $\alpha_{\text{т-эдс}}$ локальных участков поверхности.

Исходное состояние поверхности пирита [совпадающей по данным рентгенографического анализа с кристаллографической плоскостью (200)] было типичным для поверхности межплоскостного скола пирита и характеризовалось наличием параллельной штриховки, монокристаллических включений и неравномерно распределенных окисленных зон, а также отдельных протяженных отрезков границ сростков. Тип проводимости поверхности — p , содержание серы — $1,6 \cdot 10^{-5}$ моль/г.

На рис. 14.16,а показано компьютерное изображение поверхности скола пирита после воздействия серии импульсов (всего $1,25 \cdot 10^4$ импульсов), на котором выделено пять локальных областей размером около 9 мм^2 . Несмотря на то что в начальный момент времени воздействие импульсов на поверхность образца было равномерным, электрический пробой материала развивался в отдельных локальных областях преимущественно у неровностей краев образца (область 1) и вблизи границ сростков (области 2 и 5). На рис. 14.16,б показан вид "кратера" пробоя, имеющего внутреннюю структуру микроповреждений с ярко выраженной радиальной самоподобной симметрией. Вблизи кратера видна модулированная периодическая структура, образовавшаяся в приповерхностном слое материала, предположительно при распространении ударной волны. Также отмечено образование множественных макротрещин преимущественно по гра-



Рис. 14.16. Компьютерное изображение поверхности скола образца пирита, подвергнутого воздействию электромагнитных импульсов:

а — общий вид (цифры 1–5 — области проведения электрофизических измерений), б — "кратер" пробоя; в — раскрытие трещины по границам сростков

ницам сростков (см. рис. 14.16,б). В результате воздействия электрофизические свойства локальных областей пробоя претерпели существенные изменения. Так, для области 1 удельное сопротивление уменьшилось на 46,8 % с $47 \cdot 10^{-3}$ до $25 \cdot 10^{-3}$ Ом·м, а коэффициент термо-ЭДС — на 31,1 % со 169 до 116,5 мкВ/°С. В то же время для области 3 ρ составило $42 \cdot 10^{-3}$ Ом·м как до, так и после воздействия, а $\alpha_{т-ЭДС}$ уменьшился на 14,1 % со 163 до 140 мкВ/°С. Для поверхности в целом $\rho_{ср}$ полученное усреднением по пяти участкам, уменьшилось на 27,3 % с $44,7 \cdot 10^{-3}$ до $32,5 \cdot 10^{-3}$ Ом·м, а $\alpha_{т-ЭДС,ср}$ — на 24,3 % со 163 до 123,4 мкВ/°С.

На рис. 14.17 показано изображение локального участка поверхности шлифа арсениопирита до и после воздействия серии импульсов. В результате этого воздействия наблюдали образование многочисленных мелких дефектов поверхности характерной компактной формы, расположенных как вблизи естественных микротрещин и границ сростков, так и в областях, свободных от изначально существующих дефектов. Внутри некоторых вновь образующихся дефектов заключены частицы вторичных мелкодисперсных фаз. Такая форма и расположение дефектов свидетельствует об особенностях развития каналов пробоя внутри образца арсениопирита, по всей видимости, связывающих элементы вторичных примесных фаз между собой и с поверхностью.

Золото-серебросодержащий гравитационный концентрат из руды Нежданинского месторождения характеризуется как достаточно упорный, трудный для переработки традиционными методами объект, в котором большая часть золота (90 г/т) и серебра (330 г/т) ассоциирована с минералами рудного комплекса. Золото представлено как самородным металлом, так и ассоциированным с арсениопиритом и пиритом (до 45 %). Остальная часть золота находится в виде тонких и тонкодисперсных разностей как в свободном виде, так и в ассоциации с кварцем и кислоторастворимыми минералами. Свободно цианируемые золото и серебро составляют 51 и 22 % соответственно. Серебро в основном тонкое и тонкодисперсное и более чем на 70 % связано с сульфидами.

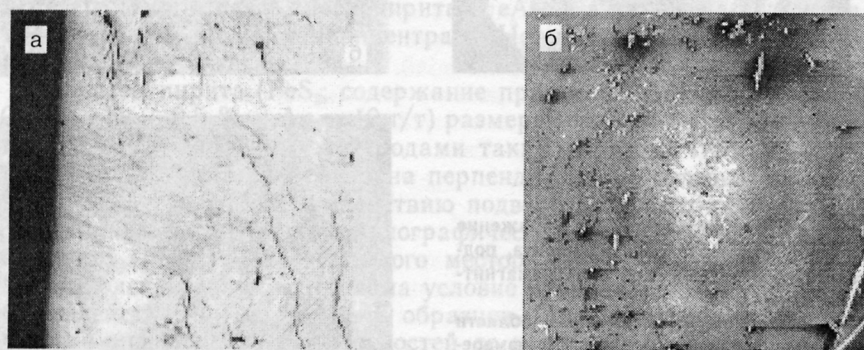


Рис. 14.17. Компьютерное изображение локального участка поверхности шлифа арсениопирита до (а) и после (б) воздействия серии электромагнитных импульсов

Навески руды массой 50 г каждая с размером частиц -50 и -500 мкм подвергали воздействию сериями мощных электромагнитных импульсов ($N_{\text{имп}}$ - общее число импульсов в каждой серии).

Данные об извлечении золота и серебра из гравитационного концентрата сорбционным цианированием в продуктивные растворы представлены ниже.

$N_{\text{имп}} \cdot 10^{-4}$	-	1,75	2,5	3,75
Извлечение, %, по классам:				
-50 мкм	77,0/43,15	80,64/76,29	83,96/68,72	83,40/73,66
-500 мкм	51,22/21,80	70,68/42,09	81,75/65,53	82,30/68,85

П р и м е ч а н и е. В числителе приведены данные по извлечению золота, в знаменателе - по извлечению серебра.

Несмотря на то что после импульсного воздействия ситовая характеристика класса -500 мкм изменилась незначительно (выход класса -100 мкм вырос на 6,03 % с 32,69 до 38,71 %), суммарное извлечение благородных металлов из частиц данного класса (151,15 %) приближается к показателю для частиц класса -50 мкм (156,93-157,06 %). Этот факт свидетельствует об эффективности вскрытия упорной руды вследствие разрушения минеральных комплексов, о создании каналов пробыа, обеспечивающих доступ продуктивного раствора к частицам золота и серебра, а также о возможности резкого снижения энергозатрат на доизмельчение крупнодисперсных продуктов. Так, затраты электроэнергии при механическом измельчении руды класса -500 мкм до класса -50 мкм составляют более 20 кВт·ч/т руды.

Т а б л и ц а 14.19

Показатели извлечения золота и серебра цианированием из упорного золотосодержащего гравитационного концентрата Нежданинского месторождения

№ п/п	Условия	Извлечение, %	Суммарное извлечение золота и серебра, %
1	Исходный гравитационный концентрат:	класс -50 мкм	79,42/44,00
		класс -500 мкм	51,25/21,80
2	Облучение ускоренными электронами:	класс -50 мкм	82,43/51,68
		класс -500 мкм	66,81/42,92
3	Облучение мощными электромагнитными импульсами:	класс -50 мкм	83,40/73,66
		класс -500 мкм	82,30/68,85

П р и м е ч а н и е. В числителе приведены данные по золоту, в знаменателе - по серебру.

Сопоставление различных методов интенсивного вскрытия золотосодержащих сульфидных продуктов подтверждает преимущество мощных электромагнитных импульсов перед другими известными методами как по приросту извлечения благородных металлов, так и по экономическим затратам (табл. 14.19).

Таким образом, метод воздействия на золотосодержащее сырье мощными электромагнитными импульсами позволяет достигать наибольшей полноты интегрального разрушения минеральных компонентов при наименьших затратах электроэнергии (к.п.д. преобразования энергии промышленной частоты в энергию импульсов составляет более 90 %). Это предопределяет создание принципиально новой, высокоэффективной энергосберегающей технологии рудоподготовки и кучного выщелачивания, которая позволит сократить путь от сырья к конечному товару, исключив необходимость вложения средств в энергоемкий и экологически опасный процесс окислительного обжига или дорогостоящую автоклавную технологию вскрытия концентратов.

14.5. НОВЫЕ ТЕХНОЛОГИИ СООРУЖЕНИЯ ГИДРОИЗОЛЯЦИОННЫХ ОСНОВАНИЙ И УКЛАДКИ ШТАБЕЛЯ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ С ПОМОЩЬЮ НАМЫВА ГИДРОТРАНСПОРТНЫМИ АППАРАТАМИ

Предлагаемые технологии основаны на патенте РФ № 2095562 от 10.11.1997 г. и исследованиях, проведенных в лаборатории "Новые гидротехнологии" Московской государственной геологоразведочной академии (МГГА). Основным оборудованием для намыва при кучном (или кюветном) выщелачивании служат гидротранспортные установки, использующие эффект искусственного смерча, т.е. генерирующие спутно-закрученные вихревые потоки растворов определенных реагентов. Конструкции аппаратов, разработанных в МГГА и запатентованных как в России, так и за рубежом (США, Франция, Германия, Япония, Канада, Индия и Финляндия), обеспечивают высокие скорости массообмена и интенсифицируют различные гидрометаллургические процессы (выщелачивание, сорбция и десорбция).

Изучение выщелачивания золота и серебра из рудного и техногенного сырья в этих аппаратах с использованием различных реагентных систем показало, что продолжительность агитационного вихревого выщелачивания существенно сокращается, а извлечение металлов в раствор повышается по сравнению с выщелачиванием в традиционно применяемых аппаратах (пачуки и реакторы с мешалками).

Интенсификация массообмена при выщелачивании в гидротранспортных аппаратах обеспечивается за счет формирования высокотурбулентных многофазных потоков, образующих как крупномасштабные, так и локальные вихри. При этом устанавливается ре-

жим развитой свободной турбулентности, и перенос вещества происходит настолько эффективно, что вкладом молекулярной диффузии можно пренебречь.

Существующие механические и пневматические методы перемешивания лишь в ограниченной степени позволяют увеличить скорость выщелачивания, так как с повышением степени турбулентности пульпы твердые частицы увлекаются потоком вместе с прилегающим диффузионным слоем. И лишь аппараты, использующие энергию спутанно-закрученных потоков, позволяют наиболее полно реализовать эффект свободной развитой турбулентности и интенсифицировать массообменные процессы.

Гидротранспортная установка (рис. 14.18), основанная на работе загрузочного аппарата с использованием закрученных струй жидкости, позволяет формировать высоконасыщенную пульпу (до 55 % по объему), т.е. сократить удельный расход воды на транспортирование более чем в 2,5–3 раза, тем самым значительно уменьшив удельную энергоемкость процесса. Кроме того, эти аппараты позволяют:

- увеличить в 2,5–3 раза дальность транспортирования концентрированной гидросмеси (до 5 км на агрегат), что резко снижает многоступенчатость (по сравнению с грунтонасосами) и поэтому повышает надежность работы всей гидротранспортной системы и соответственно снижает эксплуатационные расходы;

- исключить абразивный износ движущихся частей транспортно-го оборудования, так как двигателем является не грунтовый, а во-

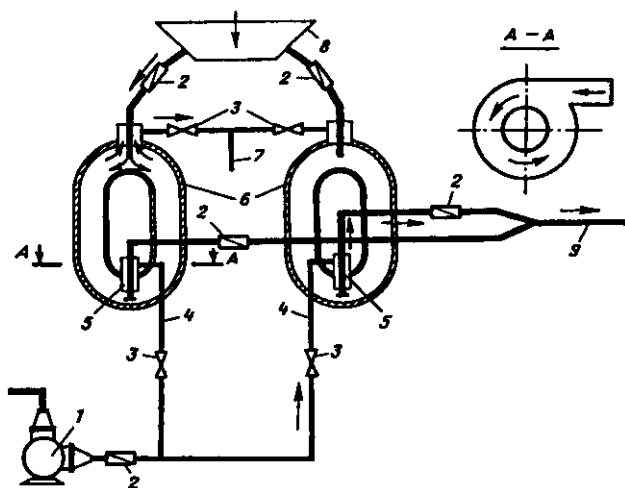


Рис. 14.18. Принципиальная схема гидротранспортной установки:

1 — водяной насос; 2 — обратные клапаны; 3 — задвижки; 4 — напорные водоводы; 5 — камеры закручивания; 6 — загрузочно-обменные емкости; 7 — сливной трубопровод; 8 — загрузочный бункер; 9 — пульпопровод

дяной насос, что позволяет снизить металлоемкость процесса транспортирования;

- значительно уменьшить переизмельчение транспортируемых минеральных частиц, что характерно для грунтовых центробежных насосов при прохождении твердого материала через проточные каналы;

- транспортировать куски твердого материала увеличенных размеров, которые определяются не проходным сечением проточных каналов (при использовании грунтонасосов), а диаметром транспортного трубопровода;

- повысить стабильность подачи гидросмеси на обогатительные аппараты, что способствует повышению извлечения ценных компонентов при переработке их на обогатительных фабриках.

Высокотурбулентный вихревой поток создают в гидротранспортном аппарате посредством подвода тангенциального или радиального напорного потока. При этом в аппарате создают псевдовзвешенное состояние рудных частиц, поддерживают избыточное давление, которое облегчает проведение гидротранспортирования остатков рудных материалов по магистральному трубопроводу.

Опытно-промышленные испытания установки прошли при гидротранспортировании редкометальных песков и черного концентрата (Верхне-Днепровский ГМК и Иршинский ГОК), подаче хвостов обогащения на прииске "Отрожный", гидроподъеме твердого материала с глубины 100 м в акватории Черного моря. Успешно прошли испытания разновидностей аппаратов в Шотландии и ЮАР, где ведут проектирование этих установок для гидроподъема с глубины 1,5 км в золоторудной шахте.

На базе гидротранспортных аппаратов разработана и испытана экологически чистая новая технология извлечения золота и редких металлов из руд, концентратов и хвостов обогащения — вихревое выщелачивание (рис. 14.19). Технологический процесс осуществляют в обменно-циркуляционных емкостях с загрузкой горной массы в сухом виде от землеройной техники или в виде пульпы от гидроэлеватора (грунтового насоса). При необходимости возможен слив глинистой (шламовой) части в отдельный отстойник. Основными факторами высокой интенсификации и экологичности процессов выщелачивания являются следующие:

- интенсивное перемешивание твердого материала с раствором крупномасштабными вихрями, образованными напорными жидкостными закрученными струями либо воздушно-жидкостными безнапорными струями;

- поточность всех циклов технологического процесса, включая погрузочно-разгрузочные операции, основанные на транспорте с использованием струйных аппаратов;

- циркуляция высоконасыщенной смеси (Т:Ж=1) по трубопроводу в замкнутой системе при полной экологичности и управляемости процессов.

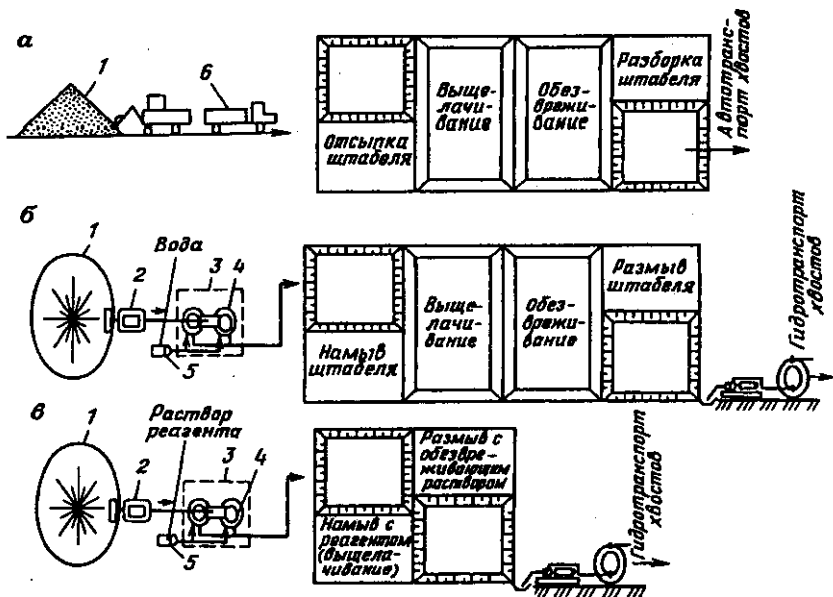


Рис. 14.19. Варианты формирования штабеля методом гидронамыва:
 а — традиционная схема кучного выщелачивания; б — гидронамыв штабеля с последующим выщелачиванием; в — намыв штабеля с раствором реагента и размыв его с обезвреживающим раствором; 1 — сырье; 2 — погрузчик с конвейером для загрузки; 3 — загрузочный бункер; 4 — гидротранспортный аппарат вихревого пульпоприготовления; 5 — насос для воды или раствора реагента; б — автотранспорт

Режим газожидкостного псевдооживления при управлении спутно-закрученными струями является высокоинтенсивным, поддающимся полной автоматизации и экологически безопасным.

При кучном выщелачивании гидротранспортные аппараты со спутанно-закрученными струями используют для решения многих задач.

Во-первых, их применяют для подготовки площадки и создания непроницаемого основания под рудным штабелем. В этом случае на площадку с помощью гидротранспортного аппарата подают минеральные материалы в смеси со специальными кольматирующими добавками или реагентами, которые обеспечивают быстрое твердение материала, уложенного в основание. Во многих случаях применение гидротранспортного аппарата позволяет обойтись без укрепляющих твердеющих компонентов, так как кольматирующие компоненты рудного материала в процессе намыва равномерно скрепляют минеральный материал основания. Прочность такого основания не уступает прочности оснований, полученных с использованием полимерных пленочных мембран и отвердителей, и вполне обеспечивает экологическую безопасность используемой территории.

Во-вторых, гидротранспортный аппарат применяют для намыва собственно штабеля. Для этого с помощью землеройной техники по периметру площадки кучного выщелачивания отсыпают дамбы первичного обвалования из пород с высокими фильтрационными свойствами с целью дренирования продуктивных растворов. Затем пространство, заключенное внутри обвалованной дамбы, заполняют рудным материалом для создания штабеля из руды, подлежащей кучному выщелачиванию.

Формирование штабеля проводят эстакадным и безэстакадным методами с двусторонним намывом рудного штабеля. При необходимости с помощью гидротранспортных аппаратов можно сформировать несколько параллельно заложенных рудных штабелей для кучного выщелачивания.

В-третьих, применение гидротранспортных аппаратов с вихревым пульпоприготовлением позволяет значительно интенсифицировать кучное выщелачивание в случае использования для транспортирования выщелачивающих растворов. В условиях турбулентного управляемого режима со значительным градиентом давления в объеме аппарата при условии транспортирования высоконасыщенных рудных пульп удается существенно ускорить внешнюю диффузию и интенсифицировать внутреннюю диффузию в порах крупнодробленых рудных материалов за счет повышенного давления в трубопроводе.

Гидротранспортные аппараты со спутанно-закрученными потоками при вихревом перемешивании можно применять для передислокации остатков руды после кучного выщелачивания на многократно используемых площадках в места постоянного захоронения. Применительно к процессам кучного цианирования золота в вихревых аппаратах облегчается обезвреживание выщелоченного рудного материала от цианистых ионов путем подачи в вихревой аппарат окислителя. В сравнении с проведением обезвреживания остатков рудного материала от цианидов в штабеле процесс обезвреживания в аппаратах протекает быстрее и равномернее.

Для повышения эффективности обезвреживания рудных остатков от цианидов с одновременным улучшением состояния окружающей среды используют группы загрузочно-обменных камерных питателей. Обезвреживание остатков рудной массы совмещают с их одновременной загрузкой гидрозелеваторм через напорный трубопровод, расположенный под углом к загрузочному патрубку головного аппарата. Обезвреженные рудные остатки транспортируют во второй загрузочно-обменный аппарат посредством напорного потока промывающей воды через трубопровод, который соединяет разгрузочный патрубок головного аппарата и загрузочный патрубок второго аппарата.

Обезвреженные рудные остатки из второго аппарата перемещают потоками воды по магистральному трубопроводу на площадку постоянного хранения.

Для вихревого аппарата со спутно-закрученными потоками характерны следующие гидродинамические возможности:

- транспортирование пульпы с максимальным содержанием твердого до 55–58 % по объему;
- возможность использования непрерывного или пульсационно-импульсного режима;
- возможность регулирования турбулентности движения потоков от вялого псевдооживленного состояния до вихревого;
- широкий диапазон областей применения, начиная от забора рудного материала из отработанного штабеля до добычи рудных материалов и транспортирования горной массы к месту переработки.

Особенностью технологического процесса является возможность проведения всех циклов выщелачивания, сорбции, обезвреживания, утилизации за счет использования кинетической энергии высокотурбулентных закрученных потоков.

14.5.1. ТЕХНОЛОГИЯ СООРУЖЕНИЯ ГИДРОИЗОЛЯЦИОННЫХ ОСНОВАНИЙ МЕТОДОМ НАМЫВА

В связи с ориентацией на выщелачивание благородных металлов растворами цианидов основное внимание при решении поставленной задачи уделяли водонепроницаемости закрепленного грунта. Требования по механической и деформационной устойчивости гидроизолирующего основания были ограничены следующими параметрами: сопротивление сжатию R – не ниже 20–60 кН/м²; сопротивление сдвигу f – не ниже $(2+5)10^{-5}$ Н/см².

Физико-химические и механические свойства закрепленных грунтов определяли по ГОСТ 5180–84, коэффициент фильтрации K_f , м/сут – с помощью прибора Ф-1, свойства суглинков изучали на специальных установках электроосмотической фильтрации. Исследования были выполнены в лаборатории "Теоретическая и прикладная геомеханика в строительстве" при кафедре механики грунтов, оснований и фундаментов Московского государственного строительного университета (МГСУ).

Постановка задачи разработки технологии сооружения гидроизолирующего основания штабеля требует четкого представления о структуре подстилающих пород. В связи с отсутствием таких данных задачу формирования реальных карт заполнения намывных оснований и расчет нагрузок не рассматривали.

Закрепляемые грунты классифицировали по следующим типам, исходя из их пластичности:

- суглинки (легкие, тяжелые) – число пластичности $K = 7+17$;
- супеси (тяжелая, мелкая) – число пластичности $K < 7$.

При подборе композиций, обеспечивающих гидроизоляционные свойства закрепленных грунтов, исходили из технических решений, основанных на применении спутно-закрученных потоков для подготовки и транспортирования смеси на площадку. Эксперимент проводили следующим образом: в отдельной емкости готовили раствор связующей композиции, которую методом закрученной струи сме-

шивали с грунтом при Т:Ж=1,0,5:0,8 и подавали в плоский резервуар, имитирующий площадку гидрооснования. Избыточную воду декантировали через перфорированную стенку, а оставшаяся часть пульпы либо превращалась в прочный гелевый слой, либо в запolyмеризованный материал. С помощью пробоотборников нужных форм, предварительно помещенных в резервуар, отбирали часть слоя для анализа на прочность, деформируемость и влагопроницаемость.

Результаты проделанных экспериментов представлены в табл. 14.20—14.23 (данные приведены для образцов влажного хранения после семи суток).

Как показывают микроскопические исследования поперечного шлифа закрепленных грунтов № 1 и 2, образованный слой содержит значительное число пустот, связанных с мгновенным образованием нерастворимого геля при контакте растворов хлорида кальция с жидким стеклом. Пороки образовавшегося слоя вызваны недостаточным давлением инъектирования и небольшим количеством патрубков выхода гидросмеси.

Недостатки состава № 3 связаны с необходимостью подбора степени разведения сульфата алюминия в каждом конкретном случае применения.

С целью улучшения гидроизоляционных свойств закрепленных грунтов и повышения технологичности процесса рассмотрены возможности применения составов, модифицированных различными органическими добавками (с ориентацией на дешевые и широко выпускаемые материалы и отходы). Для испытаний выбраны составы на основе:

лигносульфонатов — отходы целлюлозно-бумажной промышленности;

Т а б л и ц а 14.20

Результаты испытаний гидроизоляционных свойств грунтов, закрепленных с помощью составов на основе жидкого стекла и минеральных добавок

№ состава	Состав закрепляющего раствора, % мас.	Условия применения	Характеристика закрепленного грунта					
			песок (0,06—1,25 мм)			гравий (1—3,2 мм)		
			$R \cdot 10^{-2}$, кН/м ²	$f \cdot 10^5$, Н/см ²	K_{ϕ} , м/сут	$R \cdot 10^{-2}$, кН/м ²	$f \cdot 10^5$, Н/см ²	K_{ϕ} , м/сут
1	SiO ₂ — 10—13 H ₂ O — 80—86 CaCl ₂ — 5	Последовательный ввод, инъекция	141	42	2·10 ⁻⁶	84	38	8·10 ⁻⁶
2	H ₂ O — 95 SiO ₂ — 10 H ₂ O — 86 Na ₂ O — 4 CaCl ₂ — 5		То же	70	36	5·10 ⁻⁶	56	32
3	H ₂ O — 65—70 SiO ₂ — 15—10 Al ₂ O ₃ — 16—17 Na ₂ O — 4—3	Пропитка	12	15	7·10 ⁻⁶	5	17	7·10 ⁻⁴

Результаты испытаний гидроизоляционных свойств грунтов, закрепленных с помощью составов на основе жидкого стекла и органических добавок

№ состава	Состав закрепляющего раствора, % мас.	Условия применения	Характеристика закрепленного грунта				
			песок (0,06–1,25 мм)			супесь	суглинок
			$R \cdot 10^{-2}$, кН/м ²	$f \cdot 10^5$, Н/см ²	K_{ϕ} , м/сут	K_{ϕ} , м/сут	K_{ϕ} , м/сут
4	ГИПАН – 1 ПКБ – 1–0,5 SiO ₂ – 10 H ₂ O – остальное	Пропитка (время схватывания – 6 ч)	6,5	24	8·10 ⁻⁶	4·10 ⁻⁸	1,4·10 ⁻⁹
5	ПКБ – 1 ГИПАН – 1 KNO ₃ – 8 SiO ₂ – 10 H ₂ O – остальное	Пропитка (время схватывания – 4 ч)	70	30	2·10 ⁻⁶	2·10 ⁻⁸	2·10 ⁻⁹
6	Флокан – 2–2,5 SiO ₂ – 8 H ₂ O – остальное	Пропитка (время схватывания – 12 ч)	12	15	1·10 ⁻⁶	3·10 ⁻⁶	1·10 ⁻⁹
7	Лигносульфонат – 12 K ₂ C ₁₂ O ₇ – 3 SiO ₂ – 18 H ₂ O – остальное	Пропитка (время схватывания – 2 ч)	4,5	18	5·10 ⁻⁶	8·10 ⁻⁶	8·10 ⁻⁶

гидролизатов диметилакрилонитрила (ГИПАН) – полупродуктов синтеза оргстекла, ТУ-6-05-2009–86, производство НПО "Оргстекло";

флокана-2 (полиметил-2-метил-5-винил-пиридинометилсульфонат) – отходы производства оргсинтеза, выпускают в виде 25%-ного раствора в воде;

ПКБ-1 (полидиметилалкиламмоний хлорид) – отходы производства жирных кислот.

Полученные результаты свидетельствуют о существенном улучшении водонепроницаемости укрепленных грунтов при обработке их составами на основе отходов и полупродуктов оргстекла. Составы № 4–6 обеспечивают практическую водонепроницаемость слоев на основе глинистых пород и могут быть рекомендованы для реализации.

Однако наиболее дешевые композиции создают на основе отходов нефтепереработки. Результаты испытаний см. в табл. 14.22.

В качестве разжижителя использовали фракцию термического крекинга нефти с температурой конца кипения 360 °С.

Таким образом, на основании полученных результатов установлено, что метод спутно-закрученных струй обеспечивает возможность создания надежных противofильтрационных оснований посредством намыва, которые можно использовать для проведения кучного выщелачивания золота цианидными растворами.

Таблица 14.22
 Результаты испытаний гидроизоляционных свойств грунтов, закрепленных с помощью составов на основе отходов нефтепереработки

№ состава	Состав закрепляющего раствора, % мас.	Условия применения	Характеристика закрепленного грунта								
			песок (0,06–1,25 мм)				суглинок (влажность 16 %)				
			$R \cdot 10^{-2}$, кН/м ²	$f \cdot 10^5$, Н/см ²	K_{Φ} , м/сут	$R \cdot 10^{-2}$, кН/м ²	$f \cdot 10^5$, Н/см ²	K_{Φ} , м/сут	$R \cdot 10^{-2}$, кН/м ²	$f \cdot 10^5$, Н/см ²	K_{Φ} , м/сут
8	Крекинг-остаток – 0–50 Гудрон – 30–40 Газойль – 20–30 6 % массы породоы вводятся в виде раствора в разжижитель	Пропитка Температура 70 °С.	0,25	18	$4 \cdot 10^{-1}$	0,32	32	$8 \cdot 10^{-3}$	0,42	48	$8 \cdot 10^{-2}$

Таблица 14.23
 Результаты испытаний гидроизоляционных свойств грунтов, закрепленных с помощью бентонит-полиакриламидной композиции

Состав закрепляющего раствора, % мас.	Условия применения	Характеристика оснований					
		песок (4 %)			суглесь (6 %)		
		$R \cdot 10^{-2}$, кН/м ²	$f \cdot 10^5$, Н/см ²	K_{Φ} , м/сут	$R \cdot 10^{-2}$, кН/м ²	$f \cdot 10^5$, Н/см ²	K_{Φ} , м/сут
ПАА – 1 NaOH – 0,25 Бентонит – 8 H ₂ O – остальное	Намыв с полимеризацией в течение 6 ч	0,84	42	$8 \cdot 10^{-10}$	0,92	68	$5 \cdot 10^{-12}$

Составы, которые применяют для надежной гидроизоляции основания штабеля, — композиции на основе жидкого стекла, модифицированные с помощью отходов или полупродуктов оргсинтеза, а также композиции на основе отходов нефтепереработки.

Новые перспективы в области создания противofильтрационных оснований методом намыва открываются при использовании полимерных соединений типа полиакриламида с высокой молекулярной массой. В настоящее время промышленностью освоена технология производства этого соединения, широко используемого до последнего времени только в сфере осветлительных процессов. Далее представлены результаты длительных исследований разнообразных композиций на основе полиакриламида и природных наполнителей, выраженных в конечном виде — последовательности получения полимерно-минерального состава, пригодного для создания на месте противofильтрационных оснований методом намыва.

Прототипом предлагаемого состава является известный водонабухающий композит "Полимин" на основе смеси бентонита и полиакриламида. Подготовка композита к использованию заключается в растворении полиакриламида, подготовке порошка бентонита, смешивании компонентов, обезвоживании, сушке и измельчении сухой массы. Технология применения композита состоит в том, что "Полимин" смешивают с поверхностным слоем почвы или подготовленного грунта основания при рыхлении на глубину 15—20 см с последующим уплотнением и поливом водой поверхностного слоя. Продолжительность действия "Полимина" гарантируют в течение пяти лет. При этом обеспечивают надежную противofильтрационную завесу, рекомендованную для использования в основаниях водохранилищ, каналов, откосов дамб и сооружений, работающих под нагрузкой.

Предлагаемая композиция, как показали результаты стендовых лабораторных испытаний, не уступает по основным показателям покрытиям из "Полимина", но отличается значительно большей технологичностью, меньшими расходами полиакриламида, более низкими коэффициентами фильтрации, улучшенными прочностными и пластическими характеристиками.

Использование составов на основе "Полимина" обеспечивает наилучшие из всех известных экологические и технико-экономические показатели. Однако высокая энергоемкость технологии использования этого композита для подготовки гидроизоляционных оснований значительно повышает стоимость готовой продукции.

В данном регламенте, в отличие от известных, рассмотрена технология приготовления полимерно-минеральной композиции на месте потребления с получением в качестве основного технологического продукта жидкой композиционной массы, пригодной для намыва на основание.

При взаимодействии полиакриламида с бентонитом и другими глинами усиливается способность глин к набуханию, при этом образуются мостиковые связи с образованием нерастворимых комплек-

сов, многократно набухающих в воде с получением сетчатых структур. Композиционная смесь после схватывания образует гидрофобный слой, полностью предотвращающий просачивание воды. Посредством длительных лабораторных испытаний (более 40 экспериментов) были предварительно подобраны необходимые соотношения компонентов, обеспечивающие проникновение композиционной смеси в поровое пространство слоя, состоящего из песка различной крупности или грунта. Опыты показали, что найденные полимерно-бентонитовые композиции обволакивают частицы различной крупности. Следовательно, для намыва оснований с использованием песка не требуется его предварительная классификация. Результаты испытаний см. в табл. 14.23.

Полученные результаты показывают, что образующиеся после шестичасовой полимеризации влажные пленки не пропускают воду и отличаются большой гибкостью. Срок сохранности пленок во влажном состоянии — пять лет. На основании полученных результатов составлен регламент использования этих композиций.

14.5.2. ФОРМИРОВАНИЕ ШТАБЕЛЯ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ МЕТОДОМ НАМЫВА

Для выбора оптимальных режимов намыва штабеля была разработана и испытана в лабораторных условиях схема, которая основана на использовании непрерывной технологии с замкнутым кругооборотом рабочей жидкости. По результатам экспериментальных исследований было установлено, что формирование штабеля намывным способом в основном зависит от скорости и консистенции гидро-смеси.

В табл. 14.24 и 14.25 представлены усредненные по всем опытам геометрические размеры штабеля (высота, длина, ширина, уклоны) в зависимости от объемной консистенции и скорости движения в трубопроводе гидросмеси, содержащей твердые частицы размерами 0,1–1,5 мм. Гидравлическая укладка средне- и крупнозернистых песчаных пород характеризуется надежным формированием компактного штабеля высотой 100–150 см со средними уклонами откосов 30–50°. Из проведенных экспериментов можно сделать вывод о том, что конструирование штабеля гидронамывом из пород с частицами более 1 мм можно осуществлять при определенных режимах гидротранспортирования. Оптимальными объемными соотношениями Т:Ж можно считать от 1:1,5 до 1:3 при скоростях движения гидросмеси по трубопроводу в режимах частичного заилиения либо близких к критическим. При этом формирование компактного штабеля с рыхлой структурой и хорошими фильтрационными свойствами осуществляют при объемных соотношениях Т:Ж от 1:1,3 до 1:2,5 и малых удельных расходах гидросмеси со скоростями примерно на 5 % выше критических, рассчитанных для напорного гидротранспортирования твердых материалов.

Таблица 14.24

Гидронамыв штабеля различных пород

№ п/п	Параметры штабеля							Т:Ж	Скорость, м/с	Размер частиц, мм
	h, см	b, см	a, см	c, см	d, см	α , градус	β , градус			
1	15,5	25,0	29,0	14,5	15,0	51	52	0,35	0,43	1,5
2	14,5	28,0	39,0	15,5	23,5	47	35	0,34	0,79	1,0
3	11,5	35,0	41,0	18,0	23,0	36	29,5	0,36	1,12	1,0
4	11,5	32,5	45,0	20,0	25,0	33	27,0	0,36	1,34	1,0
5	7,5	30,0	50,0	18,0	32,0	25	14,7	0,40	1,54	1,0
6	13,5	27,0	36,0	16,0	20,0	44,6	37,8	0,49	1,13	1,5
7	14,2	28,0	37,0	17,5	19,5	43,4	40,0	0,46	0,98	1,5
8	4,0	50,0	40,0	14,5	25,5	17	9,9	0,42	0,66	0,1
9	5,0	50,0	46,0	17,0	31,0	18	10,0	0,42	0,66	0,1
10	4,5	46,0	39,0	15,6	26,5	17,9	10,7	0,41	0,70	0,1
11	5,3	48,0	42,0	16,5	32,0	19,8	14,4	0,42	0,69	0,1

Примечание. Параметры штабеля см. на рис. 14.20.

Таблица 14.25

Намыв штабеля горной массы раствором реагента

№ п/п	Параметры штабеля (усредненные)							Т:Ж	Скорость смеси, м/с
	h, см	b, см	a, см	c, см	d, см	α , градус	β , градус		
1	14	28	30	12	18	49	38	0,17	0,95
2	13,5	29	32	14	18	44	37	0,17	1,04
3	13,2	29,5	32,5	12	20,5	48	34	0,18	1,20
4	13,5	30,0	33,5	11	21	51	33	0,20	2,41
5	12,5	29	35	13	22	44	30	0,20	1,85
6	10,5	30	35	13	22	39	26	0,19	2,83
7	8,0	32	38	17	21	25	21	0,18	3,30

Примечание. Параметры штабеля см. на рис. 14.20.

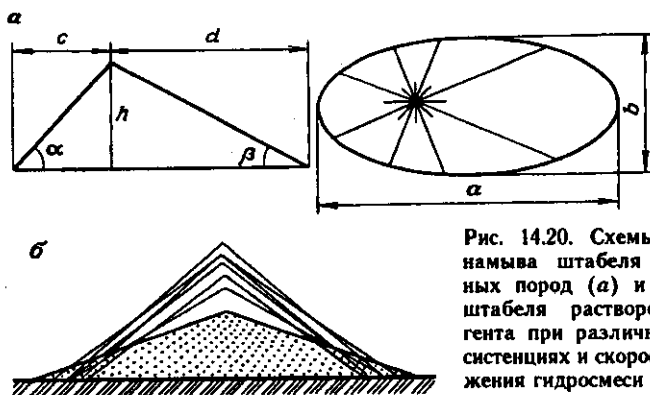


Рис. 14.20. Схемы гидронамыва штабеля различных пород (а) и намыва штабеля раствором реагента при различных консистенциях и скоростях движения гидросмеси (б)

Регулирование качественных характеристик намытого штабеля также возможно посредством технологии гидравлической укладки пород. Для средне- и крупнозернистых пород формирование качественного штабеля осуществляют торцевым либо рассредоточенным способом намыва при определенных, как было отмечено ранее, режимах работы гидротранспортной установки. Породы со средневзвешенным диаметром твердых частиц 1 мм хорошо укладываются в штабель при рассредоточенном выпуске из нескольких отверстий в пульповоде. При этом гидросмесь равномерно распределяется вдоль фронта намыва, что уменьшает скорость ее движения по намываемой поверхности, вследствие этого осаждаются мелкие частицы. Однако укладку тонкодисперсных пород и хвостов обогащения при одностороннем рассредоточенном способе осуществляют весьма пологим намывом (10–16°). Это приводит к увеличению площади намытого массива и усложнению дренажа жидкости, т.е. такой способ намыва не позволяет конструировать штабель. Гидравлическая укладка штабеля мелкодисперсных пород из торцевого выпуска также не формирует компактный массив вследствие образования сосредоточенных транзитных потоков пульпы, которые выносят мелкие тонкие частицы в пруд-отстойник.

Более целесообразно и эффективно мелкодисперсные породы укладывать двусторонним (кольцевым) намывом. Такая технология формирует обжатый профиль намытого массива, но требует обвалования для ограждения пруда-отстойника. Сооружение водосбросных колодцев позволяет относительно просто сбросить жидкость за пределы намытого сооружения. При намыве раствором реагента пробы с крупностью +0,5 мм штабель формируют с довольно крутыми склонами при объемной консистенции смеси, равной 17–20 %, закрученными струями жидкости (возможно с добавлением кислорода воздуха) посредством:

- подачи и регулирования напорного потока растворосмеси в замкнутой емкости;

- циркуляции растворосмеси под напором в трубопроводах.

Эти факторы также дают возможность управления и автоматизации выщелачивания и намыва штабеля.

Использование гидротранспортных установок для проведения кучного выщелачивания возможно в двух вариантах.

Первый вариант предусматривает проведение выщелачивания на стадии подачи горной массы в транспортную систему при загрузке твердого материала в загрузочно-обменные емкости гидротранспортной установки с использованием закрученных кольцевых струй жидкости при пульпоприготовлении (см. рис. 14.19, а).

Выщелачивающий раствор в виде закрученного потока нагнетают в загрузочно-обменную емкость гидротранспортной установки и таким образом подачу руды к площадке осуществляют нагнетанием по трубопроводу в виде высоконасыщенной смеси реагента и горной массы (50–55 % по объему). В завершающую стадию процесс вы-

щелачивания вступает при формировании штабеля путем одностороннего либо кольцевого рассредоточенного намыва горной массы на подготовленное основание (рис. 14.21, а). Такая последовательность проведения основных операций обеспечивает полный контакт выщелачиваемой руды и реагента при их постоянном перемешивании и позволяет резко увеличить стелень и скорость извлечения полезного компонента при высокой производительности процесса в целом.

Выбор соответствующих режимов пульпоприготовления и гидротранспортирования дает возможность осуществлять управляемый намыв штабеля при остаточной концентрации реагента на уровне санитарных норм для промышленной зоны, что позволяет полностью устранить образование вредных аэрозолей с опасностью их ветро-

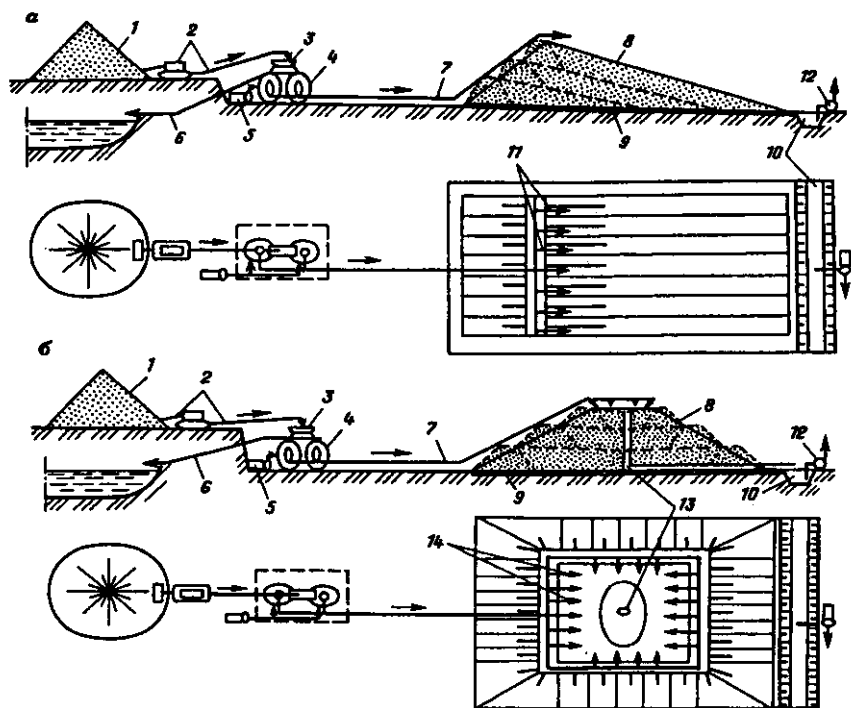


Рис. 14.21. Технологические схемы формирования штабеля односторонним (а) и кольцевым (б) рассредоточенным намывом:

1 — хвосты обогащения; 2 — погрузчик с конвейером для загрузки; 3 — загрузочный бункер; 4 — гидротранспортный аппарат вихревого пульпоприготовления; 5 — насос для воды или раствора реагента; 6 — слив глинистой суспензии и самотечный транспорт к месту складирования; 7 — пульпопровод; 8 — штабель из намывных пород; 9 — основание; 10 — дренажная канава; 11 — рассредоточенный намыв штабеля; 12 — насос для подачи продуктивных растворов на переработку; 13 — дренажный колодец; 14 — кольцевой рассредоточенный намыв штабеля

уноса и обеспечить безопасность ведения работ и высокую степень экологической чистоты способа.

Загрузка горной массы в гидротранспортную установку в виде сухого материала или смеси реагента и твердых частиц с одновременным вытеснением и сбором находящегося в установке выщелачивающего раствора позволяет аккумулировать горную массу для транспортирования и эффективно проводить первую стадию выщелачивания в замкнутом объеме при осаждении частиц под действием собственного веса.

Ряд частных вариантов рассредоточенного намыва штабеля (односторонним намывом, эстакадным способом) позволяет учесть особенности транспортирования и выпуска материалов различной крупности, их фильтрационные свойства, уклоны карты намыва и оптимизировать высоту и объем формируемого штабеля. К тому же выпуск смеси выщелачиваемого материала и насыщенного раствора в дискретные точки карты намыва не только определяет равномерность укладки горной массы, но и значительно облегчает отток продуктивных растворов из-под штабеля, их отвод по дамбам попутного обвалования и обеспечивает последующий равномерный сбор продуктивных растворов по траншеям.

Второй вариант формирования штабеля руды методом намыва заключается в использовании в качестве пульпообразующей и гидротранспортирующей среды воды, не содержащей выщелачивающих реагентов (рис. 14.21,б). Этот способ может быть также применен при использовании для выщелачивания агрессивных реагентов, при значительном разбавлении раствора выщелачивающего реагента в процессе обесшламливания перед созданием высоконасыщенной пульпы, транспортирования и формирования штабеля. При намыве штабеля водой он имеет все преимущества рыхлой структуры, но перед началом кучного выщелачивания необходимо, чтобы штабель дренировался в течение двух-пяти суток.

Подача рабочих реагентов при проведении кучного выщелачивания (или довыщелачивания), отмывке и обезвреживании штабеля по ранее проложенным при намыве распределительным трубопроводам и выпускным патрубкам в дискретные точки штабеля обеспечивает равномерность поступления и прохождения перечисленных ранее компонентов через породу и не требует сооружения специальной системы орошения.

Регулирование расхода в процессе подачи на штабель выщелачивающих растворов, оборотной технологической воды или обезвреживающих растворов с помощью запорной арматуры, установленной на выпускных патрубках для управления намывом, обеспечит высокую эффективность проведения завершающих технологических процессов и возможность оперативного контроля и корректировки непосредственно при проведении соответствующих технологических операций.

Разборка отмытого и обезвреженного штабеля с помощью гидромониторов или экскаваторно-гидравлическим способом с последую-

шим гидротранспортом выщелоченной породы к месту постоянного складирования позволяет прежде всего организовать высокоэффективный поточный процесс разборки – транспорта – укладки выщелоченной породы в кратчайшие сроки при минимальных затратах энергоносителей, резком сокращении задействованной на этих процессах землеройно-транспортной техники, материальных и людских ресурсов. Транспортирование выщелоченной породы с помощью гидротранспортной установки вихревого пульпоприготовления значительно увеличивает мощность организуемого таким образом грузопотока путем подачи на большие расстояния гидросмеси высокой плотности. Кроме того, намыв хвостовых отвалов на местах постоянного складирования значительно ускоряется при подаче на карты намыва высоконасыщенных гидросмесей.

Гидромеханизованная технология переработки выщелоченного штабеля позволяет также повысить эффективность способа в целом посредством совмещения разработки штабеля с помощью гидромониторов с отмывкой при подаче на гидромониторы технологической воды. Гидротранспортирование выщелоченной породы к месту постоянного складирования можно совместить с обезвреживанием путем транспортирования пустой породы в потоке нейтрализующего либо обезвреживающего реагента, что значительно ускоряет процесс обработки штабеля.

14.6. ЭКСТРАКЦИОННЫЕ МЕТОДЫ ВЫДЕЛЕНИЯ ЗОЛОТА И СЕРЕБРА ИЗ РАСТВОРОВ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

Жидкостная экстракция является эффективным способом извлечения, очистки и разделения металлов. Использование экстракционных методов для извлечения золота и серебра позволяет не только селективно извлечь металлы из водных растворов, разделить их, но и в значительной степени сконцентрировать, что важно при переработке технологических растворов, содержание металлов в которых невелико. В настоящее время уделяют большое внимание поиску и применению доступных и эффективных экстрагентов для экстракции золота и серебра из различных по солевому составу технологических растворов. Используемые обычно в промышленных условиях экстрагенты в соответствии с разработанной В.А. Кузнецовым классификацией экстракционных процессов и экстрагентов можно подразделить на четыре группы: сольватирующие, катионообменные, анионообменные и хелатообразующие.

В литературе, посвященной применению жидкостной экстракции в гидрометаллургии, значительное внимание уделено применению в качестве экстрагентов золота и серебра таких сольватирующих экстрагентов, как простые и сложные эфиры, кетоны, спирты, трибутилфосфат (ТБФ) и триоктилфосфиноксид. Экстракция золота растворами ТБФ из солянокислых тиомочевинных растворов, исполь-

зуемых обычно для десорбции цианистого золота с анионитов, изучена в работе "Анализ и технология благородных металлов" авторов А.С. Черняка, А.С. Боброва и Н.К. Скобеева. Для экстракции золота из цианистых растворов в качестве экстрагентов были испытаны сольватирующие экстрагенты: дибутилфосфат и ТБФ. Золотохлористоводородную кислоту экстрагируют из 6-7М раствора соляной кислоты изоамилацетатом или метилизобутилкетонем (МИБК). Механизм и применение экстракции золота трифениларсин- и триоктилалмин-оксидами (ТФАО и ТОАО соответственно) из солянокислых растворов рассмотрены китайскими учеными Г. Югуй и К. Шихуа. Ими намечены пути применения ТФАО и ТОАО для экстракционного извлечения золота в органическую фазу из производственных растворов. Извлечение золота в органическую фазу при использовании 0,05М растворов ТФАО и ТОАО в керосине превышает 98 %. Насыщенный экстрагент промывали 4М раствором соляной кислоты и с применением шавелевой кислоты выделяли золотую губку чистотой около 99,9 %.

В меньшей степени изучена возможность применения для извлечения благородных металлов других типов экстрагентов, в частности анионообменных, катионообменных и хелатообразующих.

Сведения об экстракции золота и серебра катионообменными экстрагентами ограничены. Из разбавленных растворов кислот золото и серебро извлекаются нафтеновыми кислотами. По катионообменному механизму золото (III) экстрагируется ди-2-этилгексил-фосфорной кислотой (Д2ЭГФК). С ростом концентрации соляной кислоты уменьшаются коэффициенты распределения золота. Следует отметить, что коэффициенты распределения золота при экстракции его растворами Д2ЭГФК из солянокислых растворов имеют глубокий минимум при концентрации соляной кислоты около 3 моль/дм³.

Хелатообразующие экстрагенты представляют перспективную область для поисков высокоизбирательных экстрагентов золота. Представляет интерес экстракция золота из солянокислых растворов хелатообразующим экстрагентом Zix-26 на основе производного оксихинолина. 5—10%-ный раствор этого экстрагента с добавкой изодецилового спирта в разбавителе избирательно экстрагирует золото из 2,5М раствора соляной кислоты в присутствии платиновых металлов. Рекомендованные для извлечения золота, платины и палладия алкилированные производные 8-гидроксихинолина Kelex-100 и Zix-26 представляют определенный интерес для экстракции серебра из сложных хлорсодержащих растворов.

Таким образом, из солянокислых или хлоридных растворов золото, иногда серебро могут быть извлечены с применением сольватирующих или анионообменных экстрагентов. Однако эти экстрагенты недостаточно селективны по отношению к золоту и серебру, так как могут экстрагировать хлоридные комплексы других металлов.

Исследовалось гидрометаллургическое извлечение золота из упорных сульфидных руд по Gamex-процессу, включающему в себя кис-

лотное выщелачивание золота с последующей жидкостной экстракцией его аминами. В процессе экстракции 5–20%-ным раствором триалкиламина (ТАА) золото эффективно отделяется от примесей железа, меди, цинка, кадмия и других металлов, при этом в органический раствор переходит 99 % золота. Обогащенный резекстракт, содержащий 1–10 г/дм³ золота, направляют на электролитическое осаждение. Имеются сведения по экстракции цианистых комплексов золота аминами. Использовались первичные (Primine JMT), вторичные (Amberlite A-2) и третичные (триизододecilамин) амины для экстракции цианистых комплексов золота в присутствии других металлов, однако их эффективность должна быть низкой из-за слабой протонизации в щелочных растворах.

В данном разделе приведены результаты лабораторных исследований по подбору и испытанию реагентов для экстракции золота и серебра из тиосульфатных и цианидных растворов, выполненных во ВНИИХТе.

Учитывая ионное состояние золота и серебра в тиосульфатных растворах, где при избытке тиосульфата металлы находятся в виде анионных комплексов и других отрицательно заряженных ионов, можно предположить, что для их экстракционного извлечения наиболее перспективными могут быть анионообменные экстрагенты. Были испытаны следующие анионообменные экстрагенты: триалкиламин (ТАА) и четвертичные аммониевые соединения триалкилбензиламмоний хлорид (ТАБАХ), триалкилбензиламмоний гидроксид (ТАБАГ), триалкилметиламмоний сульфат (ТАМАС), триалкилметиламмонийметил сульфат (ТАМАМС). Рабочие растворы экстрагентов готовились в толуоле – растворителе, обладающем хорошей совместимостью со всеми использованными в работе экстрагентами.

В табл. 14.26 приведены данные по экстракции золота растворами ТАА и четвертичными аммониевыми соединениями (ЧАС). Из анализа результатов опытов следует, что ТАА практически не экстрагирует золото из тиосульфатного раствора, в то время как четвертичные аммониевые соединения эффективно извлекают его в органическую фазу.

Коэффициенты распределения золота при экстракции его из тиосульфатного раствора 0,1М ТАБАХ оказались очень высокими, порядка нескольких тысяч, а насыщение органической фазы золотом при максимальном соотношении фаз, равном 1:30, составило 867 мг/дм³. В связи с высокой эффективностью извлечения золота из тиосульфатных растворов в последующих опытах была изучена возможность экстракции золота более разбавленными растворами экстрагентов, в частности сантимолярными растворами. Приведенные в табл. 14.26 данные свидетельствуют о том, что коэффициенты распределения золота при экстракции 0,01М ТАБАГ и 0,01М ТАМАМС в большинстве опытов превышают 1000, а их насыщение соответственно 250 и 173 мг/дм³. В опытах по экстракции при соотношении О:В, равном 1:10, ТАБАГ и ТАМАМС отличаются друг от друга тем, что в пер-

Таблица 14.26

Распределение золота между органической и водной фазами (О:В) в процессе экстракции из тиосульфатного раствора (5 г/дм³ Na₂S₂O₃)

Экстрагент	Соотношение фаз О:В	Концентрация золота, мг/дм ³			Коэффициент распределения
		в исходном растворе	в рафинате	в экстракте	
0,05М ТАА	1:1	23	23	<0,05	<0,01
	1:5	23	23	<0,05	<0,01
	1:10	23	23	<0,05	<0,01
0,1М ТАБАХ	1:10	29	0,02	290	14 500
	1:20	29	0,05	579	11 600
	1:30	29	0,10	867	8670
0,1М ТАБАГ	1:1	25	0,02	25	1250
	1:5	25	0,07	125	1780
	1:10	25	0,10	250	2500
	1:20	25	0,15	446	2973
0,1М ТАМАМС	1:5	17,5	0,06	87	1740
	1:10	17,5	0,16	173	1080
	1:20	17,5	0,81	334	412

вом экстрагенте вместо метильного находится бензильный радикал. Можно предполагать, что бензильное производное (ТАБАГ) более эффективно извлекает золото, чем ТАМАМС. Однако четвертичные соединения типа ТАБАГ пока не производят в промышленном масштабе, и для экстракции золота из разбавленных тиосульфатных растворов можно рекомендовать 0,01М раствор ТАМАМС.

Результаты лабораторных исследований по экстракции серебра из модельного тиосульфатного раствора ТАА и ЧАС представлены в табл. 14.27, из которой следует, что наиболее эффективными экстрагентами серебра из тиосульфатного раствора являются четвертичные аммониевые соединения. При низких насыщениях органической фазы серебром более эффективным экстрагентом является 0,1М раствор ТАБАХ, а при высоких насыщениях – 0,1М раствор ТАМАМС.

Сопоставление коэффициентов распределения золота и серебра при экстракции их из тиосульфатного раствора 0,1М раствором ТАБАХ (см. табл. 14.26 и 14.27) свидетельствует о том, что золото экстрагируется из тиосульфатных растворов значительно эффективнее, чем серебро, и их коэффициенты распределения различаются почти на порядок. Это обстоятельство обусловило применение для экстракции серебра децимолярных растворов экстрагентов вместо сантимольярных при извлечении золота.

Примерно постоянное значение коэффициентов распределения серебра свидетельствует, что насыщение экстрагентов далеко от предельного и что оно пропорционально соотношению фаз на стадии экстракции. Например, проведение экстракции серебра при соотношении О:В, равном 1:10, позволяет сконцентрировать серебро в органической фазе до 315–319 мг/дм³ при переработке исходного раствора с концентрацией серебра 32,1 мг/дм³.

Таким образом, для экстракции золота и серебра из тиосульфатных растворов можно рекомендовать четвертичные аммониевые соединения типа ТАМАМС, причем золото экстрагируется примерно в 10 раз лучше, чем серебро.

Для изучения возможности применения экстракционных методов извлечения и концентрирования золота и серебра из цианистых растворов были опробованы растворы, полученные в результате цианидного выщелачивания проб золотосодержащей руды. Раствор № 1 содержал, мг/дм³: золота – 172, серебра – 4, цианид-ионов свободных, не связанных в комплексы, – 5. Раствор № 2 имел состав, мг/дм³: золото – 235, серебро – 4,8, цианид-ионы свободные – 5.

В цианистых растворах однозарядные ионы золота и серебра образуют очень прочные комплексные ионы $[Au(CN)_2]^-$ и $[Ag(CN)_2]^-$. Отрицательно заряженные ионы благородных металлов можно извлекать анионообменными экстрагентами. В качестве анионообменных экстрагентов испытаны различные четвертичные аммониевые соединения, ранее использованные для извлечения благородных металлов из тиосульфатных растворов, а также опробована двойная смесь экстрагентов, содержащая по 0,05М ТАМАМС и ТАА в толуоле. Результаты лабораторных опытов по экстракции золота и серебра из цианистых растворов при различном соотношении объемов фаз приведены в табл. 14.28.

Данные табл. 14.28 свидетельствуют о высокой эффективности опробованных экстрагентов типа ЧАС. Золото практически полностью экстрагируется за две стадии, т.е. для полного извлечения золота необходимы две-три ступени экстракции. Высокая степень извлечения золота за одну стадию получена благодаря сравнительно большой концентрации его в исходном растворе от кучного выщела-

Т а б л и ц а 14.27

Распределение серебра между водной и органической фазами в процессе экстракции из тиосульфатного раствора (5 г/дм³ Na₂S₂O₃)

Экстрагент	Соотношение фаз О:В	Концентрация серебра, мг/дм ³			Коэффициент распределения
		в исходном растворе	в рафинате	в экстракте	
0,1М ТАА	1:1	32,1	0,16	31,95	200
	1:5	32,1	26,56	27,75	1,05
	1:10	32,1	31,55	5,60	0,18
0,1М ТАБАХ	1:1	32,1	0,012	32,1	267
	1:5	32,1	0,229	159,4	695
	1:10	32,1	0,64	314,7	490
0,1М ТАМАС	1:1	32,1	0,02	32,0	1600
	1:5	32,1	0,089	160,1	1800
	1:10	32,1	0,17	319,4	1880
0,1М ТАМАМС	1:1	32,1	0,03	32,0	1070
	1:5	32,1	0,05	160,3	3260
	1:10	32,1	0,23	318,8	1386

Экстракция золота из цианистых растворов

Экстрагент	Соотношение фаз О:В	Концентрация золота, мг/дм ³			Коэффициент распределения
		в исходном растворе	в рафинате	в экстракте	
0,1М ТАБАХ	1:1	235	0,7	235	336
	1:3	235	1,1	702	638
	1:5	235	1,4	1120	800
0,1М ТАМАС	1:1	172	0,03	170	5667
	1:3	172	0,05	515	10300
	1:5	172	0,07	860	12286
0,1М ТАМАМС	1:1	235	0,28	235	839
	1:3	235	0,38	704	1857
	1:5	235	0,43	1175	2733
0,05М ТАМАМС + + 0,05М ТАА	1:1	235	0,30	234	780
	1:3	235	0,48	700	1458
	1:5	235	0,57	1170	2053

чивания. При соотношении фаз О:В, равном 1:5, насыщение органической фазы по золоту превышает 1 г/дм³ или 1 кг/м³.

Практический интерес в исследовании экстракционного извлечения и концентрирования золота представляет использование смесей экстрагентов, проявляющих синергетные свойства (см. табл. 14.28). Согласно данным табл. 14.28, смесь 0,05М ТАМАМС + 0,05М ТАА экстрагирует золото так же эффективно, как и 0,1М раствор ТАМАМС, хотя ТАА в изученных условиях золото не экстрагирует.

С использованием 0,1М раствора ТАМАМС были проведены опыты по изучению экстракционного извлечения золота и серебра из цианистого раствора с повышенным содержанием серебра. В цианистый раствор от кучного выщелачивания, содержащий 61 мг/дм³ золота и 1,5 мг/дм³ серебра, добавили серебро до 142 мг/дм³ в виде сернокислого серебра. Для полного связывания серебра в цианистый комплекс в водный раствор было добавлено расчетное количество ионов цианида в виде цианида калия, необходимое для образования анионного комплекса серебра. Опыты по экстракции серебра и золота проводили при различном соотношении фаз. Результаты опытов представлены далее.

Соотношение фаз	1:1	1:3	1:5
Концентрация, мг/дм ³ :			
золото	0,05/61	0,05/183	0,05/305
серебро	0,05/142	0,05/426	0,05/710

Примечание. В числителе приведена массовая доля компонентов в рафинате, в знаменателе — в экстракте.

Результаты опытов свидетельствуют об эффективной экстракции серебра и золота 0,1М раствором ТАМАМС. Оба металла извлекают почти полностью за одну стадию даже при соотношении фаз О:В,

равном 1:5. Ограниченное количество водного раствора не позволило выполнить опыты в широком интервале соотношения фаз, для того чтобы определить максимальное насыщение органической фазы серебром и выявить взаимное влияние золота и серебра при высоких насыщениях.

Для изучения реэкстракции была приготовлена органическая фаза, содержащая 183 мг/дм³ и 426 мг/дм³ серебра. Реэкстракцию металлов осуществляли 8%-ным раствором тиомочевины с 2,5 % серной кислоты перекрестным током в три стадии при соотношении фаз О:В, равном 2:1. В результате реэкстракции в водный экстракт перешло 87 % золота и 80 % серебра. При выбранном соотношении фаз на стадии реэкстракции удалось сконцентрировать золото в экстракте в 1,7 раза, серебро в 1,6 раза по сравнению с их концентрацией в насыщенной органической фазе или примерно в 8 раз по сравнению с концентрацией в исходном водном растворе. В дальнейшем необходимо уточнить режим реэкстракции для отработки по возможности максимального концентрирования при высокой степени реэкстракции.

Таким образом, применение экстракционного способа извлечения золота и серебра из цианистого раствора выщелачивания позволяет повысить концентрирование благородных металлов в несколько раз. Дополнительное концентрирование металлов происходит на стадии реэкстракции и осаждения концентрата.

Изучение экстракционного извлечения золота и серебра из цианистых растворов обусловило проведение укрупненных лабораторных исследований по экстракционному извлечению золота из технологических растворов, полученных при переработке золотосодержащих руд. В опытах по экстракции использовали цианистый раствор с концентрацией золота 3,3 мг/дм³.

Укрупненная установка включала в себя четырехкамерный смеситель-отстойник с гидравлически независимыми ступенями. Водный раствор последовательно проходил четыре ступени экстракции аппарата, в которых осуществляли экстракцию золота 0,01М раствором ТАМАМС в толуоле. Из-за низкого содержания золота в исходном растворе и сравнительно высокой вместимости органической фазы по золоту поток органической фазы должен быть в 40 раз меньше потока водной фазы. Поэтому было принято решение провести экстракцию перекрестным током, т.е. при отсутствии перетока органической фазы, для того чтобы достигнуть максимального в условиях испытаний насыщения. Поток водного раствора составлял 2 л/ч, всего было переработано 20 л водного раствора. Полученный экстракт содержал 122 мг/дм³ золота, а остаточная концентрация металла в рафинате не превышала 0,05 мг/дм³. Таким образом, на стадии экстракции извлечение золота составило более 98 %.

Для изучения процесса реэкстракции из третьей и четвертой камер аппарата отобрали две порции насыщенного экстрагента с концентрацией золота 45 и 122 мг/дм³ соответственно. Были опробованы

Резекстракция золота из насыщенного раствора 0,01М ТАМАМС в толуоле

Резекстрагирующий раствор	№ контакта	Концентрация золота, мг/дм ³		
		в экстракте	в органической фазе	в резектракте
5%-ный раствор серной кислоты	1-ый	122	122	< 0,05
	2-ой		122	< 0,05
	3-ий		122	< 0,05
8 % тиомочевины + 5 % серной кислоты	1-ый	45	43,3	130
	2-ой		1,4	4,2
	3-ий		0,05	0,14
8 % тиомочевины + 5 % серной кислоты	1-ый	122	115	345
	2-ой		6,33	19
	3-ий		0,41	1,23

два варианта резекстракции. Первый вариант предусматривает использование в качестве резекстрагирующего 5%-ный раствор серной кислоты. Во втором варианте резекстракцию золота осуществляли подкисленным серной кислотой раствором тиомочевины (8 % тиомочевины + 5 % серной кислоты). Во всех опытах резекстракцию проводили перекрестным током в три стадии при соотношении фаз О:В, равном 3:1. Результаты опытов приведены в табл. 14.29.

Лабораторные опыты по резекстракции показали, что 5%-ный раствор серной кислоты не резекстрагирует золото, оно почти полностью остается в органической фазе. На стадии резекстракции подкисленным раствором тиомочевины удается сконцентрировать золото почти в три раза и получить резектракты с концентрацией золота 345 мг/дм³. Таким образом, суммарное концентрирование золота в резектракте по сравнению с исходным раствором достигло 100 раз.

Принимая во внимание высокую стоимость толуола, были проведены исследования по замене его другим, менее токсичным и более приемлемым для экстракции растворителем. В качестве разбавителя экстрагентов и органических смесей на их основе в экстракционной технологии зарекомендовал себя керосин. Однако при приготовлении растворов четвертичных аммониевых соединений в керосине было замечено их неполное растворение в органическом растворе. Поэтому для улучшения совместимости ТАМАМС и керосина и предотвращения образования третьей фазы в процессе экстракции в 0,01М раствор ТАМАМС в керосине добавили нониловый спирт из расчета два моля спирта на один моль экстрагента. В этом случае ТАМАМС полностью растворяется в органическом растворе. С использованием 0,01М ТАМАМС в керосине с добавкой 0,02М нонилового спирта были проведены опыты по экстракции золота из цианистого раствора с низким его содержанием при различном соотношении фаз.

Результаты опытов по исследованию распределения золота между водной и органической фазами в процесс экстракции его 0,01М

ТАМАМС в керосине с добавкой 0,02М нонилового спирта из цианистого раствора с концентрацией золота 1,2 мг/дм³ приведены ниже.

Соотношение фаз О:В	1:5	1:10	1:20	1:40
Концентрация золота, мг/дм ³ :				
в рафинате	< 0,05	< 0,05	0,05	0,16
в экстракте	6,0	11,5	20,3	41,0

Эти данные подтвердили высокую эффективность ТАМАМС. Около 87 % золота переходит в органическую фазу при соотношении фаз О:В, равном 1:40, при этом золото концентрируется в 35 раз по сравнению с содержанием его в исходном цианистом растворе. Из анализа данных следует, что замена толуола на керосин не снижает экстракционной способности ТАМАМС и извлечение золота с использованием раствора ТАМАМС в керосине с добавлением в качестве модификатора высших спиртов (нонилового спирта) не менее эффективно, чем при применении толуола. Для производственных целей целесообразно использовать в качестве разбавителя керосин, обладающий значительно меньшей токсичностью и стоимостью по сравнению с толуолом. Учитывая возможность образования второй органической фазы при экстракции золота из цианистых растворов растворами ТАМАМС в керосине, следует провести укрупненные испытания для уточнения параметров извлечения золота.

Полученные данные можно использовать при разработке технологической схемы экстракционной переработки продуктивных растворов кучного выщелачивания, включающей в себя контрольную фильтрацию раствора, экстракцию благородных металлов, реэкстракцию, осаждение из реэкстракта концентрата благородных металлов и его фильтрацию.

Глава 15. ПРИМЕРЫ ОБЪЕКТОВ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

На первом этапе кучному выщелачиванию подвергали складированные ранее низкосортные руды, минерализованную отвальную породу и измельченные материалы хвостов переработки руд на обогатительных фабриках. На большинстве же современных действующих полигонов КВ перерабатывают руду, добытую открытым способом. Этот метод наиболее экономичен для отработки крупных по запасам руды низкосортных месторождений золота.

Число участков КВ, количество получаемого этим методом металла, его доля в общей добыче по отдельным регионам и странам обусловлены рядом факторов, в частности, наличием пригодных для данной технологии руд, экономическими предпосылками, опытом организации работ и т.д.

Ниже приведены конкретные примеры работ на участках КВ в ряде стран.

15.1. СОЕДИНЕННЫЕ ШТАТЫ АМЕРИКИ

Наибольшее число полигонов КВ золота в настоящее время сосредоточено в США. Здесь наиболее благоприятные руды для КВ, накоплен самый значительный технологический и производственный опыт отработки. В США впервые решены такие кардинальные вопросы совершенствования процесса, как агломерация, применение захороненных оросителей, новейших аппаратурных схем отсыпки штабеля и т.д., существенно расширившие границы применимости КВ (ДВ).

Схема расположения полигонов КВ в западных штатах приведена на рис. 15.1. Наибольшее число участков КВ сосредоточено в штате Невада (рис. 15.2), где в середине 80-х гг. насчитывали 55 полигонов и где имеются наиболее пригодные для проведения КВ руды (в крупнейшей рудоносной зоне Карлин Тренд месторождения золота связаны с осадочными породами).

Производительность указанных полигонов по руде, содержание в последней металла, время ввода в эксплуатацию варьируются в значительных пределах. В качестве примера в табл. 15.1 представлены производительность и величина прямых эксплуатационных затрат по отдельным объектам КВ. Эти данные относятся к 1983 г.,

когда средняя цена золота на Лондонской бирже составляла 423,7 дол. за унцию. За прошедшие годы объем переработки руды возрос: если вначале производительность по руде составляла первые тысячи тонн в сутки, то в настоящее время этот показатель вырос в десятки раз.

Для характеристики особенностей КВ (ДВ) в США представляют интерес данные, полученные в середине 80-х гг. на основе опроса, проведенного среди собственников компаний, применяющих указанную технологию:

- на 73 % полигонов перерабатывают руду, получаемую непосредственно из карьера, на 23 % — извлекают металл из отвалов,

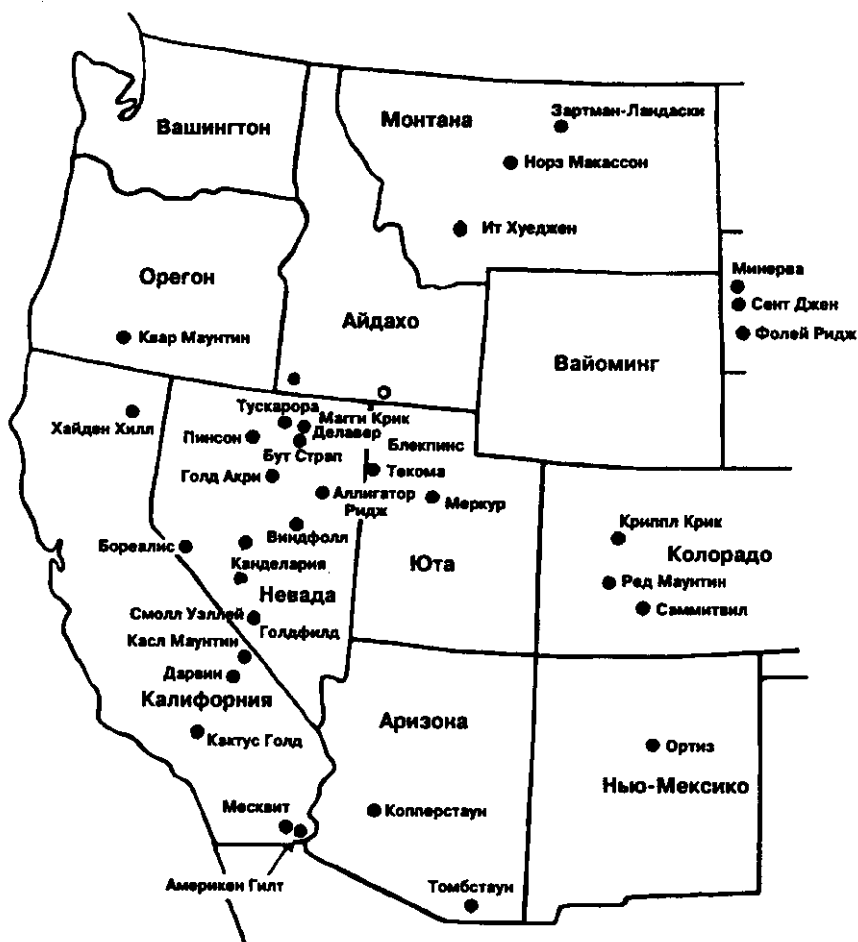


Рис. 15.1. Расположение основных действующих участков КВ в западной части США

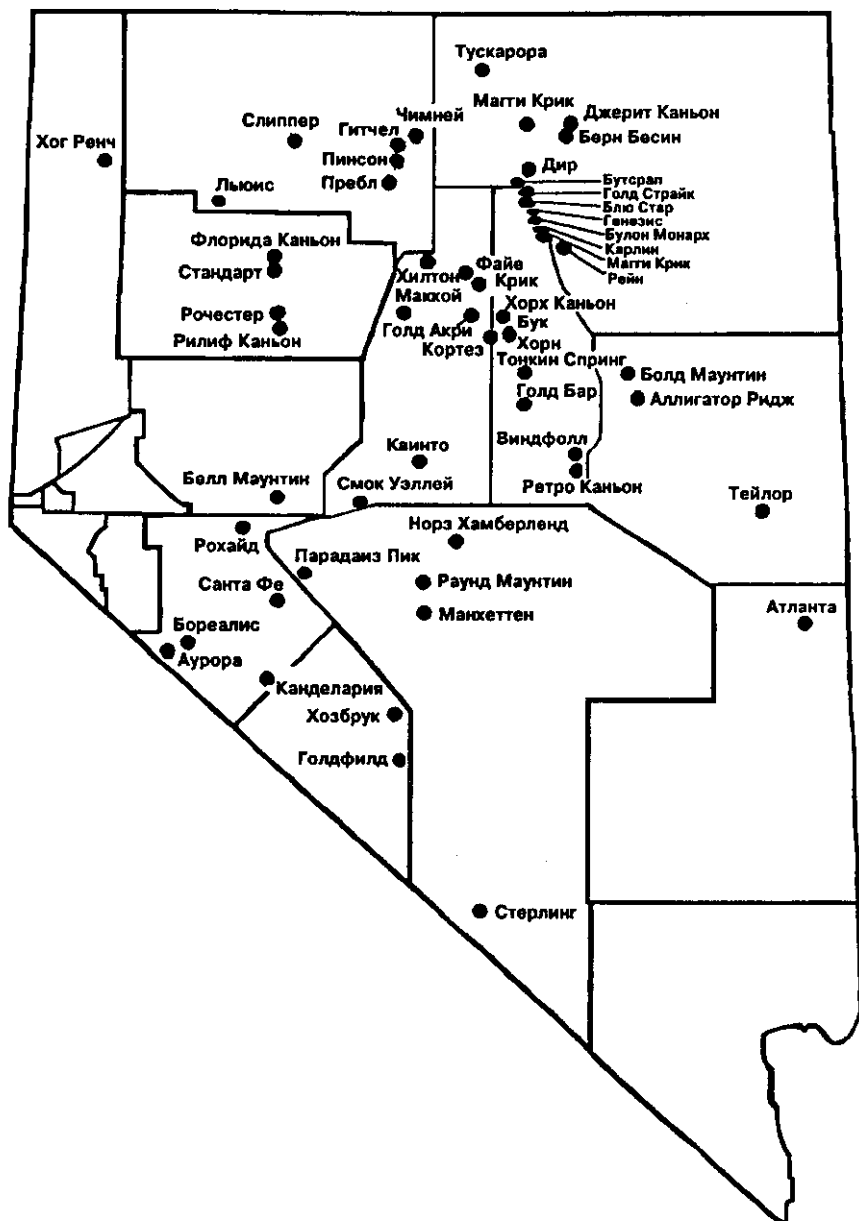


Рис. 15.2. Размещение полигонов KB в штате Невада

Таблица 15.1

Производительность и величина прямых эксплуатационных затрат по отдельным полигонам США (данные 1983 г.)

Полигоны	Производительность, тыс. т/сут	Затраты, дол. за унцию	Полигоны	Производительность, тыс. т/сут	Затраты, дол. за унцию
Меркур	Н.д.	200	Раунд Маунтин	6,5	205
Бореалис	2,5	140	Норз Хамберленд	4	350
Голдстрайк	2	395	Хог Ренч	5	185
Ортиз	1,2	205	Кактус	1	200
Зортман-Ландаски	20	280	Буффало Валей	4	175
Аллигатор Ридж	3	275	Флорида Каньон	14,2	330

хвостовых дамб и лишь на 4 % — обрабатывают материал, добываемый в подземных рудниках;

- на 18 % полигонов направляют материал на площадку КВ без дробления, на 40 % полигонов осуществляют дробление до класса -25 +6 мм, а на 12 % участков руду дробят до класса -6 мм;

- на 50 % полигонов отсыпают штабеля руды, масса которой составляет 50 тыс. т и менее, на 17 % — имеются штабели, содержащие от 50 тыс. до 100 тыс. т руды, еще на 17 % — сооружают штабели массой более 300 тыс. т. На оставшейся части полигонов формируют штабели массой от 100 тыс. до 300 тыс. т;

- высота штабеля определяется используемым для отсыпки оборудованием и в какой-то степени стандартизирована. Обычно высота штабеля кратна 0,9 м. На 22 % полигонов сооружали штабели высотой от 0,9 до 1,8 м, на 30 % — от 2,1 до 3,6 м. Подавляющее большинство полигонов приняло систему многоэтажного КВ, когда после извлечения золота из первого этажа на выщелоченную массу осуществляют отсыпку (после предварительного рыхления) второго слоя руды. Этот прием сегодня получил повсеместное распространение. Известны площадки КВ (ДВ) с полной высотой штабеля 40—80 м;

- на 41 % полигонов КВ для орошения штабелей руды использовали разбрызгиватели типа садовых оросителей, весьма чувствительные к механической кольтматации. На 9 % полигонов подачу растворов осуществляли с помощью оросителей-вигглеров и еще на 9 % — применяли оросители-вобблеры. На 14 % полигонов осуществляли орошение простым высачиванием раствора из отверстий в трубах, на 5 % — в верхней части штабеля формировали миниатюрные карты, в которых постоянно находились растворы орошения. В последние годы происходит постепенное вытеснение указанных оросителей эмиттерами, которые можно размещать на поверхности штабеля или заглублять в него на 20—25 см;

- примерно на половине североамериканских полигонов КВ перерабатывают карбонатсодержащие руды, вызывающие при цианидном выщелачивании сильное осадкообразование. Подавляющее

большинство участков КВ золота для снижения формирования осадков вводит ингибиторы;

- для контроля величины рН на 56 % полигонов в раствор орошения вводят гидроксид натрия, тем самым создавая защитную щелочность и уменьшая образование осадков;

- на подавляющем большинстве полигонов КВ (73 %) поддерживали интенсивность орошения менее 22 л/ч·м²; в последнее время отмечена тенденция снижения этой величины до 10–15 л/ч·м²;

- на 37 % полигонов расход цианида натрия на 1 т перерабатываемой руды составлял от 0,22 до 0,45 кг, на 47 % – более 0,45 кг;

- содержание золота в продуктивных растворах варьируется в пределах 0,3–3 мг/л; на 42 % полигонов использовали выделение металла по методу Меррилл–Кроу (осаждение цинком), а на остальных участках применяли сорбционное извлечение из растворов с последующим электровыделением золота.

Для полигонов КВ США характерно самое низкое содержание золота в перерабатываемых рудах. Так, в компании "Аймекс Голд" выщелачивают материал, получаемый из карьера "Винд Маунтин", с содержанием золота 0,72 г/т. Весьма низкосортные руды отрабатывают в компании "Коуер де Алене" (рудник "Рочестер"), они содержат 0,37 г/т золота и 51,3 г/т серебра. В компании "Пегасус Флорида Каньон" получают золото из руды с содержанием 0,81 г/т. Экономичность процесса КВ низкосортных руд для рассматриваемых случаев обеспечивается при выполнении одного или нескольких условий: переработка более 5000 т руды в сутки, извлечение более 80–85 %, исходный материал – руду забойной крупности – не подвергают дроблению, коэффициент вскрыши менее 1:1. В некоторых случаях рентабельна переработка материала с содержанием металла ниже 0,3 г/т, особенно с учетом неуклонного снижения содержания золота в перерабатываемых рудах США. В табл. 15.2 приведены данные по производству золота и содержанию металла в перерабатываемых рудах за период с 1981 по 1991 г. (без данных попутной добычи золота).

За рассматриваемый период вместе с увеличением количества получаемого металла (оно возросло примерно в 10 раз) содержание его в отрабатываемых рудах снизилось с 3,56 до 1,52 г/т. Это обстоятель-

Т а б л и ц а 15.2

Производство и содержание золота в рудах в 1981–1991 гг.

Годы	Получено золота, тыс. кг	Содержание золота в руде, г/т	Годы	Получено золота, тыс. кг	Содержание золота в руде, г/т
1981	27,08	3,56	1987	135	1,99
1982	35,09	2,78	1988	179,08	1,81
1983	48,57	2,89	1989	235,42	1,68
1984	53,3	2,34	1990	268,05	1,66
1985	67,42	2,53	1991	264,92	1,52
1986	104,78	2,55			

ство позволяет предположить, что процесс КВ в США в ближайшие годы будет завоевывать новые позиции, и следует ожидать существенного увеличения его доли в общем объеме производства золота.

15.1.1. МЕСТОРОЖДЕНИЯ КОМПАНИИ "НЬЮМОНТ"

Холдинговая золотодобывающая компания "Ньюмонт Майнинг Корпорейшн" (NMC) владеет 17-ю месторождениями золота, сосредоточенными в "золотом поясе" штата Невада в районе Карлина (по состоянию на конец 1989 г. геологические запасы в них оценивали в 816,3 млн т руды со средним содержанием золота 1,41 г/т), и контролирует площадь, равную 1000 км². Динамика производства золота, т: 1986 г. – 14,8; 1988 г. – 28; 1989 г. – 44,5; 1991 г. – 49,046; 1992 г. – 49,388; I полугодие 1993 г. – 24,979.

Для руды Карлина характерна ассоциация золота с пиритом, кварцем, тонкозернистыми рудными минералами, рассеянными в алеврит-карбонатных породах, присутствует органическое вещество. Отмечается повышенное содержание мышьяка, сурьмы, ртути и таллия. Особенность руд: тонкая дисперсность, мышьяковистость, присутствие пирита, реальгара, антимонита, киновари и арсенопирита. По морфологии это – пластовые залежи метасоматического происхождения с золотоносной сульфидной минерализацией.

Основным способом добычи является открытый. Строительство первого золотоизвлекательного завода проектной производительностью 1650 т/сут было начато в 1964 г. Первая продукция получена в апреле 1965 г. К концу 1971 г. было получено около 49,8 т золота. К 1971 г. на руднике "Битсрап", материал которого перерабатывали на заводе, набралось значительное количество низкосортной руды. Для ее переработки непосредственно на руднике была организована площадка КВ с циклом сорбции на угле. По схеме КВ перерабатывали руды с содержанием золота 0,93 г/т.

В том же году компания приобрела участок в районе Магги Крик, в 14 милях северо-западнее завода. В 1979 г. запасы здесь составляли 2,1 млн т руды, пригодной для заводской переработки, с содержанием золота 4,65 г/т и 2,3 млн т низкосортной – с содержанием 1,18 г/т. Переработку последней по способу КВ начали в апреле 1981 г. В 1980–1981 гг. на востоке от Магги Крик было выявлено крупнейшее низкосортное рудное тело Голд Кворри с промышленными запасами 103 млн т со средним содержанием золота 1,52 г/т (запасы приведены на середину 1983 г.).

В январе 1984 г. начали сооружение большого гидromеталлургического завода для переработки руд Магги Крик и Голд Кворри. Затраты на строительство завода производительностью 6350 т/сут и оснастку для КВ, включая добычу руды и приобретение заводского оборудования, составили 130 млн дол. США. Сочетание заводского передела и КВ позволило экономично обрабатывать руды с содержанием даже ниже 0,3 г/т, обеспечивая максимальное извлечение

золота из этих руд. В 1988 г. по заводской технологии было переработано 4 млн т руды, а по технологии КВ – 15 млн т.

Одновременно начали разведочное бурение на месторождениях Райн и Генезис. На первом из них в 1988 г. был построен завод №3 с переработкой 0,8 млн т/год руды по схеме заводского передела и 1 млн т/год руды по способу КВ. В 1990 г. содержание металла в рудах, направляемых на завод, составляло 2,7 г/т, на КВ поступала руда со средним содержанием золота 0,78 г/т; в том же году по заводской технологии получено 35,2 т золота, а методом КВ – 17 т. Из месторождения Генезис руду транспортировали на завод №1, а низкосортную руду отгружали на сооруженную здесь площадку КВ. В дополнение к существующим рудникам специалистами компании выявлен в пределах Карлина ряд других месторождений и перспективных участков (Пост, Пит, Таск, Бобкат, Норз Стар, Эмигрант, Гном и др.).

В 1988 г. компания "Ньюмонт Голд" стала самым крупным производителем золота в Северной Америке, владея пятью заводами и тремя хорошо оборудованными участками под площадки КВ. Деятельность компании распространяется на три основных района: Норз, Союз и Райн. На начало 1989 г. геологические запасы руды компании насчитывали 740 млн т, содержащих 1150 т золота, включая промышленные запасы – 507 т золота.

Заводы и площадки КВ компании размещены следующим образом:

- в районе Норз расположены заводы №1 и №4, куда входят месторождения Битсрап, Капстоун, Пост, Генезис, Норз Стар, Блю Стар, Карлин, Пит, Бобкат, Латерн. Здесь же имеются площадки КВ вместимостью 450 млн т. Ежегодно выщелачивают ~18 млн т руды;

- в районе Союз функционируют заводы №2 и №5, сюда входят месторождения Магги Крик, Голд Кворри и Таск. Площадки КВ имеют плановую мощность 154 млн т руды, в 1989 г. было уложено 32 млн т. Ежегодно методом КВ перерабатывают 18 млн т руды;

- к району Райн относятся месторождения Гном, SMZ и Эмигрант Спрингс. Здесь размещен завод №3 производительностью 1,9 тыс. т/сут, имеются площадки, где ежегодно перерабатывают ~1 млн т низкосортной руды, вместимость площадок – 10 млн т.

Горную добычу ведут в три смены в сутки. Руду отбивают уступами высотой 6,1 м с использованием стандартного оборудования, принятого при карьерной добыче.

Взрывные скважины бурят вращательным способом, отобранные пробы из каждой скважины анализируют: определяют выщелачиваемость, упорность, содержание и решают вопрос: куда направлять материал – на завод, на КВ или в отвал. После отбойки устанавливают границы руды.

На всех площадках КВ схема примерно одинакова. Рассмотрим КВ в районе Союз – площадка в Голд Кворри.

На площадку руда поступает непосредственно с рудника. Ее измельчают на дробилке 140×183 мм до класса –150 мм и подвергают

грохочению. Верхний продукт класса +38 мм дробливают в конусных дробилках, обеспечивающих производительность 18 млн т руды в год. Для улучшения извлечения материал подвергают агломерации с добавкой цемента. Подготовленную руду из бункера вместимостью 16 тыс. т доставляют на площадку КВ. Последняя состоит из уплотненного глинистого основания, покрытого пленкой полиэтилена высокой плотности толщиной 2 мм. Для лучшего дренажа на пленку уложены перфорированные пластиковые трубы диаметром 100 мм. Над ними слоем ~ 0,6 м помещен измельченный гравий. Уклон площадки к коллекторам, выложенным пластиком, составляет ~2%. Штабели сооружают слоями высотой 9 м. Конечная проектная высота штабеля – 61 м. В течение 1986 и 1987 гг. на площадку было уложено соответственно 3,5 млн и 8,8 млн т руды со средним содержанием золота 0,93 г/т. В месяц обычно отсыпают около 2 млн т руды.

В 1988–1989 гг. оросители были заменены эмиттерами, что позволило ликвидировать образование льда зимой и исключить сильное испарение летом. Линия орошения (капежа) размещена в 0,9 м от места расположения эмиттеров, по сетке 0,45 м. Стандартная протяженность линии от основного питателя – 50 м. Интенсивность орошения – около 15 л/м².ч.

Продуктивный раствор через покрытые пленкой траншеи поступает в карты вместимостью 60,5 тыс. м³, откуда его откачивают на 3 параллельных ряда сорбционных колонн, каждый из которых состоит из 6 аппаратов, содержащих активированный уголь. Дальнейшую переработку осуществляют на близлежащем золотоизвлекательном заводе.

В 1992 г. добыто и переработано 57,559 млн т руды, в том числе на завод отправлено 13,764 млн т, на КВ – 43,795 млн т. По традиционной технологии получено 32,142 т золота, по технологии КВ – 17,264 т. Эксплуатационные затраты на извлечение 1 г золота составили 6,66 дол. За 1994 г. компанией получено 51940 кг золота и 76,1 млн дол. чистой прибыли.

15.1.2. РУДНИК "РАУНД МАУНТИН"

Участок в Раунд Маунтин является одним из крупнейших предприятий в мире по КВ золота. Расположенный в 95 км севернее Тонорафа в округе Нуе штата Невада, он известен также под названием Стоук Валей Комон Оперейшн. Кучное выщелачивание здесь начали использовать в 1977 г. Отработка руд – карьерная. В 1985 г. на участке произошли значительные изменения в масштабах добычи и совершенствования схемы выщелачивания, когда компания "Раунд Маунтин Голд" стала наряду с канадской компанией "Эко Вай Майнс" собственником этого участка. Была разработана программа ускоренного развития работ, предусматривавшая переработку большого объема руд, увеличение высоты штабеля и продолжительности

выщелачивания, применение нагретых растворов орошения в зимнее время, осуществление десорбции под давлением и т.д. Выполнение этих мероприятий уже в 1985 г. позволило увеличить извлечение золота на 10 % (до 73–75 %) при уменьшении содержания металла в руде на 7 %. Переработка возросла с 12,785 тыс. т/сут в 1984 г. до 15,17 тыс. т/сут. Производство золота увеличилось с 3764 до 4315 кг (в 1977 г. было получено 1090 кг). С тех пор производственные показатели непрерывно улучшались: в 1990 г. было получено рекордное количество золота – 15,03 т, что составляло немногим более 5 % общего производства золота в США в этом году. В табл. 15.3 приведены основные данные по КВ золота на месторождении Раунд Маунтин за период с 1983 по 1991 г.

Содержание золота варьируется в широких пределах, поэтому количество получаемого металла зависит от сортности руды и результатов ее переработки. Так, в 1991 г. на выщелачивание поступала более низкосортная руда (получено 10,5 т золота, т.е. на 29,8 % меньше, чем в предыдущем году).

В начале 1992 г. произошли значительные изменения в составе обрабатываемых руд: началась поставка материала из переходной зоны (полуокисленной), содержащей существенный процент неокисленных руд и глинистых составляющих, что повлияло на извлечение и количество получаемого металла. Это обстоятельство заставило собственников пересмотреть бортовое содержание, что дало возможность продлить срок эксплуатации предприятия. Если раньше бортовое содержание составляло 0,4 г/т, то с 1992 г. оно было установлено

Т а б л и ц а 15.3

Показатели КВ золота на месторождении Раунд Маунтин за период 1983–1991 гг.

Показатели	Годы									
	1983	1984	1985	1986	1987	1988	1989	1990	1991	1992*
Годовое производство золота, кг	2558	3765	4315	5217	5927	8823	10009	15027	10544	7513
Фактические затраты на 1 г полученного золота, дол.	8,5	8,07	6,85	5,85	5,95	6,56	7,13	6,37	7,43	7,39
Производительность по руде, т/сут	10047	12785	15170	18770	31482	35637	44070	43766	44339	44343
Фактические затраты на 1 т руды, дол.	6,91	6,59	5,61	2,28	3,15	3,94	4,25	4,83	4,98	4,67

* По 30 сентября 1992 г.

** Общая добыча, включая золото, полученное на маленьком руднике "Манхеттен", ставшем собственностью "Раунд Маунтин" в 1989 г.

*** Только по КВ на месторождении Раунд Маунтин, исключая рудник "Манхеттен".

равным 0,2 г/т. По состоянию на 01.01.92 г. подтвержденные и вероятные запасы на руднике "Раунд Маунтин" оценивали в 263,5 млн т при среднем содержании золота 0,9 г/т, продолжительность эксплуатации – 13 лет.

Уменьшение бортового содержания в два раза повлекло за собой (из соображений экономики) внесение ряда корректив в схему КВ: была исключена стадия дробления низкосортных руд. В середине 1992 г. приступили к сооружению площадки для переработки руд с содержанием золота ~0,2 г/т, недробленых, поступающих прямо с карьера. Ее площадь – 297 280 м², отсыпку руды начали в конце года. Предусматривали загрузку в четыре этажа высотой 15,2 м, конечная высота ~61 м. Вместимость площадки ~127 млн т взорванной низкосортной руды.

Породы месторождения окислены неравномерно, зона окисления прослежена до глубины около 305 м. Минерализация выявлена в пределах гидротермально измененной зоны площадью 10 км². Подавляющая часть золота присутствует в виде электрума с соотношением содержаний золота и серебра, равным 3:2. По составу вмещающих пород выделены пять типов, три из них – основные, они часто обуславливают границы распространения минерализации золота.

Карьер работает 24 часа в сутки круглый год. Производительность – 136,1 тыс. т/сут или 4,8 млн т/год породы, в том числе примерно 40,8 тыс. т/сут руды. Коэффициент вскрыши – 1,41. Окончательные размеры карьера по проекту – 1828 м с севера на юг и 1676 м с востока на запад при глубине 459 м. К ноябрю 1992 г. карьер имел размеры 1524 × 1219 × 352 м. Высота уступов 10,7 м и ширина 106,7 м. Угол откоса бортов карьера – 45°.

Четырьмя буровыми установками вращательного типа ("Ингерсолл Ранд ДМ-50с") проходят скважины диаметром 200 мм по сетке 4,9 × 4,9 м в районе предполагаемого залегания руды и по сетке 5,5 × 5,5 м в отвальных породах. Из каждой скважины отбирают 3,6–4,5 кг породы на анализ. Из-за низкого содержания металла в руде анализируют пробу массой 145 г. В качестве погрузочного оборудования используют электрические погрузчики, гидравлические экскаваторы, загрузочные ковши, при перевозке применяют вагонетки. Руду перемещают на 2,4 км в одно из двух дробильных отделений, где она поступает на дробилку или складывается поблизости. Бедную руду складывают, а отвальную транспортируют в один из нескольких отвалов.

На предприятии эксплуатируются два отделения дробления: северное перерабатывает 9,1 тыс. т/сут руды, южное – 31,8 тыс. т/сут. Оба работают круглосуточно. На южном отделении пластинчатый питатель шириной 2,6 м подает руду на первичное дробление, которое осуществляется в конусной дробилке производительностью 3,6 тыс. т/ч. Из нее материал крупностью – 203 мм поступает в радиальный погрузчик, передающий руду в хранилище вместимостью

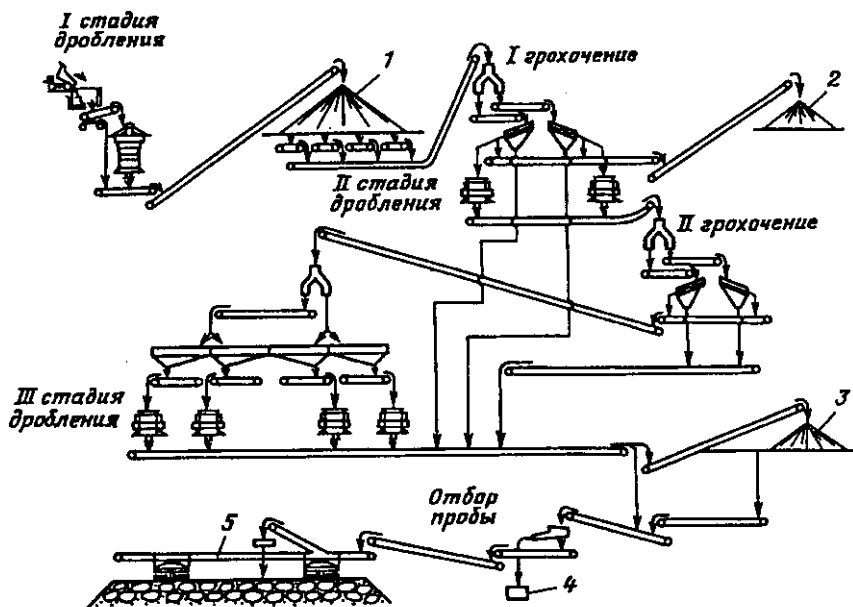


Рис. 15.3. Схема узла дробления южного отделения:

1 — хранилище негабаритной руды; 2 — хранилище материала для формирования основания площадки; 3 — запасное хранилище мелкой руды; 4 — бункер для отбора пробы; 5 — укладчик ("стакер")

163,3 тыс. т. Схема узла дробления южного отделения показана на рис. 15.3.

Четыре пластинчатых питателя, размещенных под хранилищем, подают с помощью конвейера руду на вторичное дробление. Здесь тонкая фракция отделяется на двух вибрационных грохотах размерами $2,4 \times 6,1$ м. Верхний продукт додробливается на двух конических дробилках Нордберга (2,1 м) и поступает на два других виброгрохота размерами $2,4 \times 6,1$ м. Материал крупностью $+19$ мм транспортируется в 4 бункера, снабженные пластинчатыми питателями, которые доставляют руду на третью стадию дробления. Оно осуществляется в четырех короткоконусных дробилках (2,1 м). Конечный продукт с помощью ленты поступает в систему сооружения штабеля ("stacking system").

Во время нормальной эксплуатации указанной системы руда прибывает к отвальному затвору и падает на конвейер длиной 457 м, а отсюда на конвейер длиной 1463 м, перемещающий материал с производительностью 1,8 тыс. т/ч. Он оборудован приспособлением для автоматической разгрузки, которое поднимает нагруженный конвейер на роликах, сбрасывает руду и возвращает конвейер обратно. Затем руда поступает на наклонный конвейер, передающий материал на

погрузчик ("stacker"). В период ремонта системы погрузки отводной затвор направляет материал на другой радиальный погрузчик, который разгружает руду в хранилище, из которого она может быть с помощью самосвалов или других механизмов переброшена на площадку КВ. В этом случае штабель сооружают с помощью бульдозера.

На руднике "Раунд Маунтин" имеется три площадки выщелачивания. Северная площадка, расположенная северо-западнее карьера, длиной 952,5 м и шириной 85,3 м не функционирует с января 1993 г. Сейчас продукция поступает с двух южных площадок, размеры каждой из которых 1219 × 114 м. Площадки сооружены с основанием из асфальта толщиной 178 мм. Перед загрузкой руды основание покрывают слоем негабаритного материала для защиты асфальта от тяжелых погрузочных механизмов и улучшения дренажа.

Перед доставкой руды на площадку ее смешивают с быстро растворимой известью, чтобы получить раствор с $\text{pH} = 10,8$. Бункер с известью размещают над конвейерной лентой в системе дробления, что обеспечивает получение однородной смеси руды и извести. Количество извести, добавляемой к руде, около 1,2 кг/т.

На параллельно размещенных южных площадках руда автоматически поднимается на высоту 10,7 м продольной системой загрузки. Загрузка по мере движения стакера перемещается вдоль одной площадки, затем разворачивается и передвигается по второй площадке. После заполнения второй площадки рудный цикл повторяется; одна операция загрузки обычно требует 120 сут. На северной площадке, где нет такой загрузки, для укладки штабеля руду транспортируют 77-тонными вагонетками и складывают по соседству с площадкой, а затем бульдозером отсыпают штабель высотой 10,7 м. Ежедневно на эту площадку загружают 9,1 тыс. т руды.

Секции каждой площадки КВ оборудованы трубопроводами диаметром 76,2 мм. По мере завершения загрузки каждой секции их соединяют в магистральные линии диаметром 50,8 мм, которые проходят через верхнюю и нижнюю части секции. Раствор цианида натрия с концентрацией 0,21 кг/т подают с помощью оросителей-вобблеров, размещенных по центру штабеля на расстоянии 7,6 м друг от друга. Интенсивность орошения 0,16 л/мин·м². Продолжительность выщелачивания 120 сут. После дренирования раствора, промывки штабеля свежей водой и ее дренажа выщелоченную руду насыпают погрузчиком в вагонетки и вывозят с площадки на хвостовую отвальную дамбу.

Каждую неделю две с половиной секции площадки загружают и разгружают как на севере, так и на юге, а другие пять секций обычно находятся в состоянии перевода с выщелачивания на выгрузку. Цикл загрузки-выгрузки продолжается круглый год. Зимой раствор на северной площадке специально нагревают, а на южной пользуются водой (температура 82 °С), отбираемой из геотермально-источника, расположенного по соседству.

Схемы извлечения золота приведены на рис. 15.4 и 15.5.

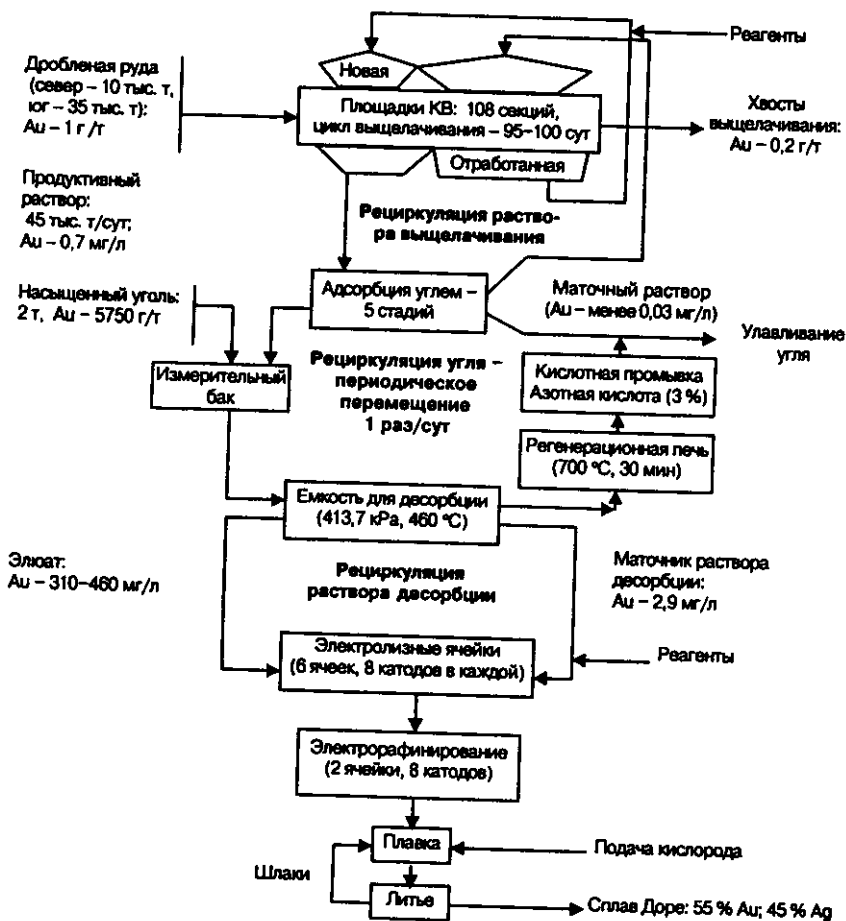
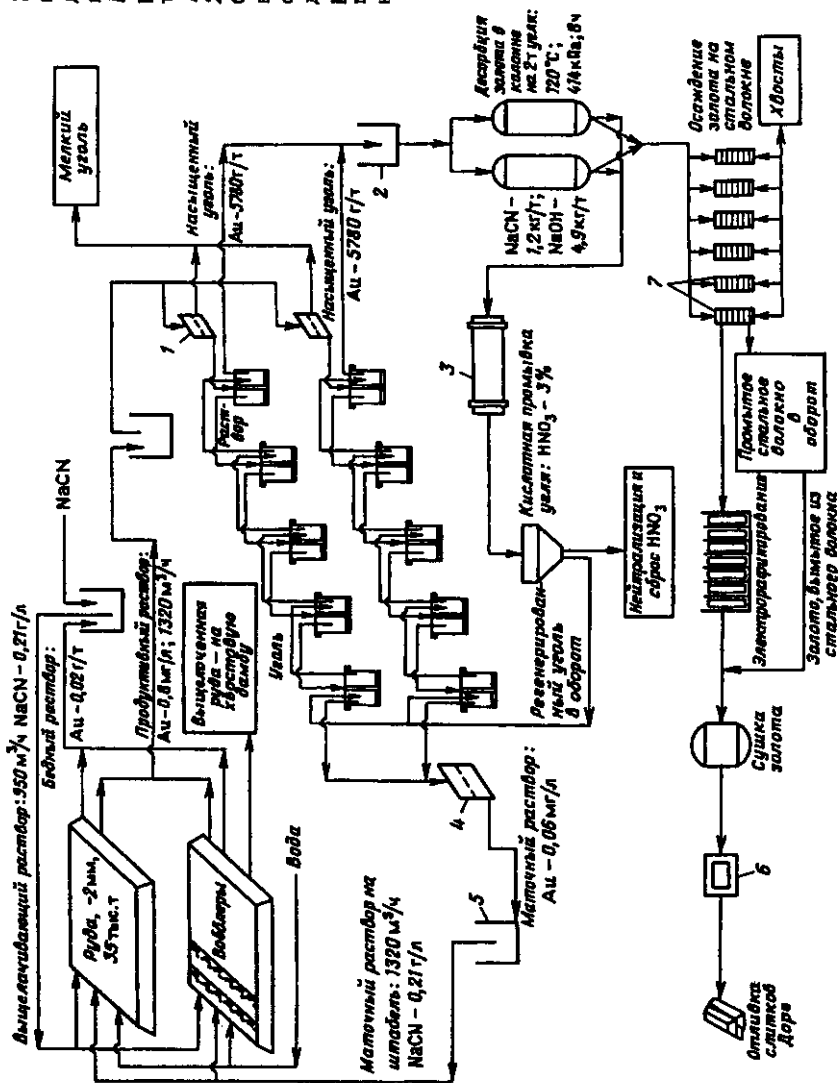


Рис. 15.4. Схема переработки золотосодержащих руд на месторождении Раунд Маунтин

Продуктивный раствор содержит 0,7–1,1 мг/л золота и 0,514–0,686 мг/л серебра. Так как площадки имеют уклон ~ 5 %, он стекает в коллекторную систему (с уклоном 1 %) и поступает на установку извлечения золота с помощью активированного угля. На юге два ряда из пяти колонн работают в тандеме. Каждая колонна диаметром 3,8 м вмещает 3,2 т угля. Раствор перемещается через колонны со скоростью 190 л/с. Время контакта раствора с углем 6 мин. Извлечение золота и серебра – 96 %. Из пятой колонны обеззолоченный раствор, пройдя через грохот для улавливания зерен угля, возвращается на площадку выщелачивания. В пятую колонну вводят свежий или отрегенированный адсорбент. Каждые 8 ч 0,9 т угля

Рис. 15.5. Общая схема переработки руд, содержащих золото, на месторождении Раунд Маунтин, с балансом растворов и аппаратурным оформлением: 1 — головной фильтр; 2 — измерительный бак; 3 — речневационная печь; 4 — емкостной фильтр; 5 — емкостной для маточных растворов; 6 — индукционная печь; 7 — электролизные ячейки



перемещают из одной колонны в другую. Из первой колонны 0,9 т насыщенного угля передают в систему десорбции.

На юге установлены две емкости высотой 6,1 м и диаметром 0,9 м, работающие под давлением. Они предназначены для десорбции золота и серебра. Эта операция происходит под действием раствора, содержащего 1,2 кг/т цианида натрия и 4,9 кг/т каустической соды. Перед поступлением в емкости раствор нагревают пропановой горелкой до 138 °С при давлении 414 кРа. Элюат из емкостей проходит через теплообменник, в котором охлаждается богатый раствор и предварительно нагревается "хвостовой" десорбирующий раствор, который затем возвращается на нагрев пропановой горелкой. Охлажденный ниже точки кипения богатый раствор распределяется по шести электролизным ячейкам. Раствор содержит от 343 до 514 г/т металла. Элюированный уголь промывают в емкости свежей горячей водой для удаления оставшихся реагентов. Затем под давлением воды уголь подают в регенерационную емкость. Во вращающейся газовой печи он обезвоживается и регенерируется при температуре 704 °С. Горячий уголь сбрасывается из регенерационной емкости через водный затвор, который охлаждает его и предохраняет от окисления. Затем с помощью 3%-го раствора азотной кислоты осуществляется отмывка из пор угля осадка карбоната кальция. После промывки и нейтрализации уголь возвращают в адсорбционные колонны.

Каждая электролизная ячейка (камера) снабжена восемью волоконными катодами из нержавеющей стали и десятью анодными пластинками из такого же материала. Размеры ячейки: ширина — 0,6 м, длина — 1,1 м и высота — 0,8 м. Электролизный ток в 300 А с напряжением 3—4 В осаждает золото и серебро из раствора на катоды. Ежедневно один или два катода, находившиеся в ячейке в течение недели, удаляют из нее. Оставшиеся катоды последовательно перемещают, а чистые катоды занимают освободившиеся места. Удаленные катоды разбирают (демантируют), распылительной "пушкой" под высоким давлением с них снимают около 80 % шлама золота и серебра, осевшего на стальных волокнах. Для удаления оставшегося количества благородных металлов стальное волокно помещают в корзину, которую устанавливают в ячейку электрорафинирования в качестве анода. Здесь происходит процесс электрохимического переосаждения золота и серебра в виде фольги на катодах, изготовленных в виде пластин из нержавеющей стали. В результате ежедневного соскабливания с этих пластин получают 4,7—6,2 кг фольги.

Высушенную фольгу объединяют со шламом, полученным при электролизе. Эту смесь плавят в печи, куда для удаления железа вводят кислород. Металл отливают в бруски, содержащие около 55 % золота и 45 % серебра. Затем их транспортируют в бронированных машинах на аффинажный завод в Солт Лейк Сити.

15.1.3. РУДНИК "ПАРАДАИЗ ПИК"

Рудник "Парадаиз Пик" принадлежит компании ФМС Голд. Рудное тело здесь выявлено в июле 1983 г. В то время запасы оценивали в 11,3 млн т руды с содержанием 3,7 г/т золота и 120 г/т серебра.

В мае 1984 г. была завершена стадия технико-экономической оценки, и в июне того же года приступили к проектированию объекта. Сооружение завода, начатое в январе 1985 г., закончилось вводом его в эксплуатацию в апреле 1986 г.

Вскоре после этого были начаты работы по кучному выщелачиванию золота из проб бедной руды. Исследования сопровождались одновременными испытаниями схемы на штабелях полупромышленного масштаба, что давало возможность получать примерно 6 % общей добычи металла на руднике "Парадаиз Пик".

Исследования на начальном этапе были направлены на определение параметров полномасштабного КВ, которое служило бы дополнением к заводскому переделу руды, принятому для рудника "Парадаиз Пик". Предусматривалось выполнение нескольких этапов исследований, которые в конечном счете привели к разработке технологии КВ. По этой схеме планировали перерабатывать около 363 тыс. т/год минерализованных отвалов. Руды различной крупности (от -32 до 6,1 мм), поступающие из рудника, подвергали раздельному выщелачиванию. Первый материал оказался экономически наиболее приемлемым, так как затраты на дробление не компенсировались повышением степени извлечения золота.

Наилучшим методом орошения, опробованным в течение нескольких сезонов, оказался метод с применением дрипперов (погруженных в штабель эмиттеров). Их достоинство заключается в простоте установки, исключении переливов, снижении потерь растворов за счет испарения и сведении к минимуму возможности замерзания в зимнее время подаваемых на штабель растворов. На руднике "Парадаиз Пик" дрипперы выполнены из полиэтилена с добавкой в него для защиты антиоксиданта. Система орошения состоит из труб диаметром 13 мм, несущих эмиттеры, размещенные через каждые полметра. Эти трубы присоединены через каждые 1,5 м к магистральным трубопроводам диаметром 100 или 150 мм и проложены поверх штабеля на расстоянии 38 м. В будущем предусмотрено использовать трубы и эмиттеры большего размера. Это позволит создавать давление, достаточное для подачи растворов на расстояние до 60 м и более, что, в свою очередь, позволит ликвидировать несколько питающих труб.

В то же время были начаты опыты по рециркуляции растворов с одновременным увеличением массы руды, находящейся в процессе КВ. Раствором для орошения служил маточник заводского цикла, отбираемый из схемы осаждения по Меррил-Кроу (цементации).

Продуктивный раствор, получаемый из штабеля, возвращался на завод для использования в цикле измельчения. Баланс воды на заводе является лимитирующим фактором при орошении штабелей.

Максимальная производительность орошения (и соответственно возврат раствора на штабели) составляла 28 л/с. Для откачки из карт продуктивных растворов, которые направляли на заводскую площадку и площадку КВ, была установлена максимальная производительность насосов – 48 л/с. Недостаточный объем растворов, поступающих на КВ, вызвал необходимость увеличения размеров площадки выщелачивания. Последующие наблюдения выявили резкое снижение продолжительности процесса извлечения, что связывают с применением заводских маточников.

Эти и другие преимущества (исключение дополнительного контроля уровня рН, необходимости добавки цианида натрия, предварительной обработки воды для ликвидации проблемы коагуляции дрипперов) позволили считать указанную схему весьма привлекательной. Эксплуатационные данные, полученные на стадии тестовых испытаний по КВ, приведены ниже.

Крупность минерализованных отвалов	Забойная
Система орошения	Дрипперы с рециркуляцией
Интенсивность орошения, л/мин·м ²	0,008–0,023
Расход цианида, кг/т	0,33
Извлечение золота, %	65
Извлечение серебра, %	24
Обработка воды	Необходима и важна для питающих и оборотных растворов
Оцениваемые затраты*, дол/т	4,05

* Включены капитальные затраты, затраты на дробление, замену оросителей на дрипперы. Не включены пошлины и аренда, связанные с горной добычей.

В марте 1988 г. приступили к выщелачиванию промышленных штабелей. Первые две ячейки, содержавшие 285 тыс. т, были выщелочены с параметрами, установленными в процессе полупромышленных испытаний. При сооружении этих штабелей в поступающих рудах присутствовало большое количество мелочи. В последующем минерализованную часть тонкого материала складировали и подвергали исследованиям по агломерации. Результаты показали, что агломерация улучшает извлечение и значительно сокращает продолжительность выщелачивания. Для материала, поступающего с рудника (ячейки 1 и 2), для полного извлечения золота потребовалось 6 мес, агломерированная руда крупностью –102 мм (ячейка 3) выщелачивалась до той же степени извлечения в течение 2,5 мес. Без агломерации из-за плохой фильтрации этот материал не мог быть выщелочен вовсе. Оценка затрат и извлечения золота приведена ниже.

Крупность минерализованных хвостов	Забойная, необходима агломерация более 50 % материала
Система орошения	Дрипперы с рециркуляцией
Интенсивность орошения, л/мин·м ²	0,008
Расход цианида, кг/т	~0,33

Извлечение золота, %:	
из рудничных отвалов	58
из агломерированного материала	70
Извлечение серебра, %:	
из рудничных отвалов	21
из агломерированного материала	30
Продолжительность выщелачивания, сут:	
из рудничных отвалов	180
из агломерированного материала	30
Обработка воды	Необходима и важна для питающих и оборотных растворов
Оценка издержек, дол/т:	
для рудничных отвалов	2,92
для агломерированного материала	5,55

Сегодня кучное выщелачивание – весьма эффективный и достаточно экономичный процесс, успешно используемый на руднике "Парадаиз Пик".

15.1.4. РУДНИК "КОУЕР РОЧЕСТЕР"

Рудник "Коуер Рочестер" расположен в центральной части штата Невада. Здесь с лета 1986 г. действуют карьер и установка КВ. Предприятие перерабатывает 17 тыс. т/сут руды с содержанием золота 0,375 г/т и серебра 48,2 г/т. Крупность материала, подаваемого на площадку выщелачивания, – 13 мм. Ее площадь – 37 000 м², покрытие – пленка из высокопрочного этилена толщиной 0,2 мм.

Дробление руды осуществляют щековой дробилкой (1220×1520 мм) и одной стандартной конусной дробилкой (2,1 м). Завершается схема дробления четырьмя короткоконусными дробилками (по 2,1 м). Агломерация руды отсутствует, так как дробленая руда содержит менее 10 % тонких частиц крупностью – 28 мм.

Материал обычно укладывают на ранее выщелоченный штабель, разравнивают и бульдозером осуществляют нарезку. Для орошения штабеля используют доукрепленные маточные растворы, подаваемые с помощью заглубленных эмиттеров, размещенных с интервалом 810 мм и расстоянием между рядами 910 мм. Часть линии эмиттеров в зимний период заглублена на 1 м, а в остальное время года размещена на поверхности.

Раствор выщелачивания содержит 0,75 г/л цианида натрия, рН раствора 10–11. Содержание растворенного кислорода в продуктивном растворе около 8 мг/л. Расход цианида на 1 т руды около 0,2 кг. Необходимый уровень рН достигают путем добавки к руде крупнокусовой извести на третьей стадии дробления в количестве 1 кг/т.

Продуктивный раствор перерабатывают по стандартной замкнутой схеме Меррил–Кроу. Предварительно раствор осветляют с помощью трех фильтров-осветлителей с производительностью 158 л/с. Последующая деаэрация осуществляется в вакуумной башне, в результате содержание растворенного кислорода понижается до 0,5 мг/л.

Осаждение золота и серебра совершается путем добавки к дезаэрированному продуктивному раствору пульпы цинковой пыли. Осадок фильтруется на трех пластинчатых фильтрах. Маточный раствор доукрепляется до 0,75 г/л 25%-м раствором цианида натрия и повторно используется для орошения штабеля. Текущая производительность установки составляет 20,5 м³/мин, максимальная — 25,9 м³/мин.

Технологическая схема кучного выщелачивания показана на рис. 15.6.

По состоянию на вторую половину 1989 г. в процессе КВ находилось более 12,7 млн т руды, одновременно растворителем орошали около 10 млн т руды, занимающей площадь 18,4 тыс. м². Этот штабель имел высоту 30,5 м. Предполагалось, что проектная высота 61 м будет достигнута в течение последующих двух лет. Под КВ вели строительство еще двух площадок с основанием площадью 27,8 тыс. м², покрытым пленкой и вмещающим 16,8 млн т руды. В апреле 1988 г. начали осуществление программы по снижению скорости орошения с 353 до 188–220 л/с, т.е. интенсивности орошения с 0,003 до 0,002 л/с·м².

Тщательные лабораторные исследования показали, что после двух-трех недель выщелачивания общее извлечение серебра и золота практически не зависит от скорости орошения. Новая программа позволила существенно снизить эксплуатационные затраты без ущерба для количества произведенной продукции.

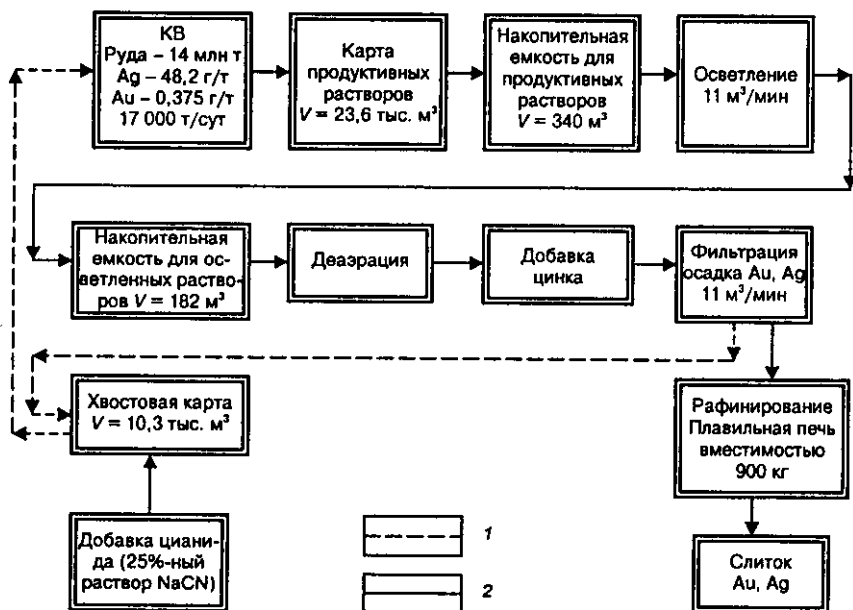


Рис. 15.6. Общая схема КВ на месторождении Коуер Рочестер:
1 — хвостовой раствор; 2 — продуктивный раствор

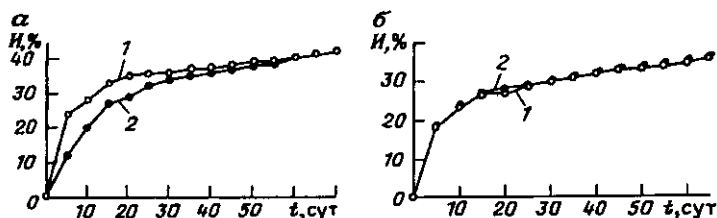


Рис. 15.7. Зависимости извлечения I золота (а) и серебра (б) от продолжительности процесса орошения t при интенсивности: 1 — 0,0007 л/с·м²; 2 — 0,003 л/с·м²

Для ликвидации избытка растворов и повышения их температуры за счет солнечной энергии на склоне холма выше площадки штабеля была построена система "испарение—нагревание". Она представляла собой черную пленку, обычно используемую для покрытия площадок.

В последние годы большое внимание уделяли исследованию влияния скорости потока на технологические параметры. Опыты в колонках на составной пробе (недробленной) показали, что спустя 2—3 недели изменение плотности орошения с 0,003 до 0,0007 л/с·м² не влияет на общее извлечение золота (рис. 15.7,а). Кривые извлечения серебра идентичны (рис. 15.8,б).

Содержание металла в продуктивном растворе обратно пропорционально интенсивности орошения, причем на конечном этапе величина степени извлечения во всех случаях одинакова.

Известно также, что влажность промышленного штабеля пропорциональна интенсивности орошения. Снижение интенсивности орошения ведет к соответствующему уменьшению содержания раствора в пределах штабеля, так как объем материала, осушаемого до предельной влажности, не зависит от интенсивности орошения. Более низкая интенсивность позволяет орошать большую площадь, а следовательно, перерабатывать больший объем руды без создания избытка дренаруемого объема растворов.

Снижения скорости потока достигали изменением производительности подачи раствора на площадке, находящейся в эксплуатации 2—3 недели. На вновь вводимых площадках для быстрого насыщения руды и проскока раствора на начальном этапе поддерживали интенсивность 0,003 л/с·м² со снижением ее в последующем до 0,0007 л/с·м². Интенсивность потока на более "старых" штабелях постепенно снижают, чтобы получить необходимый для вновь вводимых площадок поток. Последние обычно оборудуют ротаметрами и вентилями для установки индивидуальной скорости потока на каждой площадке КВ. Более "старые" штабели с интенсивностью орошения менее 0,0007 л/с·м² могут обрабатываться по одной основной магистральной линии, так как общий объем потока обычно сопоставим с тем, что пропускается по меньшей площади с высокой скоростью.

Каждый этаж площадки выщелачивания планируют заранее, чтобы оптимизировать размещение насосного хозяйства и минимизировать число вентилях и ротаметров. Применение эмиттеров позволяет оператору поддерживать скорость потока на данном секторе площадки без снижения площади орошения, что обусловлено тем, что последняя при использовании эмиттеров не зависит от скорости потока. Уменьшение скорости потока при использовании распылителей сокращает радиус орошаемой площади. При первоначальной эксплуатационной скорости потока 353 л/с ожидается, что может быть достигнута скорость потока 188–220 л/с.

Общую скорость потока следует снижать постепенно, чтобы дать время для выпарки растворов и избежать внезапных изменений в цикле. По программе ее необходимо уменьшать на 3 л/с за неделю до тех пор, пока не будет достигнута конечная эксплуатационная скорость потока.

Экономия, обусловленная внедрением рассматриваемой программы, была получена немедленно. Использование антискаланта (химикат, препятствующий образованию осадка), расход которого пропорционален скорости потока, сократилось с 37,8 тыс. до 29,9 тыс. л/мес в первые 6 месяцев эксплуатации. При переходе на оптимальную интенсивность орошения, по оценке операторов, расход антискаланта будет снижен до 23,8 тыс. л/мес. Конечная экономия по этой статье составит более 40 % в год.

На одну треть сократился расход цинка: с 0,0013 до 0,0009 кг на 1 г серебра. За те же 6 месяцев расход диатомовой земли был снижен на 15 % по сравнению с периодом, предшествовавшим переходу на новую процедуру орошения. Более чем на 40 % в год ожидалась экономия в реагентах после полной реализации программы. Дополнительным преимуществом является меньший износ оборудования, насосов, вентилях, сокращение расхода энергии.

Отмечено более высокое содержание золота в осадке за счет его повышенной концентрации в растворе. Вместо чистки четырех фильтров-прессов в неделю как прежде, в настоящее время эту операцию ведут на двух прессах. Качество осадка возросло на 15–20 %, а объем нерастворимого материала в слитке — в два раза. В свою очередь, это привело к снижению расхода флюса на единицу массы и сокращению примерно на 25 % издержек, связанных с его потреблением.

Указанные выше достоинства схемы оптимизации орошения дают возможность вводить в обработку дополнительное количество рудной массы.

Особенно уникальным является то, что снижение интенсивности орошения не повлекло за собой уменьшение степени извлечения золота и серебра. В этих условиях на установке КВ произошло резкое сокращение эксплуатационных затрат.

Если же по схеме появляется избыток растворов, например, маточного раствора, то его откачивают на площадку с прокладкой из черного пластика и при распылении оросителями он подвергается

выпарке за счет солнечной энергии, как в процессе распыления, так и на площадке, где обычно создается тонкий слой раствора. В летние месяцы сюда подают около 25–32 л/с раствора, примерно 50 % его испаряется в дневное время. В условиях сухого воздуха ночью испаряется до 20 % раствора.

В дневное время раствор, подаваемый на площадку КВ, нагревается почти до 38 °С, передавая это тепло штабелю (масса которого более 11,8 млн т). Это оказывает весьма благоприятное воздействие: когда температура зимой падает до –34 °С, по оценке операторов, температура раствора внутри штабеля сохраняется в пределах 10–15 °С, положительно влияя на кинетику растворения.

С середины января 1989 г. температура раствора 12 °С сохранялась постоянной в течение пяти недель. Годом раньше температура раствора в это же время равнялась 8 °С и ниже. Линии оросителей, размещенных на поверхности штабеля в середине января 1989 г., продолжали функционировать при температуре окружающей среды без видимых признаков замерзания. Однако трубы, лежащие на поверхности и выведенные на ремонт, зимой промерзли; заглубление их в штабель позволило снизить промерзание даже в случае их временного перекрытия. Использование повышенной температуры растворов выщелачивания и ликвидация проблем, связанных с образованием льда, обеспечили зимой 1988–1989 гг. получение высоких показателей при эксплуатации площадок КВ.

Таким образом, помимо обработки способом КВ одной из самых низких за последние годы по содержанию золота руд здесь успешно внедрены: заглубленные эмиттеры, схема со снижением интенсивности орошения, индивидуальная для каждой площадки система управления потоком, узел с нагревом и выпаркой растворов солнечной энергией. Это позволило на руднике "Коуер Рочестер", резко сократить эксплуатационные затраты и оптимизировав процесс в целом, выдержать неблагоприятную рыночную ситуацию в связи со снижением цен на серебро.

15.1.5. РУДНИК "МЕСКВИТ"

Рудник "Месквит" принадлежит компании "Голд Филдс" и расположен в округе Империял штата Калифорния в 55 км восточнее г. Браулей. Здесь функционируют 5 карьеров на общей площади 5,5 км с востока на запад и 2,4 км с севера на юг. Выявленная исследованиями 1987–1989 гг. возможность экономичной переработки низкосортных руд позволила компании увеличить производительность с 2,1 млн до 7,3 млн т/год в 1989 г.

Первоначально руды "Месквита" обрабатывали по схеме КВ, причем на выщелачивание поступал материал более крупного дробления. Тщательные исследования показали, что дополнительные затраты, связанные с дроблением этих руд, вполне оправданы, так как ведут к повышению извлечения золота даже при очень низком ис-

ходном содержании металла. В последующем схема КВ была дополнена процессом ДВ. В 1990 г. при суммарной переработке 7,3 млн т руды предполагали получить 6,2 т золота. Наличие двух процессов на одной площадке позволило компании сопоставить их результаты. Однако определенная разница в характеристике руд, поступающих на КВ и ДВ, несколько осложнила такой анализ. На ДВ поступал материал с содержанием золота 0,5 г/т непосредственно с карьера (недробленый), для КВ руду подвергали дроблению, а содержание в ней золота составляло 1,2 г/т. Схема процессов КВ и ДВ на руднике "Месквит" представлена на рис. 15.8.

На руднике предусмотрены две стадии дробления с использованием дробилок Нордберга (1070×1780 мм) и стандартной конической дробилки Саймонса (2,3 м). Крупность материала, подаваемого на площадку выщелачивания, — 65 мм с содержанием 50 % продукта, проходящего через грохот — 10 мм.

К дробленой руде с расходом 1,25 кг/т непрерывно добавляют крупнокусковую известь. Агломерация дробленой руды осуществляется на ленте; материал орошают маточным раствором, содержащим около 0,02 % цианида натрия. На агломераторе влажность руды составляет около 8 %, увеличиваясь примерно на 5 % по сравнению с исходной.

Руда, поступающая на ДВ, не агломерируется. Известь добавляют на верх дамбы после отсыпки руды. В последующем осуществляют нарезку на отдельные ячейки с помощью бульдозера. Смеше-

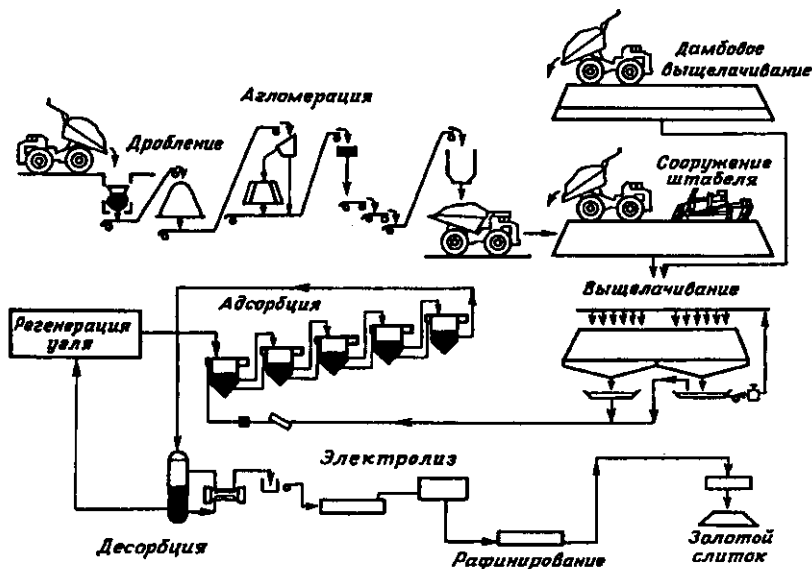


Рис. 15.8. Схема КВ и ДВ на руднике "Месквит" в юго-восточной Калифорнии

ние с известью в дамбе неэффективно, так как связано с большим расходом извести (до 2,5 кг/т) и пониженным значением рН выходных растворов.

Перед агломерационным узлом размещена небольшая установка опробования с целью определения характеристики головной пробы, поступающей на КВ. Головную пробу руды, направляемой на ДВ, отбирают из скважин, предназначенных для взрывания. Массометр Рамзея в сочетании с результатами по пробам, отобранным на влажность на установке опробования, обеспечивает данными о массе дробленой руды, поступающей на площадку КВ, и необходимой производительности транспорта для ее перевозки на площадки КВ и ДВ.

Штабели дробленой руды сооружают с помощью самосвалов с кузовом, опрокидывающим задний борт. Разравнивание и нарезку осуществляют бульдозером, уплотнение — механизмом, перемещающимся по поверхности штабеля. Интенсивность орошения обычно составляет в среднем 0,002 л/с·м². Многократная отсыпка слоев высотой 9,1 м должна в конечном счете привести к запланированной высоте штабеля 36 м и более. Недробленую руду отсыпают на высоту 12 м, чтобы держать большой объем материала под орошением. Это вместе с меньшей высотой штабеля на КВ связано с ограниченной производительностью насосов и желанием получить на КВ (из более высокосортовой руды) большее извлечение.

Площадка ДВ расположена поблизости от места складирования низкосортных руд, что резко сокращает транспортные расходы на их перевозку. Интенсивность орошения при ДВ та же, что и для КВ, — 0,002 л/с·м².

Основание площадки, на которой осуществляется КВ, состоит из поливинилхлоридной пленки толщиной 1 мм, уложенной поверх сортированной и уплотненной естественной породы. Уплотненное основание включает небольшой прослой тонко отсеянного материала, расположенный ниже пленки. Дополнительную защиту пленки обеспечивает помещаемая поверх нее геотекстильная ткань (0,5 кг/м²). Дренажное покрытие раствора возрастает в присутствии геотекстиля и сети шелевых дренажных труб диаметром 775 мм, связанных магистральными дренами диаметром 200 мм.

Размеры площадок выщелачивания варьируют от 160 тыс. до 500 тыс. м². Большие площадки более экономичны. Площадки КВ делят на сегменты (ячейки) по 10–20 тыс. м², чтобы в процессе выщелачивания обеспечивать постоянный контроль и возможность оценки показателей отработки. Уклон площадки обычно 1–2 %.

Покрытие площадки ДВ в "Месквите" состоит из тех же элементов. Однако для защиты от воздействия крупных недробленых кусков на покрытие перед отсыпкой дамбы укладывают слой дробленой руды высотой ~1,75 м. Чтобы исключить возможность концентрирования золота, руду, поступающую на формирование "подушки", подвергают выщелачиванию.

Растворы выщелачивания как при КВ, так и при ДВ подают с помощью капельного орошения. Эмиттеры обеспечивают подачу жидкой фазы с производительностью $\sim 7,6$ л/ч и размещены по сетке $0,76 \times 0,6$ м.

Маточный раствор, используемый для орошения руды, содержит 0,025 % цианида натрия. Общая площадь орошения при выщелачивании обычно составляет 110 тыс. м². Объем закачки-откачки в среднем равен 0,21 м³/с. Продолжительность выщелачивания для дробленой руды при КВ составляет около 75 сут на основном цикле и 14 сут при повторном выщелачивании. Процесс извлечения при ДВ протекает медленнее: основная продолжительность выщелачивания около 120 сут.

Извлечение золота из руды месторождения Месквит при КВ достаточно высокое: типичным является извлечение на уровне 80 %. При ДВ эта величина равна ~ 65 %. Эти данные подтверждены и результатами анализов твердых проб после выщелачивания.

Расход цианида натрия на агломерированных штабелях составлял 0,08 кг/т, в то время как при ДВ он равнялся 0,12 кг/т (что связывают с неэффективным смешиванием извести с рудой). Необычно низкий расход цианида натрия объясняют низким содержанием в руде металлов, способных взаимодействовать с растворителем, и рядом конструктивных решений в оборудовании процесса, ограничивающих потери.

Продуктивный раствор, содержащий около 1,2 мг/л золота, поступает из карты на установку извлечения. Адсорбция золота осуществляется в пяти колоннах, расположенных в серии; каждая колонна содержит 2,25 т активированного угля. Емкость адсорбента составляет 6,85 кг/т. Маточный раствор, выходящий из последней колонны, практически не содержит золота. Извлечение на стадии сорбции обычно колеблется от 95 до 100 %. Для десорбции угля требуется около 12 ч при давлении 275 кПа. Десорбирующий раствор содержит 0,1 % цианида натрия и 1 % гидроксида натрия. Вертикальная обжиговая печь и оборудование для промывки соляной кислотой обеспечивают достаточно хорошую регенерацию угля после десорбции. Золото извлекают из элюата с помощью электровыделения на катоде из волокон из нержавеющей стали.

Содержание золота в перерабатываемой руде месторождения Месквит может снижаться до 0,34–0,51 г/т. При таком содержании выбор между КВ и ДВ становится весьма затруднительным. Основными факторами, влияющими на выбор схемы переработки, являются пропускная способность узла дробления, наличие руды, расстояние от погрузчика до первой дробилки.

Наличие на одной площадке процессов КВ и ДВ позволяет сделать некоторые сравнения по эксплуатационным затратам. При выборе КВ дополнительные производственные издержки связаны со всеми затратами на дробление и транспортирование: увеличение затрат на подачу руды к дробилке и подвоз дробленой руды к пло-

щадке КВ. Более высокие капитальные затраты могут потребоваться при КВ также при переработке низкосортных руд, что приведет к увеличению парка погрузочных машин.

Удельные затраты на известь и цианид натрия при КВ ниже. Более высокое извлечение по этой схеме также является положительной стороной процесса. Одинаковые затраты по КВ и ДВ включают все издержки, связанные с орошением, извлечением из раствора и рафинированием.

На руднике "Месквит" выделение дополнительно 0,03–0,06 г/т золота из 1 т дробленой руды оказывается достаточным, чтобы компенсировать затраты на дробление, агломерацию и кучное выщелачивание. В большинстве случаев КВ оказывается более предпочтительной технологией по сравнению с ДВ в отсутствие каких-либо других ограничений (по производительности, поставкам руды и т.д.), так как позволяет извлекать на 15 % больше благородных металлов.

Необходимо отметить, что содержание золота в руде, компенсирующее затраты на дробление на руднике "Месквит", крайне низкое благодаря способности руды к разрушению и благоприятным технологическим характеристикам.

В настоящее время дамбовое выщелачивание на руднике "Месквит" применяют как дополнение к КВ, когда не справляется с переработкой узел дробления. Дополнительная продукция, полученная за счет ДВ, приносит компании значительные дивиденды.

15.1.6. РУДНИК "ОРТИЗ"

Рудник расположен в округе Санта Фе между населенными пунктами Санта Фе и Альбукерке вблизи г. Церртлос.

Месторождение золота Ортиз было открыто в 1828 г., и с тех пор в той или иной степени ведут его отработку. В недрах были оставлены значительные запасы низкосортных руд, которые не могли быть экономично переработаны. Компания "Голд Филдс" – собственник рудника – в 1973 г. приобрела лицензию на этот участок и в 1976 г. закончила первую фазу разведки. Техничко-экономическое обоснование, составленное на основе испытаний в колонках проб руд и небольшого полевого опыта по КВ, позволило выбрать наиболее эффективную схему: строительство карьера с последующим кучным выщелачиванием. Сооружение горного предприятия начали в 1979 г., а отработку – в 1980 г. В начале 1981 г. была достигнута проектная мощность, равная 2,7 тыс. т/сут руды. Запасы в то время оценивали в 6,8 млн т с содержанием золота 1,8 г/т при бортовом содержании 0,68 г/т. Кроме этого, насчитывали 1,6 млн т низкосортного материала с содержанием 0,51 г/т. В результате проведенной дополнительной разведки эти цифры были лишь немного увеличены: по состоянию на конец 1982 г. запасы составили немногим более 7,2 млн т со средним содержанием золота 1,82 г/т.

На месторождении Ортиз были выявлены верхняя окисленная зона мощностью 6–43 м, в которой пирит окислился до лимонита, и нижележащая неокисленная зона с преобладанием пирита и гематита, иногда встречаются халькопирит, галенит. Пирит осажден в трещинах и пустотах вмещающих пород и заполняет их полностью или встречается как поверхностная инкрустация. Золото в виде свободных частиц рассеяно по всей массе руды. Содержание его коррелируется с количеством пирита и окислов железа. Большая часть золота находится в виде включений в микротрещинах в пирите или на границе минералов железа. Около 85 % частиц золота имеют размер 40–250 мк. Серебро выявлено в тесной ассоциации с золотом. Отношение содержания золота к содержанию серебра ~ 6:1.

Руду месторождения Ортиз рассматривают как идеальную для КВ: при дроблении легко разрушается по трещинам, в которых концентрируется золото, в ней отсутствуют углистые или органические составляющие, которые могут вызвать осаждение золота и серебра.

С самого начала эксплуатации компания "Голд Филдс" на контрактной основе привлекла к отработке компанию "Маунтин Стейтс Констракторс", которая осуществляла горную добычу и готовила материал к КВ (т.е. отвечала и за узел дробления).

Особенностью месторождения является уменьшение содержания золота с глубиной. Угол падения золотосодержащей брекчиевой трубки около 75°; коэффициент вскрыши – 2:1, в первый год отработки он составлял 3:1, а в 1983 г. – 2,4:1.

Скважины для взрывания бурили диаметром 165 мм. Сетка бурения различная: по руде – 3×3 м, по отвальному материалу – 5,5×5 м. В 1982 г. ежедневно из карьера отгружали 3175 т руды и около 5,2 тыс. т отвального продукта. Горную добычу осуществляли уступами высотой 8 м. Разрушенную руду и отвальную породу загружали в 45-тонные вагонетки с помощью погрузчика, и затем руда поступала на дробление.

Трехстадийное дробление начиналось со щековой дробилки Айка Чалмерса 1016×1067 мм, которая измельчала руду, поступавшую из карьера, до крупности –140 мм. Затем материал поступал в бункер тонкой руды вместимостью 29 тыс. т, откуда двумя вибропитателями и конвейером направлялся на второе и третье дробление, осуществлявшееся в конусных дробилках в открытом цикле (дробилка Саймона с щелью шириной 24 мм и короткоконусная дробилка) с получением руды крупностью –13,5 мм (60 % – крупностью –9,5 мм).

Измельченный продукт конвейером подавали на движущуюся платформу погрузчика ("стакера"), куда постоянно вводили дробленую до –10 мм известь с расходом 1,5 кг/т для повышения в последующем значения рН раствора. Здесь же осуществляли предварительное увлажнение руды раствором цианида натрия. Платформа была полностью автоматизирована и снабжена передвижным порталным краном со стрелой длиной 61 м. От момента орошения руды раствором цианида натрия до загрузки ее в штабель протекало

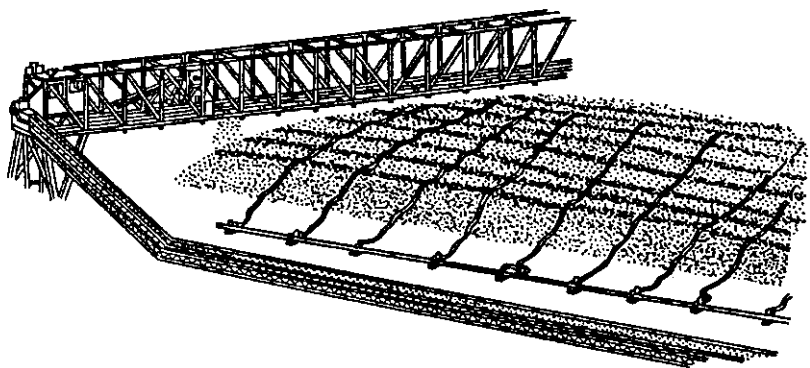


Рис. 15.9. Схема укладки штабеля на площадке КВ рудника "Ортиз" (растворы подают с помощью гибких шлангов)

около 5–7 сут, что давало возможность частично извлечь золото. В процессе укладки материала благодаря увлажнению и "выдерживанию" он в некоторой степени самоагломерировался, этому же способствовала и перегрузка руды с платформы на передвижное устройство, размещенное на стреле крана.

Схема площадки выщелачивания и укладки руды на руднике "Ортиз" представлена на рис. 15.9.

Первоначально штабели формировали высотой 2,55 м. Однако в процессе эксплуатации не наблюдали ухудшения перколяции раствора и снижения извлечения золота, поэтому высоту штабеля последовательно увеличивали от 3 до 6,6 м. Соответственно возросло время выщелачивания от 40–45 до 70–75 сут. Эта схема закладки не сопряжена с перемещением каких-либо механизмов по поверхности укладываемой руды, поэтому здесь исключено ее уплотнение, чему способствует также небольшая высота штабеля.

Площадка КВ была выполнена из высокосортного асфальта толщиной 180 мм, в том числе из гидрозащитного непроницаемого толщиной 50 мм. Между слоями асфальта была проложена резиновая мембрана.

Размер площадки 61×390 м. У основания она разделена перегородками высотой 230 мм на 8 секций площадью 61×49 м каждая. Штабель орошали раствором, содержащим 0,07 % цианида натрия, с уровнем рН, доведенным до 10–10,5, с интенсивностью 0,2 л/ч·м². Обратный раствор после адсорбции золота подавали на площадку с помощью магистрального трубопровода диаметром 240 мм и распределяли по поверхности штабеля с помощью восьми 10-миллиметровых коллекторных труб, каждая из которых, в свою очередь, была соединена с восемью гибкими шлангами диаметром 5 мм. Шланги размещены с интервалом 7,6 м и снабжены разбрызгивателями Вобблера. Оросители были выполнены из пластика и орошали

площадь радиусом 12,8 м. Углы штабеля орошали разбрызгивателями типа садовых оросителей, а стороны – разбрызгивателями То-ра. Расход цианида натрия – 0,5 кг на 1 т руды.

Наклон площадки КВ около 4°. Растворы собирались в коллекторы. Продуктивный раствор поступал на установку извлечения золота. После 75-дневного орошения штабель в течение трех суток промывали свежей водой и выдерживали четверо суток с целью дренажа промышленных вод, с которыми удалялись остатки цианида. Выщелоченную и промытую руду с помощью передвижных платформ вывозили в хвостохранилище, расположенное в 620 м от площадки КВ.

Первоначально, когда руда поступала из окисленной зоны, извлечение золота составляло 92,5 %. В последующем, с переходом к отработке сульфидсодержащих зон месторождения, оно снизилось до 87–89 % и в 1984–1985 гг. составило 82–87 %.

Зимой температура в Ортизе обычно днем поднимается выше точки замерзания, но падает ниже нуля почти каждую ночь с ноября по март. В этих условиях образование льда на штабелях стало серьезной проблемой и заставило компанию в 1982 г. установить систему подогрева раствора выщелачивания с использованием пропана. Система стоимостью около 280 тыс. дол. действовала периодически с текущими затратами около 75 дол/ч. Подавляющую часть этих затрат составляла стоимость пропана.

Продуктивные и промывные растворы проходили через уловители и зумпф, где они очищались от твердых частиц (щепа и т.д.), и со скоростью 3,15 м³/мин поступали на установку извлечения золота. Здесь их пропускали через пять адсорбционных колонн, располагавшихся в ряд и функционировавших в режиме противотока. Каждая колонна 2,4 м в диаметре и такой же высоты содержала 1,38 т активированного угля крупностью 0,6–1,68 мм. Продуктивный раствор обычно содержал около 1 мг/л золота в виде $\text{NaAu}(\text{CN})_2$, 95 % которого адсорбировалось на угле в течение 7 мин контакта раствора с адсорбентом. Из первой колонны через день выводили на десорбцию 1,38 т насыщенного угля (средняя емкость насыщения 7,1 кг/т). Такое же количество угля поступало в первую колонну из второй, а свежий или отрегенерированный уголь вводили в пятую емкость.

Обогащенный золотом уголь помещали в емкости для десорбции, куда вводили горячий раствор, содержащий 0,1 % цианида натрия и 1 % едкого натра при температуре 93 °С. Этот раствор фильтровался через насыщенный золотом уголь, удаляя из него золото и серебро. В качестве ускорителя процесса десорбции вводили 5%-ный раствор этилового спирта. Стадия десорбции продолжалась около 8 ч. Полученный элюат подвергали электролизу с осаждением золота и серебра на стальных волоконных катодах. Эти катоды в процессе рафинирования становились анодами. Золото из них переосаждалось на полированные стальные катоды в виде фольги (амальгамы,

Расход реагентов при КВ золотосодержащих руд рудника "Ортиз"

Реагенты	Расход реагентов	Применение реагентов
Известь, кг/т	1,5	Добавляют к руде перед закладкой штабеля
Цианид натрия, кг/т	0,9	Для орошения штабеля 0,07%-м раствором с интенсивностью 250 л/ч·м ²
Каустическая сода, кг/мес	3400	Добавляют к раствору цианида для поддержания pH=10+11
Вода, м ³ /мес	3780	Используют для приготовления раствора выщелачивания, промывки штабеля, в системе извлечения, в горной добыче и т.д.
Уголь, кг/сут	680	Для восполнения тонких частиц угля, отсеивающихся в системе извлечения (крупность угля — 1,68—3,36 мм)
Концентрированная азотная кислота, л/сут	210	Для промывки угля с целью удаления осадка карбоната кальция. Ежедневно промывают 0,68 т угля
Раствор десорбции, кг/т: цианид натрия	1,2	Для десорбции золота и серебра с угля
щелочь	5,2	

содержавшей 83 % золота и 14 % серебра). Фольгу периодически удаляли скребком и отправляли на дальнейшую переработку в г. Солт Лейк Сити штата Юта. Для предотвращения накопления на угле осадка карбоната кальция ежесуточно из системы выводили 680 кг угля и промывали его в растворе азотной кислоты. В этом процессе расходовалось 250 л концентрированной кислоты. Каждые сутки в систему сорбции-десорбции вводили ~0,68 т адсорбента для восполнения уноса тонких частиц угля, который проходил через грохот и поступал на плавку. Уголь после десорбции подвергали регенерации путем нагрева пропаном до 630 °С во вращающейся печи.

Общая схема выщелачивания и извлечения золота из раствора на руднике "Ортиз" показана на рис. 15.10.

В табл. 15.4 приведен перечень химикатов и их расходные коэффициенты на стадиях выщелачивания и извлечения металла из раствора.

Персонал рудника вместе с работниками контрактной компании насчитывал примерно 70 чел., причем в основном это были "почасовики" (табл. 15.5).

Производственные затраты в 1986 г. на добычу и переработку 1 т руды распределялись примерно поровну и составили в среднем 9,2 дол.:

Выемка руды (контракт)	1,3
Выемка вскрыши (контракт)	2,6
Расходы на руководство горной добычей	0,6
Затраты на горную добычу, всего	4,5
Установка дробления	0,9

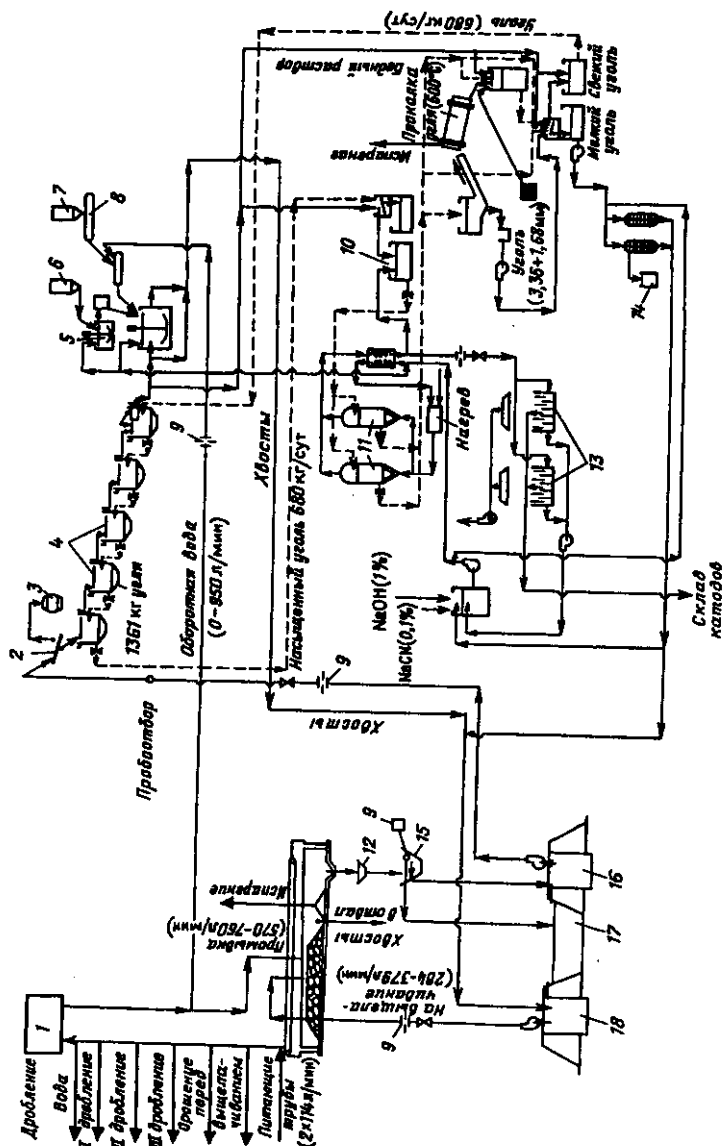


Рис. 15.10. Схема выщелачивания и извлечения золота из раствора на руднике "Ортис".

1 — резервуар для воды (189,25 м³); 2 — сито; 3 — мусоросборник; 4 — адсорбционные колонны; 5 — емкость с раствором NaCN; 6 — склад NaCN (36 т); 7 — склад извести; 8 — транспортёр; 9 — расходомер; 10 — теплообменник; 11 — десорбционные колонны; 12 — дрена (решетка); 13 — электродлитические ячейки; 14 — склад отработанного угля; 15 — песчано-гравийный фильтр; 16 — продуктивный раствор; 17 — карта; 18 — хвосты

Выщелачивание	0,9
Извлечение золота	0,6
Размещение хвостов (контракт)	0,7
Отправка и пересчетка	0,2
Расходы на руководство переработкой	0,7
Затраты на переработку, всего	4
Администрация	0,7
Общие производственные затраты**	9,2

* Цифры рассчитаны по средней величине вскрыши в период действия горного предприятия (2 т пустых пород на 1 т руды) при затратах 1,3 дол. на 1 т пустых пород. ** За исключением платы за разработку недр, налогов, зарплаты управленческого персонала, корпоративных начислений и обесценения капитала.

Т а б л и ц а 15.5

Персонал рудника "Ортиз"

Структурные подразделения, категории персонала	Численность персонала	
	с постоянной зарплатой	с почасовой оплатой
<i>Компания "Голд Филдс Майнинг"</i>		
Административный аппарат	3	1
Горный отдел	4	—
Контролеры	6	—
Узел дробления	—	8
Узел выщелачивания	—	2
Установка извлечения золота	—	4
Вспомогательные работы	—	5
Ремонт оборудования	1	7
Технологический контроль	1	—
Лабораторное опробование	3	—
Расчетный отдел	5	—
Всего	21	27
<i>Компания "Маунтин Стейтс Констракторс"</i>		
Контролеры	—	2
Бурильщики	—	2
Операторы погрузки	—	4
Шоферы самосвалов	—	4
Операторы по общему оборудованию	—	2
Механики	—	2
Всего	—	16

Пр и м е ч а н и е. Безопасность персонала обеспечивает независимое агентство.

На организацию КВ на руднике "Ортиз" общие затраты составили 14,93 млн дол. По данным за 1983 г., эксплуатационные затраты на 1 г золота равнялись 6,6 дол. В начале 80-х гг. при переработке около 800–850 тыс. т/год руды (~2,2 т/сут) получали 1560 кг/год золота, что составляло ~ 4 % общего производства золота в США.

15.1.7. РУДНИКИ "ЗОРТМАН" И "ЛАНДАСКИ"

Рудники "Зортман" и "Ландаски" расположены в районе Литл Рок и Маунтин на севере центральной части штата Арканзас, где два полностью обособленных рудных тела обрабатывают двумя самостоятельными карьерами с примерно одинаковыми характеристиками ("горные близнецы"). Расстояние между ними составляет 5,6 км, оба являются собственностью канадской компании "Пегасус Голд". В первой половине 80-х гг. рудники "Зортман" и "Ландаски" были единственными в мире предприятиями, где применяли КВ, и перерабатывали руды с самым низким (по тем временам) содержанием золота ~0,93 г/т и самой высокой производительностью (4 млн т/год руды). В 1983 г. здесь было получено 2,35 т золота и 5 т серебра. Прямые эксплуатационные затраты на руднике "Зортман" (включая затраты на административную, но исключая пошлины за истощение недр, налоги, амортизацию) составили ~7 дол/г, а на руднике "Ландаски" – 9,3 дол/г. Эти цифры можно считать весьма удовлетворительными, учитывая суровый климат (рудники расположены на высоте 1800 м над уровнем моря) и в связи с этим сезонность работ (7–8 месяцев в году).

Запасы на рудниках "Зортман" и "Ландаски" на 31 декабря 1982 г. приведены в табл. 15.6.

Запасы рассчитаны по бортовому содержанию 0,3 г/т и относятся к категории окисленных руд.

Характеристика месторождения: круто падающая осадочная гряда образует эллиптические купола, которые несут в себе крайне трещиноватый сиенит. Он и вмещает по граням больших сдвигов и в разломах штокверков основную минерализацию золота. Размеры частиц золота менее 50 мк.

Золото и серебро – единственные компоненты, извлечение которых экономически оправдано. Соотношение этих металлов в рудах сильно колеблется и существенно не изменяется с глубиной в зоне окисления.

Вскрышу, горную добычу, сооружение штабелей и карт для продуктивных и оборотных растворов осуществляют по контракту с компанией "Дагерршторм". Всего на руднике занято около 200 чел.

Для обеспечения достигнутой производительности предприятия привлеченная компания использовала 5 бурильных агрегатов, 18 вагонеток, 2 погрузочные машины, 2 гидравлические погрузочные машины, 5 бульдозеров и 3 грейдера.

Т а б л и ц а 15.6

Запасы на рудниках "Зортман" и "Ландаски"

Категория запасов	Величина запасов, млн т	Содержание золота, г/т
Подтвержденные	23	0,72
Вероятные	4,4	0,65
Возможные	4,1	0,68
Общие	31,5	0,72

Коэффициент вскрыши – 0,9:1, высота уступа – 7 м, диаметр бурения взрывных скважин – 150 мм, сетка скважин – 4,2×4,2 м. Отвальный продукт используют для сооружения основания площадки КВ, где его укладывают слоем высотой 1,5 м и уплотняют. Площадки сооружают с общим уклоном 2:1, в нижней части предусмотрена траншея. На уплотненный слой отсыпают мелкую породу, на которую помещают 30-сантиметровый слой уплотненной непроницаемой бентонитовой глины, специально добываемой из рудника в 16 км от площадки КВ. Поверх бентонитовой глины размещена пленка из поливинилхлорида толщиной 0,76 мм, и, в свою очередь, она защищена слоем хвостов высотой 43–45 см. Применение пленки обусловлено тем, что исследованиями установлена значительная сорбция золота органической составляющей глин – до 4,6 г/т.

Штабель формируют многоэтажным, каждый этаж – 7–9 м, максимальная высота – 30 м. Каждый этаж перед орошением подвергают рыхлению на глубину 1,5 м для ликвидации уплотнения, вызванного движением укладчиков и бульдозера. Раствор выщелачивания из хвостовых карт (после осаждения по схеме Меррил–Кроу) по стальным трубам подают на действующие штабели. Распределение растворов осуществляется по сети пластиковых труб диаметром 50 мм с оросителями импульсного типа. Общая производительность орошения штабелей – 23 м³/мин.

Полностью отсыпанный штабель (до 30 м высотой) с последовательной обработкой этажей находится в эксплуатации до 5 лет, после чего дальнейшее извлечение становится неэкономичным. Зимой 1982–1983 гг. была испытана схема с захоронением оросителей в штабель, получены положительные результаты. На каждом из карьеров имеется осадительная установка, работающая по схеме Меррил–Кроу. Здесь же осуществляют корректировку хвостовых растворов по содержанию цианида и значению рН. Расход цианида ~0,39 кг/т свежей руды, при введении лежалых руд эта величина меняется.

На каждом из участков строго поддерживают свою концентрацию свободного цианида натрия в оборотном растворе: на руднике "Зортман" его доукрепляют до содержания CN^- 1,05 г/л, а на руднике "Ландаски" – до 0,8 г/л при рН на обеих установках, равном 11. Из 23 м³ орошающего раствора, поступающих в минуту, 5–10 % теряется на испарение, а 9,7 м³ откачиваются или самотеком поступают на осаждение. Остальной раствор идет в хвостовую карту и далее – на орошение с целью повышения в нем содержания металла.

Строительство установки осаждения обошлось в 250 тыс. дол. Вместо широко применяемой адсорбции здесь использован метод выделения металлов цинком, что вызвано желанием получить хорошее извлечение не только золота, но и серебра. Эта схема требует тщательного осветления и деаэрации растворов перед процессом осаждения. Осаждение порошком цинка осуществляется по реакции цементации, когда золото и серебро из цианидных растворенных комплексов

замещаются цинком. Присутствие солей свинца интенсифицирует реакцию осаждения. Продуктивный раствор пропускают через два осветлителя площадью 500 м², заполненных диатомовой землей в качестве фильтрующей среды. Содержание твердого в профильтрованном растворе составляет около 0,1 мг/л. Затем раствор проходит через деаэрационную башню объемом 13,8 м³, выполненную внутри в виде спирали. Добавку порошка цинка к деаэрированному раствору осуществляют с помощью питателя. После введения нитрата свинца раствор поступает на фильтрацию через бокс, снабженный импеллерной мешалкой, на пять рамных фильтров-прессов. Каждый пресс состоит из 72 рам. На этом узле схемы проводят анализ (методом атомной адсорбции) на полноту осаждения металлов. Опыты показали, а практика подтвердила, что при извлечении серебра на 98 % в осадок также переводятся 90 % золота. Обычно осаждение происходит из раствора с содержанием золота 0,23 мг/л.

Состав осадка колебался в широких пределах: в 1982 г. сплав Доре содержал 7 % золота и серебра, в 1983 г. за счет повышения вакуума на стадии фильтрации и улучшения способа подачи цинка эту величину удалось поднять до 20 %.

По оценке, общее извлечение золота из штабелей после 5 лет выщелачивания составляло около 70 %, а серебра – 30 %.

Для распределения раствора, включая рециркуляцию, был установлен 21 насос, из которых одновременно работают 15, остальные – в резерве или на ремонте.

Перечистку слитка Доре проводят на двух печах, обогреваемых пропаном, при нормальных условиях они работают 8–10 ч в сутки. Каждая из них вмещает слитки массой 56 кг. Расплав содержит 65 % Ag, 30 % Au и 5 % шлака. Последний собирают, анализируют и вновь направляют на плавку, а слиток отправляют в Солт Лейк Сити.

Большое место в работе участка КВ занимает аналитическая служба. Ежедневно проводят 1600 определений на золото и серебро из проб, отобранных после разведочного бурения, взрывания, испытаний в колонках и в ходе производственного цикла. Пламенная фотометрия при анализе золота и серебра стоит 6 дол., атомно-адсорбционное определение – 3 дол. за каждый элемент и лабораторное опробование во вращающихся бутылках одной пробы – 4,75 дол.

В табл. 15.7 приведены основные производственные показатели рудников "Зортман" и "Ландаски" за период 1980–1982 гг.

Компания "Пегасус Голд" помимо рудников "Зортман" и "Ландаски" владеет еще рядом полигонов КВ в США, в частности, в штате Невада – "Флорида Каньон" (100 % акций), Айдахо – "Блек Пайн" (100 % акций), в штате Монтана ей принадлежат рудники "Монтана Туннель" (100 % акций) и "Бил Маунтин" (100 % акций). По последним сведениям, компанией в 1991 г. получено 9807 кг золота, в 1992 г. – 11884 кг и за первое полугодие 1993 г. – 6196 кг.

Производственные показатели предприятий компании "Пегасус Голд" приведены в табл. 15.8.

Производственные показатели рудников "Зортман" и "Ландаски"

Показатели	1980			1981			1982		
	"Лан- даски"	"Зорт- ман"	Всего	"Лан- даски"	"Зорт- ман"	Всего	"Лан- даски"	"Зорт- ман"	Всего
Получено Au, кг	590	466	1056	435	746	1171	1000	1088	2088
Получено Ag, кг	870	746	1616	840	2395	3235	2674	1835	4509
Переработано руды, тыс. т	736	675	1411	1067	1096	2163	1984	1889	3873
Среднее содер- жание Au в руде, г/т	0,97	0,97	0,97	0,875	0,81	0,81	1,06	1,24	1,156

Таблица 15.8

Производственные показатели предприятий компании "Пегасус Голд"

Рудник	Перера- ботка ру- ды, тыс. т	Среднее извлекае- мое содер- жание золота в руде, г/т	Добыча золота, кг	Средние эксплуата- ционные затраты на извлечение, дол/г	Запасы ру- ды в гор- ных отво- дах на ко- нец 1992 г., млн т	Среднее содержа- ние золо- та в руде, г/т
"Флорида Каньон"	1238/4627	0,68/0,62	864/2799	7,04/9,07	19,14	0,72
"Зортман" и "Лан- даски"	2850/11768	0,41/0,31	1147/3515	8,42/7,43	87,39	0,62
"Монтана Туннел"	1127/4149	Н.д.	567/2323	3,95/3,7	34,7	0,69
"Бил Маунтин"	530/1487	1,1/1,1	578/1623	6,82/6,78	8,88	1,61
"Блек Пайн"	952/2848	0,65/0,5507	613/1515	6,17/5,88	11,6	0,89

Примечание. В числителе приведены данные за I квартал 1993 г., в знаменателе — за 1992 г.

По результатам доразведки поля рудников "Зортман" и "Ландаски" получили прирост запасов золота в объеме 37,3 т, и с 1994 г. предусматривалась реконструкция предприятия с увеличением мощности. Предприятие "Блек Пайн" введено в эксплуатацию в начале 1992 г., в 1993 г. планировалось добыть более 2000 кг металла.

Как видно из приведенных цифр, компания "Пегасус Голд", эксплуатируя очень бедные по золоту месторождения, за счет использования технологии КВ имеет неплохие финансовые результаты.

15.2. АВСТРАЛИЯ

Вторым регионом, где в последние годы усиленно внедряется КВ (ДВ), является Австралия. В 1985—1988 гг. здесь находились в эксплуатации 5 полигонов КВ: "Маунт Лейшон", "Ред Доум", "Марвел Лоч", "Космо Хаулей", "Равенсбрук". Для них характерны сравнительно невысокая производительность по руде — 0,8—2,6 млн т/год

при содержании в ней золота 1,2–1,7 г/т, предварительное измельчение руды до класса –18...50 мм, продолжительность выщелачивания от 40 до 90 сут. Извлечение по отдельным участкам варьируется от 66–75 до 80–85 %. В связи с повышенным содержанием золота в материале, поступающем на КВ, бортовое содержание по металлу в руде обычно составляет 0,3–0,5 г/т. Материал с меньшим содержанием складировуют. В 1989–1990 гг. в Австралии планировали организацию КВ золота компании "Гвалия" – участок "Барникут" (годовая производительность – 780 кг), "Минералс Инвинсибл Голд" – участок "Дей Даун" (780 кг), "Доминион" – участок "Лейбечерс" (1250 кг), "Персеварекс" – участок "Нахамби" (1560 кг).

На существующих и планируемых участках КВ в Австралии в основном используют схемы и оборудование, применяемые в США.

15.2.1. РУДНИК "МАУНТ ЛЕЙШОН"

Рудник "Маунт Лейшон" расположен в Северном Квинсленде, схема КВ введена в начале 1987 г. В 1983 г. установленные геологические запасы составляли 16,5 млн т при содержании золота 1,5 г/т, в том числе окисленные руды – 2,6 млн т с содержанием золота 1,8 г/т. Общие капитальные затраты на организацию КВ составили 13,5 млн дол. В настоящее время запасы руды оцениваются следующим образом: окисленные руды – 2,5 млн т при содержании Au 1,2 г/т, первичные руды – 9,75 млн т при содержании Au 2,24 г/т. Исследования показали, что первичные руды непригодны для переработки по схеме КВ, для их переработки в 1989 г. был построен гидрометаллургический завод по схеме СР.

Золото в окисленной руде встречается в виде свободных частиц размером от 1 до 500 мк, связанных с оксидами и гидроксидами железа.

Горную добычу осуществляют уступами высотой 5 м с использованием экскаватора и погрузчика. Руду вагонетками транспортируют в хранилище или она поступает непосредственно на дробление. Бортовое содержание золота в рудах, направляемых на КВ, составляет ~0,3 г/т. Контроль осуществляют путем анализа проб, отбираемых из 75–90 % шпуров и по цветной маркировке рудных зон. Коэффициент вскрыши – 1:1.

Транспортируемая из карьера руда через бункер и вибропитатель (1,5×5,2 м) поступает в щековую дробилку. Продукт крупностью –125 мм конвейером I перемещается в рудохранилище вместимостью 2 тыс. т. Этот материал по мере необходимости с помощью экскаватора, ленточного питателя и конвейера II подается на двухдековый виброгрохот, работающий в замкнутом цикле с конусной дробилкой (2,6 м). Верхний продукт (+19 мм) из обеих дек попадает в бункер и конвейером III передается на вторую дробилку, откуда материал поступает на конвейер II, смешиваясь с перемещаемой по нему рудой. Перед выходом дробленой руды в бункере вместимо-

стью 120 м³ к ней добавляют быстрорастворимую известь (6–7 кг/т), увеличивая значение рН руды с 4,5 до 11.

Нижний продукт (–19 мм) конвейером IV передается в хранилище мелкой руды вместимостью 2,7 тыс. т. Над разгрузкой конвейера с расходом 0,4 кг/т распыляют воду и разбавленный 7%-ный раствор NaCN; влажность руды ~ 10 %. Доведенную до кондиции руду погрузчиками отбирают из хранилища и вагонетками транспортируют на площадку КВ. Перед добавкой воды и цианида натрия отбирают головную пробу. Типичный ситовый анализ этого продукта приведен в табл. 15.9.

В эксплуатации находятся семь постоянных площадок с площадью около 200 тыс. м². Каждая из них обрабатывается четырьмя этажами высотой по 6 м. Площадки сооружали путем закладки и утрамбовки материала вскрышных пород. Обычно из основания площадки удаляли камни, насыпали минимальный слой песка, площадки утрамбовывали и затем укладывали непроницаемую мембрану из полиэтилена высокой плотности (ПЭВП) толщиной 1 мм. Над мембраной располагали дренажи, покрытые геотекстилем для защиты от утечки растворов с площадки. Вдоль границ соседних секций сооружали высокие бермы для предотвращения смешивания растворов. Площадки имеют наклон по отношению к дренажу ~6 %. Для облегчения дренажа поверх полиэтилена через каждые 2 м уложены по системе "укладка в елочку" перфорированные пластиковые трубы диаметром 100 мм. Вокруг площадки по периметру проложены траншеи, направляющие поток раствора через бак вместимостью 1400×1750×2500 мм в карту продуктивных растворов.

Сооружение штабеля сводится к выполнению следующих операций (рис. 15.11).

На одном конце каждой площадки сооружают подъездной путь (основную транспортную дорогу) на полную высоту штабеля с использованием ранее переработанного материала. Из нее на расстоянии около 30 м от разгрузочного конца подъездного пути формируют первую из нескольких внутренних рудную секцию через всю длину площадки. Эта секция на 1–1,5 м выше, чем этаж штабеля. Секцию

Таблица 15.9

Ситовый анализ продукта после конвейера IV

Размер фракции, мм	Выход фракции, % мас.	Содержание золота,	
		г/т	%
+19	2,2	0,86	1,3
–19+12	22,6	1	15,8
–12+6	15,5	1,56	16,8
–6+3	23,7	0,89	14,7
–3+1	7,4	1,59	8,2
–1+0,13	24,3	1,86	31,5
–0,13+0,075	3	3,84	8
–0,075	1,3	4,11	3,7

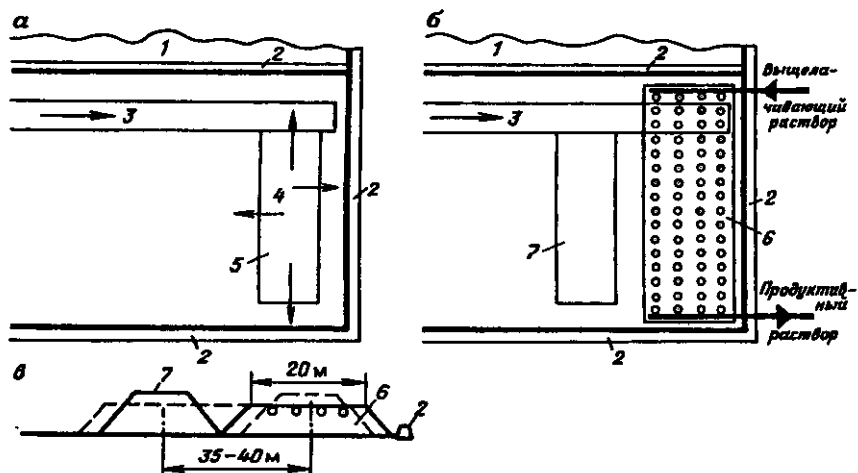


Рис. 15.11. Техника сооружения штабеля на руднике "Маунт Лейшон":
 а — сооружение секции 1; б — эксплуатация секции 1 и сооружение секции 2; в — поперечный разрез площадки КВ; 1 — соседняя площадка; 2 — бермы; 3 — основная дорога; 4 — зона рыхления; 5 — секция 1 в процессе сооружения; 6 — оборудованная секция 1 с системой орошения; 7 — секция 2 в процессе сооружения

сооружают "пионерным" способом с использованием для доставки руды вагонеток с двусторонней разгрузкой и бульдозера, снабженного лазерным управлением, для выравнивания секции. Ширина верхнего основания формируемой секции около 20 м. Укладку руды осуществляют до тех пор, пока основание секции не будет в 5 м от периметра площадки. После окончания формирования секции ее поверхность срезают на глубину 1–1,5 м с одновременным выравниванием и рыхлением верхнего основания, в результате чего расстояние между основанием секции и периметром площадки (бермой) сокращается до 2 м. На поверхности спланированной секции нарезают траншеи глубиной 1 м, куда укладывают трубы с оросителями.

Вторую секцию площадки готовят аналогичным образом параллельно первой; межсекоевое расстояние между секциями ~35–40 м.

Для приготовления раствора цианида используют получаемую из скважин воду следующего состава, мг/л: Са — 100; Mg — 130; Na — 430; SiO₂ — 50; HCO₃ (CaCO₃) — 350; Cl — 660; SO₄ — 340; общая кислотность — 770.

Для осаждения солей кальция и магния воду вначале обрабатывают содой в емкости вместимостью 18 м³ при pH = 9,0..9,5. Эту же воду по мере необходимости закачивают в карту хвостовых растворов (ее вместимость 5 тыс. м³). Значение pH хвостовых растворов поддерживают на уровне 10,0–10,5 и концентрацию в них свободного цианида натрия равной ~ 200 мг/л. Этот раствор подают двумя насосами в магистральный трубопровод с внутренним диаметром 200 мм,

который питает трубы меньшего диаметра (80 мм) из поливинилхлорида, расположенные с интервалом 12 м и оборудованные оросителями-вобблерами, размещенными также по сетке 12 м. Каждый ороситель работает в паре с регулятором давления на 140 кПа, обеспечивая интенсивность орошения 8 л/ч·м². Средние потери при орошении обычно составляют 10–15 %.

В линию хвостовых растворов вводят специальный реагент, препятствующий выделению осадков.

Дренажируемые через штабель растворы проходят через U-образные камеры, снабженные вентилями, позволяющими направлять богатые растворы в карту продуктивных растворов вместимостью 10 тыс. м³, а бедные – из выщелоченных штабелей – в резервную карту вместимостью 40 тыс. м³. В случае сильного дождя общий поток обычно также поступает в эту карту.

Как правило, после 10 сут орошения извлечение составляет 50–60 %, а после 60 сут – 80–85 %. В конце выщелачивания кеки, отбираемые из штабеля, опробуют. Отбор осуществляют по сетке 20×20 м с помощью бура (шнека) с интервалом в 1 м. Содержание золота в хвостах обычно составляет 0,2–0,3 г/т.

Установка по извлечению золота из продуктивных растворов состоит из пяти угольных колонн, в каждую из которых раствор поступает снизу вверх со скоростью 230 м³/ч. Верхний слив пятой колонны поступает в карту хвостовых растворов. Уголь передают из колонны в колонну с помощью эрлифта. Насыщенный уголь из первой колонны промывают соляной кислотой, и из него элюируется золото по методике, разработанной Англо-американской лабораторией. Для последующей рециркуляции регенерируется около 30 % элюированного угля.

Элюат перерабатывают в камерах электровыделения с осаждением золота на волокнах из нержавеющей стали; в последующем его выделяют в виде фольги на пластинах путем электрорафинирования. Фольгу плавят в газовых печах с получением слитка – конечного продукта.

Производство золота КВ постоянно контролируют путем замера потока в U-образных камерах в течение каждой смены, а пробы растворов анализируют на щелочность и содержание золота атомно-адсорбционным методом. Эти показатели оказывают влияние на программу орошения штабеля, регулирование значения рН и концентрации цианида натрия в подаваемых растворах. В лаборатории регулярно проводят исследования дробленной руды по мере ее добычи с целью корректировки рН и определения потребности в известии и цианиде натрия. Также постоянно берут пробы переработанной руды из технологической установки с целью оценки эффективности процесса извлечения.

Пробы по окружающей среде вокруг карт и площадки выщелачивания комплектуют раз в неделю и анализируют на содержание свободного цианида натрия. Их обычно отбирают из буровых скважин диаметром 25 мм.

Эксплуатационные затраты на КВ обычно включают расходы на горную добычу, переработку растворов и накладные расходы, в целом они составляют 7,35 австралийских дол. на 1 т перерабатываемой руды. Ниже приведены эксплуатационные затраты за июль-декабрь 1984 г. по отдельным процессам, австрал. дол./т (%):

Бурение и взрывные работы	1,29 (17,5)
Погрузка и транспортирование	2,02 (27,5)
Первичное дробление	0,57 (7,8)
Вторичное дробление	1,54 (20,9)
Кучное выщелачивание	1,07 (14,6)
Извлечение металла	0,23 (3,1)
Итого	3,41 (46,4)
Администрация и обслуживание	0,6 (8,6)
Всего	7,35 (100)

Затраты на горную добычу и переработку 1 т руды примерно одинаковы. Бурение шпуров для взрывания и транспортировку руды в данном случае осуществляет подрядчик.

В ходе освоения процесса был проведен ряд усовершенствований. В частности, добавка извести в руду при первичном дроблении (перед поступлением в хранилище) вызывает ее цементацию, поэтому дозирующая станция была перенесена дальше по схеме. Вибрационный питатель для руды, поступающей из первичного хранилища, был заменен на ленточный, который оказался более эффективным. Размеры щелей грохота были увеличены с 13×13 мм до 19×45 мм, что не сказалось на извлечении золота после 60 сут выщелачивания. Помимо предварительной подготовки воды из скважины с добавкой соды оказалось иногда полезным вводить дополнительное количество соды в линию хвостового раствора, поступающего на орошение. Весьма существен контроль за депрессантом (препятствующим выделению осадков в растворах выщелачивания): он эффективен пока значения рН не превышают 11, в противном случае на поверхности штабеля образуются локальные непроницаемые "пятна" в виде корочек солей. Отсыпка третьего этажа не привела к существенному изменению параметров процесса.

15.2.2. РУДНИК "МАРВЕЛ ЛОЧ ГОЛД"

В 1987 г. на руднике "Марвел Лоч Голд" начали добычу золото-содержащих руд с высоким содержанием глин в карьере "Экспибин" и переработку их по технологии КВ с получением 750 кг/год золота.

Руда месторождения сильно окислена с поверхности до глубины около 60 м. Зона окисления сложена трехметровой красной корой выветривания, содержащей каолин и гематит с небольшим количеством кварца и доломита. Ниже породы сильно каолинизированы.

Началу эксплуатационных работ предшествовали лабораторные исследования и опытные работы на штабеле руды массой 25 тыс. т.

На основании результатов исследований крупность дробления была принята равной —25 мм с последующей агломерацией. Влажность на конечной стадии агломерации 20 %.

Добавляемое количество связующего материала — цемента — составляло 2 %. Ожидаемое извлечение золота — 70—75 %. Было выбрано время выщелачивания — 90 сут, поделенное на два цикла по 45 сут.

Площадка КВ была спроектирована с укладкой руды по модулям, разделенным промежуточными бермами. В целом на участке имелось 16 модулей. Площадь, занимаемая каждой площадкой, — 12 тыс. м².

Подготовка площадки включала в себя удаление верхнего слоя почвы, нивелировку, уплотнение каолинитового материала поверхности. Бермы сооружали из рядового песка на проектную высоту с помощью грейдеров. Затем укладывали слой поливинилхлоридной пленки толщиной 0,46 мм, которую склеивали и закрепляли. На пленку поливинилхлорида по всей поверхности зоны выщелачивания помещали слой нетканого геотекстиля. На поверхность площадки укладывали перфорированные дренажные трубы диаметром 65 мм. На высоту 300—400 мм на пленку насыпали отсортированный щебень рудный материал размером —25+6 мм, который служил защитным слоем, предохраняющим поливинилхлоридную пленку от повреждения при загрузке руды.

Особого внимания на рассматриваемом участке КВ заслуживают стадии дробления и агломерации.

Установка дробления состоит из ленточного штабеля/бункера с колосниковым грохотом, щековой дробилки (760×1060 мм) и стандартной конусной дробилки (1295 мм), работающей в замкнутом цикле с вибрационным грохотом (1830×488 мм).

Дробленный рудный продукт (нижний после грохота) конвейером подают в 60-тонный бункер, который питает агломерационную систему. Опробование руды осуществляют на выходе из бункера. От двух до четырех проб в смену отбирают для анализа на влажность и содержание золота.

Производительность установки дробления/агломерации рассчитана на 1,5 тыс. т руды в смену.

Агломерация руды осуществляется в длинном вращающемся барабане диаметром 2,5 м и длиной 10 м. Барабан изготовлен по проекту и включает ряд усовершенствований, обеспечивающих значительную гибкость при пуске и работе. Скорость вращения барабана — 12 об/мин, а уклон может варьироваться от 6 до 10° в зависимости от характеристики руды. Скреперная штанга, установленная вдоль внутренней верхней части барабана, снимает налипший на его стенку материал. Колпак (кожух) на питающем конце барабана снижает распространение пыли.

Руду, питающую барабан, с помощью ленты, работающей при разных скоростях, транспортируют с днища бункера. Производи-

тельность контролируют выносом руды через специальные весы, установленные на ленточном питателе. Оператор может регулировать питание барабана в соответствии с изменяющейся производительностью системы дробления, поддерживая, таким образом, необходимую скорость загрузки руды в барабан.

Используемый как связующий агент цемент вводят в руду на ленточном питателе барабана. Он находится в двух 50-тонных емкостях и поступает из одной из них, предназначенной для хранения, в другую (откуда он поступает в процесс) с помощью вентилятора. Для подачи цемента из нижней части емкости на ленточный питатель барабана применяют шнековый питатель. Скорость вращения шнека контролируется массометром ленты через контроллер, фиксирующий соотношение материалов. Это позволяет регулировать процент вводимого в руду цемента по мере изменения характеристик последнего. В этих условиях система требует частой калибровки, производительность шнека при заданном числе оборотов всегда известна.

Маточный раствор подают на руду, находящуюся в барабане, с помощью системы насадок, установленных на скреперной штанге в барабане. Добавку раствора контролируют ручным способом с помощью соленоидного вентиля, перекрывающего поток, поступающий в барабан, в случае, если подача энергии или руды, питающей барабан, внезапно прекращается. Для контроля хода процесса на линии подачи раствора используют расходомер.

Продукт, полученный из барабана, подают на сооружение штабеля с помощью непрерывных конвейеров и длинных 18-метровых передвижных конвейеров, питающих радиальный укладчик. Из-за хрупкости агломерированных рудных частиц был выбран конвейерный укладчик, который сокращает нежелательные явления, вызываемые перегрузками гранул, и устраняет таким образом передвижение транспорта по поверхности сооружаемого штабеля. Фактически дополнительное скатывание частиц и их смешивание при перемещении и укладке штабеля улучшает качество гранул.

В процессе сооружения нового модуля используют девять передвижных конвейеров. По мере завершения сооружения штабеля конвейеры удаляют из цепочки (ряда).

Передвижные конвейеры и укладчики были спроектированы и построены специально для карьера "Экспибешн", на основе оборудования, используемого при КВ в США.

Радиальный укладчик длиной 30 м имеет на конце 5-метровый конвейерный стингер (стрелу). Стингер можно увеличивать или уменьшать под контролем оператора-укладчика, он значительно сокращает число обычно требуемых передислокаций конвейера. Укладчик способен поднимать материал на максимальную высоту 10 м и перемещаться на новую позицию после укладки дуги из гранул шириной 4,7 м.

Укладчик полусамходный, может перемещаться радиально или буксироваться на заданную позицию. Используют стандартную двух-

осную тележку с загружаемой рудой, к которой крепят буксировочную штангу; с ее помощью осуществляют управление укладчиком. Питание к укладчику поступает из нижней части приемной воронки через желоб выгрузки передвижного конвейера, обеспечивающего его рудным материалом. Индивидуальные передвижные конвейеры связаны буксировочными штангами, и обычно весь ряд агрегатов передвигается одновременно с помощью погрузчика или экскаватора. Требуемое время передислокации — около 30 мин.

Вследствие рассмотренной особенности операции укладки поверхность штабеля холмиста. Для ее выравнивания не требуется особых усилий, однако опытный оператор-укладчик может сразу же соорудить плоскую и ровную поверхность.

Высота штабеля вначале составляла 8 м, а в последующем ее отсыпали до 10 м.

Разбрызгиватели устанавливали по сетке 6×6 м. Вначале использовали форсунки Вобблера, в процессе работы осуществляли оценку других типоразмеров форсунок и сеток их размещения.

После появления продуктивных растворов (через 48 ч после начала орошения) их стали подавать на перерабатывающую установку.

Для работы по двухстадийной схеме КВ требуются три карты: продуктивная, промежуточная и хвостовая. В период нормальной работы маточный (хвостовой) раствор закачивают на более "истощенный" модуль, находящийся на второй стадии выщелачивания. Промежуточный раствор, выходящий из этого модуля, направляют в промежуточную карту, откуда он поступает на первую стадию выщелачивания (на свежую руду). Раствор, полученный из этого модуля, затем направляют в продуктивную карту, после чего он попадает в колонну адсорбции. Все карты идентичны по конструкции, вместимостью 3,42 тыс. м³ каждая. Они соединены между собой специальными устройствами так, что могут заполняться при каких-либо непредвиденных обстоятельствах (переполнение одной карты и т.д.).

Кроме этого, была сооружена четвертая карта вместимостью 9 тыс. м³. Это — ливневая карта, используемая в случае интенсивного выпадения осадков. В летние месяцы она выполняет роль резервного хранилища воды.

Поток раствора, направляемый в промежуточную или продуктивную карту, проходит через лоток, устроенный перед ними. Это позволяет следить за скоростью потока растворов и корректировать общий водный баланс по схеме.

Карты сооружены с боковыми откосами 1:1 и выложены 0,46-миллиметровым слоем поливинилхлорида. Помимо этого, сверху поливинилхлоридной пленки помещен слой геотекстиля для предохранения ее от повреждения.

Благодаря размещенной рядом установке заводского передела перерабатывающая установка на КВ была весьма простой, состоящей только из колонн с углем, узла грохочения угля и зумпфа смешивания реагентов.

Для переработки продуктивных растворов использовали шесть специально спроектированных угольных колонн. Они могли функционировать по принципу фиксированного либо взвешенного слоя. Колонны размещались на бетонной плите. Поступающий в них продуктивный раствор проходил через один из двух магнитных расходомеров с мгновенным и нарастающим показателями объема пропущенной жидкой фазы.

Для связывания колонн использовали резиновые шланги большого диаметра (150 мм).

При нормальной эксплуатации использовали параллельно две цепочки, состоящие из двух колонн в одной цепи и трех колонн в линии – в другой. В цепи из трех колонн поддерживали более высокую скорость фильтрации раствора при удовлетворительных сбросах по золоту в маточнике. По мере того, как первая колонна в цепочке насыщалась, ее выводили из цикла на десорбцию, а следующая за ней колонна становилась первой. После десорбции колонну вводили в процесс на последнюю позицию в соответствующей цепочке.

В первые месяцы работы насыщение угля золотом было достаточно высоким – 11 кг/т, в последующем оно составляло от 8 до 10 кг/т. С учетом того, что концентрация в продуктивном растворе в среднем составляет 1 мг/л и что вода, поступающая в процесс, содержит 200 мг/л растворенных солей, полученный уровень насыщения угля следует считать весьма удовлетворительным.

Раствор, выходящий из последней колонны в ряду, поступает на грохот, улавливающий уголь, последний возвращают в колонны сорбции. Маточный раствор, проходящий через грохот, перед сбросом в хвостовую карту направляется в бетонный зумпф смешивания реагентов. В этот же зумпф добавляют брикеты цианида натрия из барабана.

Первый модуль содержал 80,5 тыс. т руды. Среднее содержание золота в материале, усредненном из ежедневно отбирававшихся после дробления проб, составляло 1,61 г/т (общее содержание в модуле 129,6 кг). По данным анализа растворов, из модуля извлечено 117 кг золота, что соответствует извлечению 90,3 %.

В конце выщелачивания и циклов промывки (в целом 138 сут) с применением шнека были отобраны хвостовые твердые пробы модуля. Среднее содержание золота в 10 пробах равнялось 0,16 г/т (колебания от 0 до 0,34 г/т). Эта величина отвечает извлечению 90 %.

Указанные величины для КВ необычны. Как правило, извлечение при КВ находится в пределах 65–80 %. В последующем для модулей, обрабатываемых на участке КВ "Эксгибишн", получены извлечения от 75 до 85 %, среднее извлечение с начала обработки можно принять равным 80 %.

Максимальное содержание золота в продуктивном растворе первого модуля в течение первых двух недель работы составляло 2,99 мг/л. Среднее содержание золота в растворе за период выщелачивания было равно 0,48 мг/л, среднее содержание в хвостовом растворе выщелачивания в течение этого периода – 0,05 мг/л.

Примерные капитальные затраты на сооружение участка КВ, млн дол.:

Оборудование для дробления, агломерации и укладки штабеля	2
Подготовка участка и узла переработки растворов	1
Установка водоснабжения	0,7
Общие капитальные затраты	3,7

При отработке способом КВ 570 тыс. т руды среднее содержание золота составило 1,3 г/т, извлечение сохранилось на уровне 80 %, производственные затраты составили 9,64 дол. на 1 г золота.

Кучное выщелачивание золота на руднике "Марвел Лоч Голд" стало возможным только благодаря использованию технологии агломерации высокоглинистых руд, фильтрация растворов через которые практически невозможна.

15.2.3. РУДНИК "РЕД ДОУМ"

Месторождение Ред Доум расположено на северо-востоке штата Квинсленд. Подавляющая часть золота на месторождении связана с сильно окисленными карстовыми брекчиями. Наряду с золотом в рудах имеются медь и серебро.

Производительность установки КВ составляет 39 тыс. т руды в неделю или 2 млн т в год при двухсменной работе с программой предупредительно-ремонтных работ в одну смену в течение недели. Операции по перемещению и отсыпке руды осуществляют в дневную смену, чтобы наблюдать за сооружением штабеля.

Руду из карьера направляют либо прямо в бункер дробилки, либо в хранилище. После дробления в щековой и конусной дробилках в руду вводят быстрорастворимую известь в количестве 7,5 кг/т для создания требуемой защитной щелочности. Воду и раствор цианида натрия подают из расчета расхода на 1 т материала. Обработанную таким образом руду радиальным укладчиком подают в хранилище на изолированную пленкой площадку вместимостью 10 тыс. т руды.

Сооружение штабеля осуществляют по следующей схеме. Предварительно подготовленную руду транспортируют из хранилища с помощью трех опрокидывающихся вагонеток на площадку. Штабель формируют экскаватором, который последовательно разравнивает и размещает руду в ряды шириной 10 м и высотой 5 м. Это происходит таким образом. Несколько вагонеток опрокидывают руду на небольшой участок площадки, затем экскаватор разравнивает кучи до высоты примерно 1,5–2 м, перемещая руду к уступу (на краю площадки). Вагонетки продолжают отсыпку, а экскаватор перекачивает доставленный материал, формируя штабель, как в плане, так и по высоте (конечная высота – 5 м). Высоту и уровни устанавливают с помощью лазерного уровня.

Раствор орошения поступает из хвостовой карты с помощью пяти погружных насосов в емкость-накопитель, откуда четырьмя насосами (три в работе, один – резервный) через 280-миллиметровую трубу из полиэтилена высокой прочности подается на площадку. Этот основной трубопровод, снабженный тройниками, питает всю магистральную линию орошения штабеля. Индивидуальные трубы орошения диаметром 80 мм, выполненные из поливинилхлорида, уложены горизонтально с промежутками 10 м. Они подведены к оросителям, подающим раствор на штабель, по окружности в 12 м от центра. Оросители снабжены регуляторами давления на 0,14 МПа и представляют собой форсунки Вобблера.

Каждая площадка имеет индивидуальный V-образный (щелевой) измеритель потока, в котором раствор постоянно опробуется на pH, содержание золота, меди и свободного цианида натрия. Затем поток направляется в продуктивную карту (обычно) или же в ливневую (в период сильных дождей).

На постоянно возобновляемых площадках штабеля орошают 35–40 сут или до тех пор, пока концентрация золота в растворах не снизится до 0,05 мг/л и менее. После дренирования штабель подвергают опробованию с помощью шнека диаметром 6 дюймов (150 мм), рассчитывают извлечение, а в случае высоких остаточных содержаний орошение продолжают.

Продуктивные растворы поступают на перерабатывающую установку, где осуществляется адсорбция золота.

В колоннах адсорбции контролируют содержание цианида натрия и значение pH, они должны составлять соответственно 0,05 % свободного цианида и 11,5. Хвостовой раствор (маточник) нагнетают в емкость-питатель орошения. Если требуется, для поддержания необходимого состава растворов в хвостовую карту дополнительно вводят воду. Раствор из ливневой карты возвращается в карту продуктивных растворов, так как он содержит золото.

Продуктивный раствор нагнетают с помощью трех (два в действии и один – резервный) погружных насосов в семь угольных колонн. Каждая колонна содержит 2,2 т угля типа Норит RO 3515. Расход потока поддерживают на уровне ~8,5 тыс. м³ за 24 ч, при этом в карте сохраняется постоянный уровень. Хвостовой раствор из последней колонны сбрасывается в карту маточника. Уголь после промывки соляной кислотой десорбируется партиями по 2 т.

Высокая концентрация меди по всему циклу (в растворе в среднем – 1,5 г/л, а в угле – 7,5 г/кг) отражается на процессе в целом.

Из-за повышенного содержания меди в растворе в схему введена стадия "холодной" десорбции, она позволяет удалить около 90 % меди из угля перед "горячей" десорбцией. Этот раствор затем возвращается обратно в первую колонну с углем. Указанная выше стадия способствует сокращению времени электровыделения до 12 ч и электрорафинирования – до 24–36 ч. Получаемое золото имеет среднюю чистоту 920 по золоту и 65 по серебру.

Характеристика установки по переработке растворов

Вместимость карт, тыс. м ³ :	
продуктивных	20
хвостовых	15
ливневых	165
Максимальный расход раствора на орошение, тыс. м ³ /сут	10,5
Максимальный расход раствора на адсорбцию, тыс. м ³ /сут	8,5
Дополнительная потребность в воде, тыс. м ³ /сут	15
Интенсивность орошения, л/ч·м ²	8
Насыщенность угля золотом, кг/т	5
Расход угля на 1 т раствора, г	8
Концентрация в продуктивном растворе:	
золота, мг/л	0,98
меди, г/л	1,5
Концентрация в хвостовом растворе, мг/л:	
золота	0,02
меди	1,5
Расход цианида на 1 т руды, кг	1,1

Благодаря размещению рудника "Ред Доум" в тропиках, где среднее количество осадков составляет 850 мм/год (они выпадают обычно в сезон дождей, с ноября по март, а в остальное время года климат сухой), крайне важно предотвратить потери растворов и обеспечить охрану окружающей среды.

Участок КВ на руднике "Ред Доум" занимает площадь примерно 360 тыс. м²; он охватывает площадку, выложенную полиэтиленом высокой плотности (ПВП), и три карты – продуктивную, хвостовую и ливневую, а также одну битумную площадку. Общая вместимость карт – 200 тыс. м³, она удовлетворяет и даже превышает сегодняшнюю потребность.

Задача управления балансом растворов перед сезоном дождей состоит в поддержании на минимуме их общего объема (около 10 тыс. м³, или однодневный объем закачки, оставшейся в картах). В канун ливней и сильных дождей выщелачивание на площадках прекращают, и растворы в течение всего периода выпадения осадков направляют в ливневую карту. В течение года эту воду используют для доукрепления. Сегодняшняя потребность в воде примерно 1–1,5 тыс. м³/сут, в систему никакой другой воды не добавляют, пока не будет израсходована вся вода из ливневой карты.

Опыт отработки месторождения Ред Доум показал, что каждому этапу процесса, начиная от карьера и кончая переработкой растворов, необходимо уделять серьезное внимание, творчески модифицируя технологию.

15.3. КАНАДА

15.3.1. МЕСТОРОЖДЕНИЕ ХОУП БРУК

Золоторудное месторождение Хоуп Брук расположено на южном берегу Ньюфаундленда и является продолжением месторождения Четвуд, приуроченного к нижнему и среднему ордовику. Зона Хоуп

Брук содержит самую высокую концентрацию золота в Четвуде. Она простирается в виде силицированной ленты длиной от 100 до 550 м (в среднем 400 м) и шириной 60 м и образует в восточной зоне более массивную минерализованную зону. Содержит тонкие гранулы кварца, 3–8 % пирита, немного халькопирита, следы молибдена. Исследования показали, что подавляющая часть золота встречается в виде свободных образований в кварце, связанных с поверхностью пирита и, в меньшей степени, с зернами халькопирита. Размер золотинок от 0,5 до 100 мк, золото тонкое и рассеяно по всей массе руды. Руда содержит небольшое количество меди и железа в халькопирите, как основном медьсодержащем минерале, и железо в пирите – главном железонесущем минерале. Полное "высвобождение" золота происходило при измельчении 75 % руды до 74 мк, однако при этом не были получены удовлетворительные результаты по прощиваемости.

На специальных колонках диаметром 10 см и высотой 100 см в условиях адсорбции металла из продуктивного раствора и полной рециркуляции маточника были получены показатели процесса выщелачивания на рудах, дробленых до крупности –9, –12 и –19 мм, при орошении в течение 30 сут. Оптимальные с точки зрения экономики результаты были достигнуты при измельчении до крупности –12 мм, в зависимости от состава испытываемой пробы извлечение составляло 45–75 %.

На следующей стадии были проведены полевые испытания, целью которых являлось изучение влияния температуры (она колебалась от –24 до +27 °С), скорости ветра (до 33 м/с), величины снежного покрова (до 247 см); определение расхода реагента, степени извлечения металла, а также изучение химизма процесса, выбор эффективного метода переработки растворов. Этот эксперимент продолжался в течение 7 мес с перерывом с середины октября на зимний период.

Технические характеристики полевого эксперимента: количество руды – 9400 т, она отобрана из карьера в средней части рудного тела; содержание золота – 5,47 г/т; размер дробленого материала –12,5 мм; объемная плотность руды – 2,76 т/м³; угол естественного откоса дробленой руды – 37°. Процесс КВ: укладка руды – только в дневную смену, выщелачивание осуществлялось круглосуточно 7 дней в неделю. Рудная площадка выстлана прокладкой из полиэтилена высокой плотности толщиной 1 мм, занимает площадь 37,5×55,5 м, высота подъема руды – 5 м; вместимость карты продуктивных растворов – 393 м³; карты оборотных растворов – 245 м³, карты хвостовых растворов – 653 м³, все карты выложены ПВХ толщиной 0,1 мм. Построены следующие здания: генераторная, цех переработки растворов (площадью 46 м²), насосная, лаборатория и накопители растворов (с учетом двухсуточного выпадения дождя вместимость требуемой емкости равна 454 м³ и с учетом среднемесячного выпадения осадков – 800 м³).

Руду, раздробленную до -12 мм, укладывали в штабель высотой 4 м на подготовленную площадку, покрытую пленкой ПВХ. Орошение осуществляли 0,1%-ным раствором цианида натрия с интенсивностью 9 л/ч·м². Продуктивный раствор поступал в карту, откуда направлялся в цикл извлечения, где происходило осветление, деаэрирование и смешивание с порошком металлического цинка. Осадок Au-Zn подвергали фильтрации, фильтрат поступал в карту маточных растворов, где доукреплялся по цианиду натрия и уровню рН, и возвращался в процесс. Избыток воды, поступающей в систему (в виде дождя и т.д.), после обработки известью и гипохлоритом натрия или кальция для окисления цианидов и осаждения ионов металла выводили из системы.

В схеме также была предусмотрена хвостовая карта – хранилище сбросных растворов, из которой после установления ПДК они сбрасывались в окружающую среду.

Вертикальный разрез (сверху вниз) основания площадки представлял собой чередование следующих прослоев: 1 – руда (-12 мм); 2 – гравий (+6 мм, высота – 100 мм); 3 – промытый песок (-6 мм, в 3 слоя по 75 мм каждый, уплотненный); 4 – прокладка из ПВХ 1 мм (сварная, для получения сплошного покрытия); 5 – непромытый песок (-6 мм, в 3 слоя по 100 мм каждый, уплотненный).

Отработка штабеля состояла в дроблении поступающей из карьера руды в две стадии на передвижных дробилках (щековой и валковой с грохотом) с получением материала крупностью $-12,5$ мм. На ленту дробильной установки вводили гидратированную известь с расходом 1 кг/т. Здесь же ежедневно отбирали пробу для определения состава породы. Средний ситовый анализ измельченной пробы показан в табл. 15.10.

Измельченную руду вагонеткой доставляли на площадку, затем погрузчиком поднимали на высоту 4 м и в отступающем порядке осуществляли укладку. Из карты оборотный раствор насосом через трубу из поливинилхлорида (ПВХ) диаметром 40 мм направлялся в систему орошения наверху штабеля, состоящую из 6 распределительных труб из ПВХ диаметром 25 мм. Каждая распределительная труба была снабжена четырьмя оросителями Вобблера. Каждый ороситель имел производительность 0,47 л/с при давлении 105 кПа.

Т а б л и ц а 15.10

Типичный состав пробы руды месторождения Хоуп Брук, поступающей на КВ

Размер фракции, мм	Выход фракции, % мас.	Выход фракции с нарастающим итогом, % мас.
+12,5	3,6	3,6
-12,5 +9,5	15,6	19,2
-9,5 +6,4	19,8	39
-6,4 +3,36	10,8	49,8
-3,36 +1,68	26,9	76,7
-1,68	23,2	100

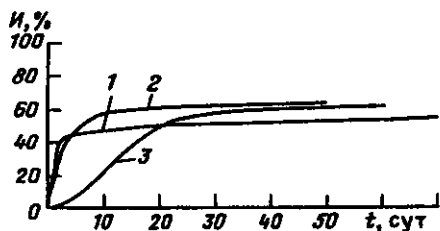


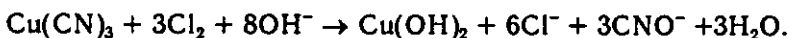
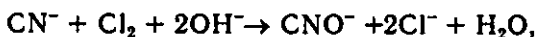
Рис. 15.12. Зависимости извлечения I золота от продолжительности процесса орошения в колонках 1 и 2 (1 и 2) и из штабеля руды в полевых условиях (3)

го вводили нитрат свинца (из-за повышенного содержания в растворе растворимых в цианиде ионов меди). Объем продуктивного раствора, проходящего в цикле осаждения, измеряли сегнетовым расходомером.

Осадок $Au-Zn$ фильтровали, подвергали сушке, помещали в контейнеры и отправляли на рафинирование в Бурлингтон, провинция Онтарио.

Характерно, что результаты полевых испытаний по степени извлечения золота повторили показатели опытов в колонках (рис. 15.12).

Избыток маточного раствора со скоростью 0,25 л/с закачивали в емкость для последующей обработки, куда вводили раствор гипохлорита, 1 л которого содержал 125 г активного хлора, способного окислить 45,9 г цианида. Здесь непрерывно оценивали эффективность реакции окисления:



Типичный состав хвостового раствора, мг/л: $CN_{общ}$ – 1460; $CN_{св}$ – 1106; Fe – 80; Zn – 190; Cu – 300; pH – 10,5.

Хвостовой раствор после обработки гипохлоритом, мг/л: $CN_{общ}$ – 1; $CN_{св}$ – 0,1; Fe – 10; Zn – 0,1; Cu – 1; Cl_2 – 150; pH – 9.

Результаты полевых испытаний: при продолжительности выщелачивания 57 сут извлечение составило 64 %. Расход реагентов на переработку 9375 т руды: цианида натрия – 10 т, гидратированной извести – 12 т, гипохлорита – 92 м³ (переработано 10,4 т хвостовых растворов); порошка металлического цинка – 900 кг, нитрата свинца – 28 кг.

Капитальные затраты составили 840 тыс. дол., из них в период сооружения и строительства – 500 тыс. и в период отработки – 340 тыс. дол. Получено около 30 кг золота, что позволило частично покрыть затраты на проведение полевых испытаний.

Несмотря на положительные результаты, полученные на опытном полигоне КВ на стадии проектирования и сооружения промышлен-

Интенсивность орошения составляла 0,01 л/с·м². Объем подаваемого на площадку раствора фиксировали расходомером роторного типа. Продуктивный раствор из карты поступал на установку извлечения со скоростью 3,6 л/с по трубе из ПВХ диаметром 50 мм. Здесь он осветлялся, деаэрировался для обеспечения адсорбции на цинковой пыли, доукреплялся цианидом, в не-

ного участка, предусматривалось принять во внимание следующие изменения в схеме:

- для уменьшения влияния осадки на проницаемость и облегчения контроля за балансом вод поддерживать минимально приемлемые значения высоты штабеля и уровней растворов в картах;

- предусмотреть извлечение золота из продуктивных растворов методом адсорбции углем вместо использования металлического цинка, устранив, таким образом, необходимость поддержания высокой концентрации свободного цианида в растворе из-за присутствия ионов меди;

- по-видимому, для разрушения цианида целесообразно применять вместо гипохлорита кальция пероксид водорода, который не оказывает пагубного влияния на экосистему; при лабораторных и промышленных испытаниях этого способа получены положительные результаты.

Для промышленного полигона КВ на стадии проектирования были заложены следующие данные:

- общая масса руды, перерабатываемой КВ, – 762 тыс. т (1600 т/сут);
- содержание Au в руде – 4,4 г/т;
- степень извлечения Au – 70 %;
- предполагаемое извлечение Au – 2345 кг;
- продолжительность отработки – 17 мес.

Программа отработки:

- закладка руды – дневная смена, 7 дней в неделю;
- орошение – непрерывно (если позволит погода), 7 сут в неделю;
- адсорбция золота – непрерывно, 7 суток в неделю;
- десорбция золота – дневная смена, 7 дней в неделю.

По оценке, капитальные затраты на площадку и карты, систему извлечения золота и разрушения цианида составляют 8,8 млн дол. США. Эксплуатационные затраты на переработку 1 т руды для карьера и полигона КВ складываются следующим образом, дол.: рудник – 14,71; технологическая установка – 4,06; администрация – 3,32; фрахт и переработка – 0,32; итого – 22,45.

Обслуживать полигон КВ, включая циклы извлечения золота и разрушения цианида, предусматривалось бригадой из 15 человек, работающих по 14-дневному циклу.

15.4. ПЕРУ

15.4.1. МЕСТОРОЖДЕНИЕ ЯНАКОША

Рудник по добыче золотосодержащей руды на месторождении Янакоша является первым иностранным предприятием в горной промышленности Перу за последние 20 лет. Собственником рудника является компания "Минера Янакоша", 37 % акций которой владеет "Ньюмонт Майнинг Корпорейшн", 32,3 % акций принадлежат "Сиа де Минас Вунавентура оф Перу", 24,7 % – BRGM (Франция) и 5 % –

IFC. Первое золото на руднике получено в августе 1993 г. За 1993 г. извлечено в виде готовой продукции 2180 кг золота, в 1994 г. планировали получить 7775 кг, что позволило бы увеличить производство золота в Перу в два раза по сравнению с 1977 г.

Месторождение Янакоша расположено в 20 км севернее г. Кахамарка в горах Анды на высоте 4 тыс. м над уровнем моря. Климатические условия суровые: холод, ветры, дожди. Среднегодовое количество осадков 1,2 м.

В этом районе выявлен ряд минерализованных зон, в одной из которых подтвержденные запасы руды составили 28 млн т с содержанием золота 1,4 г/т. Это район Карачуго. Вторая, соседняя, зона Макви-Макви проходит технико-экономическую экспертизу.

В Карачуго в эксплуатации находятся три карьера. Коэффициент вскрыши – 0,6:1. Загрузка и транспортировка руды осуществляются с помощью погрузчиков вместимостью 10 м³ и 85-тонных вагонов. От рудника до площадки выщелачивания 25 км. Рудник функционирует 6 дней в неделю в 3 смены в сутки, 300 рабочих дней в году со средней производительностью 17 тыс. т/сут руды и 10 тыс. т/сут отвальных хвостов. Извлечение золота осуществляют по способу дамбового выщелачивания и последующего процесса выделения по методу Меррил–Кроу. При сопоставлении с сорбцией на угле последний оказался более предпочтительным по капитальным и эксплуатационным затратам. Помимо этого сыграли роль доступность цинка в Перу и необходимость импорта угля. Установка в Янакоша спроектирована на переработку 5 млн т/год руды с получением ~6,8 т золота. Конечный продукт – слиток Доре со средним содержанием около 7,5 % золота и 20 % серебра.

Раствор выщелачивания подают на дамбу через оросители с интенсивностью около 10 л/ч·м². Продолжительность цикла выщелачивания 35 сут, скорость подачи продуктивного раствора на установку – 250 м³/ч. Известь вводят в штабель в количестве 0,18 кг на 1 т руды, а pH продуктивного раствора поддерживают на уровне около 11. Концентрация цианида натрия в растворе после выщелачивания сохраняется на уровне не менее 50 мг/л. Расход цианида составляет в среднем 0,03 кг на 1 т руды.

Дамбу сооружают последовательно, высота каждого этажа равна 10 м. Руду отсылают вагонетками и уравнивают бульдозером. Ее окончательная высота будет составлять 80 м с уклоном сторон 1,4:1. Продуктивный раствор самотеком поступает в карту продуктивных растворов и откачивается из нее на стандартную установку Меррил–Кроу. Охране окружающей среды уделено большое внимание: здесь за основу приняли дух и законы, господствующие в США. Из-за сильных и длительных дождей осуществляют строгий контроль за избытком воды в системе. Для предотвращения попадания в систему дождевых вод вокруг выщелачиваемой дамбы сооружены отводные каналы. Вместимость карты продуктивных растворов – 16 тыс. м³. В случае переполнения этой карты предусмотрена переливная карта

вместимостью 32 тыс. м³. При чрезвычайных обстоятельствах, когда количество воды будет весьма велико, будет введена в действие установка для детоксификации по системе INCO, позволяющая перерабатывать хвостовые растворы со сбросом их в отвалы. Под основания площадок, карт и всех трубопроводов, проложенных в траншеях, использовано двойное и тройное покрытие.

Общие капитальные затраты по предприятию оценивают в 36,613 млн дол., которые распределены следующим образом:

Прямые затраты подрядчика	15,854 млн
Непрямые затраты подрядчика	3,257 млн
Прямые затраты собственника	4,494 млн
Косвенные затраты собственника	1,232 млн
Непредвиденные расходы	2,919 млн
Оборотный капитал	6,357 млн
Затраты на дополнительное опережающее бурение	2,5 млн
Итого	36,613 млн

Производственные затраты были оценены в 4,6 дол. на 1 т руды и распределялись по статьям, дол/т:

Горная добыча (собственник и контрактант)	2,9
Выщелачивание и извлечение	0,91
Общие и административные затраты	0,8
Итого	4,61
Себестоимость золота	Около 5

Списочный состав работников компании – 120 чел., из них 110 – на руднике и 10 – в офисе в Лиме. Весь персонал, кроме главного менеджера и его заместителя, – перуанцы. Кроме этого, на загрузке и транспортировке работают около 100 чел. и 50 чел. проводят разведочное бурение. Имеется служба охраны.

В 1995 г. появились сведения о введении в эксплуатацию карьера в Макви-Макви. Это второй рудник компании "Минера Янакоша" с переработкой 16 тыс. т/сут руды и получением 5,6 т/год золота. Производственные затраты в Макви-Макви – около 5 дол/г золота. Рудник расположен в 3 км от "Карачуго", первого рудника. Ввод его в эксплуатацию обошелся в 40 млн дол. Запасы руды – 40 млн т с содержанием золота 1,9 г/т, но руда более упорная: если на руднике "Карачуго" продолжительность КВ 35 сут, то здесь время выщелачивания – 120 сут. Продуктивные растворы с содержанием золота 3 мг/л с этого рудника поступают на штабели в Карачуго, где обогащаются до 6 мг/л перед поступлением на извлекательную установку.

15.5. ЧИЛИ

15.5.1. РУДНИК "ЭЛ ХУЕСО"

Рудник "Эл Хуесо" – первый участок КВ в Чили – расположен в провинции Марикунга на высоте 3900 м над уровнем моря. Компания "Хоумстейк Чили С.А." приобрела в собственность рудник "Эл

Хуесо", начав его отработку в июне 1988 г. В то время подтвержденные и вероятные запасы составляли 16 млн т руды со средним содержанием золота 1,68 г/т. Золотосодержащее месторождение с рассеянным золотом прослежено на площади 600×100 м с зоной окисления до глубины 90 м. Вмещающими породами являются юрские известняки и эоценовые вулканические породы, которые характеризуются наличием внедренных в них штокверков и даек. Кроме свободного золота выявлены гематит, ярозит, иногда реальгар.

Содержание металла в рудах сильно колеблется, что вынуждает сгущать сеть взрывных скважин при отбойке до 3×6,5 м. Карьер "Эл Хуесо" функционирует 365 дней в году, ежедневная продукция составляет ~9,2 тыс. т, в том числе 6,2 тыс. т высокосортной руды (содержание Au более 0,8 г/т) и 3 тыс. т низкосортной руды (Au — 0,4–0,8 г/т). Материал рассматривается как отвальный, если содержит золота меньше 0,2 г/т. Его, а также руду с содержанием золота 0,2–0,4 г/т пока складывают в отдельные дамбы.

Высоко- и низкосортные руды перерабатывают отдельно. Высокосортные руды со средним содержанием золота 1,4 г/т измельчают в три стадии в открытом цикле до класса –13 мм, смешивают с известью и цианидом натрия и транспортируют на площадку КВ. Расход цианида – 0,6 кг/т. Его вводят в руду на последней конвейерной ленте узла дробления.

Для сооружения штабеля на первом этапе использовали бульдозер, однако позднее он был заменен опрокидывателем, установленным на платформе, на которую вагонетками подают руду. Опрокидыватель поднимает руду и высыпает на площадку КВ. Этот метод связан с двойной перегрузкой, зато исключает какое-либо уплотнение штабеля.

Штабели КВ сооружают на склонах. С целью обеспечения хорошей адгезии штабеля с поверхностью земли под его основание укладывают геотекстиль. Подушка штабеля состоит из трех слоев: нижний – геотекстиль, затем пленка полиэтилена и верхний – геотекстиль (не считая природных компонентов).

Перед рошением штабели выдерживают в течение четырех суток. Для достижения извлечения 75 % обычно требуется 40–50 сут. В зимнее время отмечали замерзание растворов. Было решено летом использовать обычные оросители, а в холодное время (4–5 месяцев) – захороненные эмиттеры, которые оказались предпочтительнее.

Отработанные штабели удаляют либо в отвальную дамбу, либо, если они еще достаточно богатые, на площадку вторичного выщелачивания.

Низкосортная руда (0,4–0,8 г/т) не оправдывает затрат на предварительное дробление, поэтому она сразу поступает на дамбовое выщелачивание, извлечение золота здесь ~40 %. "Истощенный" материал (после извлечения из него золота) с площадки не удаляют, а свежую низкосортную руду складывают поверх существующего штабеля. Расход цианида натрия в этом цикле – 0,4 кг/т.

Производительность по растворам на обеих схемах (с высоко- и низкосортными рудами) – 300 м³/ч при средней интенсивности орошения 7 л/ч·м². Содержание золота в продуктивном растворе – 0,9–1 мг/л. Растворы с более низкой концентрацией металла возвращают на выщелачивание. В оборотных растворах концентрация золота менее 0,05 мг/л.

Схема переработки продуктивных растворов – метод Меррил–Кроу. Осадок после выделения порошком цинка содержит 15–20 % Au, 12 % Zn, 5 % Cu и 3–6 % Hg. Для удаления цинка и меди осадок обрабатывают азотной кислотой, а затем перед плавкой перегонкой отделяют ртуть.

На руднике "Эл Хуесо" получают в месяц 190–220 кг золота в форме сплава Доре. В 1990 г. на участке КВ получено 2300 кг. Прямые затраты в 1990 г. составили 295 дол. за унцию, а общие производственные издержки – 440 дол. за унцию, что связано с начальным этапом обработки.

На конец 1990 г. подтвержденные запасы оценивали в 87 млн т руды с содержанием золота 0,87 г/т, а общие запасы – 19 млн т руды с содержанием золота 1,53 г/т и серебра 6 г/т.

15.6. РЕСПУБЛИКА УЗБЕКИСТАН

15.6.1. КАРЬЕР "МУРУНТАУ"

Первые опытные работы по кучному выщелачиванию золота из руд месторождения Мурунтау были проведены в бывш. СССР специалистами Навоийского горно-металлургического комбината и ВНИИ химической технологии Минсредмаша в 1972–1983 гг.

Руда месторождения Мурунтау представлена на 65–70 % метасоматически измененными алевритами массивной и полосчатой структур и на 20–25 % – кварц-слюдистыми сланцами. Породообразующие минералы – кварц, биотит, полевые шпаты, хлорит. Рудные минералы – пирит, арсенопирит, шеелит, халькопирит, пирротин. Минералы зоны окисления – гетит, гидрогетит, пиролюзит, ковеллин, скородит. Подавляющая часть золота в рудной массе находится в свободном состоянии и представлена в форме самородного золота с некоторым обогащением в более мелких классах (–150+100 мм) (табл. 15.11).

Исходя из минералогического анализа, вещественного состава и отсутствия мелких классов (глинистых составляющих), руда месторождения Мурунтау в целом была признана благоприятной для организации процесса КВ. Помимо большого числа лабораторных исследований в укрупненных масштабах (от нескольких десятков килограммов до нескольких сотен тонн руды), была осуществлена серия экспериментов на полигонах по оценке влияния концентрации растворителя, интенсивности орошения, возврата хвостовых растворов, доукрепленных реагентами после сорбции, на показатели процесса выщелачивания.

Распределение по классам крупности руд, подвергнутых полупромышленным испытаниям

Проба №1			Проба №2		
Класс крупности, мм	Выход класса, %	Содержание золота, г/т	Класс крупности, мм	Выход класса, %	Содержание золота, г/т
-250+200	4,3	1,2	+100	5	0,45
-200+150	8,6	1,7	-100+50	19	1,34
-150+100	11,8	2,19	-50+25	25	1,35
-100+75	18,3	1,29	-25+10	26	1,28
-75+50	17	1,65	-10+5	16	1,43
-50+25	17	1,9	-5+0	9	1,29
-25+0	23	2,1	-	-	-

В первой серии испытаний были отсыпаны два штабеля в виде усеченной пирамиды высотой 2 м каждый; масса уложенной руды — 255 т с содержанием золота 1,77 г/т (проба №1). Выщелачивание на первом штабеле осуществлялось 0,075%-м раствором цианида натрия с циклом орошения 7 мин и последующим отстоем 90 мин. Интенсивность орошения 0,24 м³/сут-т. В течение 82 сут было пропущено 5018 м³ раствора, извлечение составило 50,8 %. Оработка второго штабеля продолжалась в течение 93 сут, извлечение составило 59,4 %. Использовали растворы с различными концентрациями цианида натрия: 750, 1000, 1500 и 2000 г/м³. Увеличение концентрации цианида натрия до 1000—1500 г/м³ приводило к повышению концентрации золота с 6 до 9—10 мг/л, а продолжительность выщелачивания сокращалась в 1,2—2 раза. Однако повышение концентрации цианида натрия в растворе с 1000—1500 до 2000 г/м³ или не оказывало заметного влияния на кинетику извлечения, или даже замедляло переход золота в раствор.

Более масштабный опыт был проведен на штабеле массой 1776 т, здесь содержание золота в руде составляло 0,97 г/т. Высота штабеля — 2,6 м, площадь нижнего основания — 586 м², верхнего — 249 м². Распределение по классам крупности исходной руды показано в табл. 15.12.

Гидроизоляция площадки — изолен на битумной основе. Оросительная система была выполнена из полиэтиленовых перфорированных шлангов диаметром 20 мм, уложенных через 0,5 м, расстояние между отверстиями — 0,5 м. Конструктивно предусматривалась раздельная обработка двух половин штабеля.

На первой половине (масса руды 888 т) использовали раствор с концентрацией цианида натрия 1000 г/м³, интенсивность орошения — 0,2 м³/сут-т, продолжительность орошения 20 мин, отстоя — 100 мин. Выщелачивание проводилось в серии из трех циклов; каждый цикл длился 31 сут, с подачей 5800 м³ раствора. По циклам содержание золота в растворе, мг/л, и извлечение, %, составили: 1,25 и 28,7; 0,46 и 15,9; 0,36 и 8,7. Общее извлечение золота — 53,3 %.

Гранулометрический состав и содержание золота в исходной руде и хвостах после выщелачивания

Класс крупности, мм	Масса руды, т	Выход по руде, %	Содержание Au, г/т	Выход по Au, %	Количество в руде Au, г	Содержание Au после выщелачивания, г/т	Количество Au в хвостах, г	Извлечение Au, %
-200+100	73	4,1	1,09	4,7	79,5	0,61	44,5	44
-100+50	250	14,1	0,81	12	202,5	0,34	85	58
- 50+25	382	21,5	1,02	23	389,6	0,53	202,5	48
- 25+10	300	16,9	0,88	15,6	264	0,41	123	53,4
-10+0	771	43,4	0,98	44,7	755	0,5	385,5	49

На второй половине штабеля испытывали схему со следующими параметрами: концентрация цианида натрия 400 г/м^3 , интенсивность орошения $0,33 \text{ м}^3/\text{сут.т}$. Цель этого опыта состояла в том, чтобы установить степень извлечения при концентрации цианида натрия вдвое ниже оптимальной, но при увеличенной интенсивности орошения. Число циклов было также равно 3. Во втором цикле концентрация цианида натрия была доведена до 1000 г/м^3 , и процесс продолжался до достижения устойчивой концентрации золота в растворах, равной $0,2-0,3 \text{ г/м}^3$. Здесь продолжительность выщелачивания составляла 108 сут, объем раствора, поданного на орошение, — 33900 м^3 , средняя концентрация цианида натрия, г/м^3 : перед орошением — 724, после орошения — 672, средняя концентрация золота в продуктивных растворах за весь период — $0,42 \text{ г/м}^3$. Потери раствора на испарение и насыщение штабеля — 530 м^3 , извлечение по растворам 47 %. После окончания процесса вся рудная масса была нейтрализована и опробована по классам крупности. Результаты извлечения золота (по твердому) показаны в табл. 15.12. Были рассчитаны средние затраты времени на выщелачивание штабеля, сут: завоз руды, опробование — 6; испытание на герметичность по воде — 2; выщелачивание — 100; обезвреживание, промывка — 10; вывоз отработанной руды, опробование — 6. Весь процесс продолжался 126 сут.

Заключительный полевой эксперимент был проведен с сорбцией золота из продуктивных растворов и их оборотом после доукрепления на выщелачивание, т.е. в замкнутом цикле. Использовали сорбент АМ-2Б смешанной основности и микропористой структуры с удельной поверхностью $65 \text{ м}^2/\text{г}$ и механической прочностью 99 %. Зерниле рабочей фракции в воздушно-сухом состоянии $+0,03... +1,6 \text{ мм}$.

Основание площадки — бетонное ($30 \times 24 \text{ м}$), угол наклона бортов — $1,5^\circ$. Схема состояла из узла приготовления раствора выщелачивания, оросительной системы, сборника растворов, узлов гидравлического выделения нерабочей фракции анионита АМ-2Б, сорбции, КИП и А с пневмосистемой. Исходный выщелачивающий раствор

готовили в емкости путем разбавления концентрированного раствора цианида натрия водой, принудительно перемещали его насосом через байпас и подавали на орошение штабеля. Продуктивный раствор, пройдя через шламоотделитель, накапливался в емкости, откуда поступал на сорбционные колонны КНСПД-150. Раствор после сорбции доукреплялся в накопительной емкости по цианиду и щелочи (если было необходимо) и поступал на орошение. Анионит после прохождения узла гидравлического выделения фракции $-0,4$ мм периодически загружали в колонну. С такой же частотой и объемом из колонны выводили насыщенную смолу, которую отмывали водой от цианида натрия и направляли на золотоизвлекательный завод на десорбцию.

Этот этап в замкнутом цикле осуществляли на рудной массе 740 т, объем штабеля составлял 460 м^3 , высота – 3,1 м. Крупность руды забойная, содержание золота 1,26 г/т (проба №2). Отсыпку штабеля осуществляли фронтальным погрузчиком.

Раствор выщелачивания (концентрация NaCN – 1 г/л) готовили из 30%-го раствора NaCN и воды с добавкой защитной щелочи $\text{Ca}(\text{OH})_2$ до достижения $\text{pH}=12$. Выщелачивание осуществлялось круглосуточно в течение 160 сут. Интенсивность орошения $10 \text{ л/ч}\cdot\text{м}^2$ по центру штабеля и $3,4 \text{ л/ч}\cdot\text{м}^2$ – по его склонам. Средняя скорость орошения $0,92 \text{ м}^3/\text{ч}$, продолжительность орошения 6 ч в сутки. Раствор проходил через штабель за 18 ч. За весь период через систему капельного орошения пропущено 2016 м^3 раствора, т.е. Ж:Т $\approx 3:1$. Через сорбционную установку прошло 1606 м^3 продуктивных растворов со средней концентрацией золота 0,66 мг/л, емкость смолы за 7 мес эксплуатации составляла (по отдельным месяцам), мг/л: 0,71; 0,36; 0,23; 0,12; 0,19; 0,15; 0,11. Средняя емкость – 0,27 мг/л. Обезвреживание штабеля осуществлялось 0,1%-м раствором железного купороса. Извлечение из штабеля составило 36,9 %. Расход: NaCN – 2 кг/т, железного купороса – 0,25 кг/т.

На основании этих работ были сделаны следующие выводы:

- руды, планируемые к отработке, по своим основным характеристикам – минералогическим и фильтрационным – являются благоприятным сырьем для организации КВ;

- для крупномасштабного производства могут быть рекомендованы следующие параметры: концентрация цианида натрия в растворе выщелачивания – 1 г/л; интенсивность орошения $0,02 \text{ м}^3/\text{сут}\cdot\text{м}^2$. Необходимость предварительного дробления материала должна быть уточнена в связи с невысоким извлечением в заключительном эксперименте.

В марте 1992 г. председатель компании "Ньюмонт Майнинг" Гордон Паркер объявил о создании совместного предприятия с Государственным комитетом по геологии и минеральным ресурсам республики Узбекистан и Навоийским горно-металлургическим комбинатом для переработки методом кучного выщелачивания забалансовой руды, накопленной на складах карьера "Мурунтау" за 25 лет его

существования. Доля иностранного партнера в уставном капитале СП составляет 50 %.

Согласно договору совместному предприятию для переработки передано 220 млн т руды со средним содержанием золота 1,4 г/т. Капитальные затраты по проекту составили 225 млн дол. США. Европейский банк реконструкции и развития и банк "Барклейз" организовали обеспечение заемной доли финансирования с участием 12 международных банков. В 1993 г. Международная книга по финансированию проектов назвала финансирование совместного предприятия "событием года".

Строительство перерабатывающего завода началось в 1993 г. и завершилось в апреле 1995 г., а первое золото было выплавлено в мае 1995 г. За это время были выполнены земляные работы в объеме 2,2 млн м³; уложено 15,3 тыс. м³ бетона, 750 тыс. м² геосинтетических прокладок; проведено 88 тыс. м трубопроводов и 121 тыс. м кабельных линий энергоснабжения; смонтировано 6880 т металлоконструкций и 511 единиц оборудования; принята 41 тыс. т различных грузов.

Управление предприятием осуществляет администрация, включающая генерального директора, назначенного компанией "Ньюмонт ЛТД", и двух его заместителей, назначаемых узбекскими партнерами. Координацию и контроль деятельности совместного предприятия осуществляет правление, которое состоит из четырех представителей узбекской стороны и четырех представителей компании "Ньюмонт ЛТД". На совместном предприятии в настоящее время работают 750 чел.

В целях сокращения сроков погашения кредитов на первом этапе существования совместного предприятия (~5 лет) переработке подлежит забалансовая руда (60 млн т) с повышенным (1,6 г/т) содержанием золота при коэффициенте извлечения 65 %, а на втором (~10 лет) — забалансовая руда (160 млн т) с содержанием золота 1,1 г/т при коэффициенте извлечения 50 %. Проектная производительность предприятия по руде составляет 13,8 млн т/год с ежегодным выпуском золота в количестве 12–12,5 т. Эксплуатационные расходы — 4,8 дол. США за 1 г золота.

Упрощенная схема предприятия КВ представлена на рис. 15.13. Производственные операции осуществляются следующим образом. Три бульдозера фирмы "Катерпиллер" марки D10L подают руду в зону работы трех фронтальных погрузчиков D992 (вместимость ковша 10,8 м³), которые доставляют ее в приемный бункер щековой дробилки "Нордберг 1560", установленной на самоходном шасси "Локотрэк", где она измельчается до крупности —150 мм.

Вибрационный колосниковый грохот, размещенный перед дробилкой, направляет рудную массу кондиционного размера непосредственно на конвейер. Наличие самоходного шасси позволяет размещать дробилку в непосредственной близости от забоя, что повышает эффективность работы оборудования.

После I стадии дробления рудную массу системой конвейеров подают на буферный склад, из которого направляют сначала в дро-

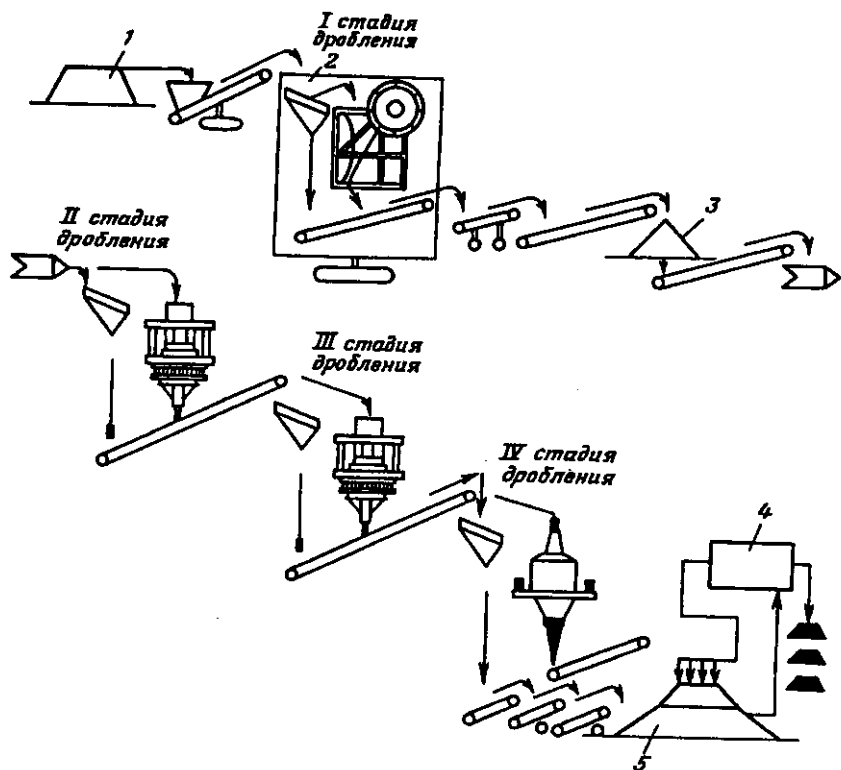


Рис. 15.13. Упрощенная схема организации производства на СП "Зарафшан-Ньюмонт":

1 — склад руды; 2 — дробилка; 3 — буферный склад руды; 4 — участок по извлечению золота; 5 — штабель выщелачивания

билку II стадии (стандартная конусная дробилка "Нордберг МР-1000"), а затем в дробилку III стадии (две короткоконусные дробилки "Нордберг МР-1000"), где она последовательно измельчается до крупности -50 и -13 мм соответственно. Дробилки работают в открытом цикле, перед ними установлены грохоты типа "банан" фирмы "Нордберг" для предварительного удаления мелкого материала. Грохоты этого типа характеризуются высокой эффективностью работы при изменяющихся нагрузках. Наличие буферного склада вместимостью 41 тыс. т между I и II стадиями дробления сводит к минимуму простои дробильного и перерабатывающего оборудования.

На IV стадии дробления задействованы 16 дробилок роторного типа с вертикальным валом, работающих в замкнутом цикле с 14 грохотами типа "банан" фирмы "Нордберг". Руда измельчается до крупности $-3,25$ мм (94 %), соответствующей экономически оптимальному извлечению золота в процессе выщелачивания. Руду, про-

шестую четвертую стадию измельчения, системой конвейеров подают на площадку выщелачивания, где ее при помощи системы из 30 самоходных конвейеров и одного отвалообразователя — штабелера (стакера) заходками шириной 80 и высотой 10 м укладывают на площадку выщелачивания.

На начальном этапе площадь штабеля у основания составляет 450×595 м, в последующем она увеличивается до 950×2225 м.

После отсыпки очередного слоя руды систему конвейеров и стакер перемещают для укладки следующего слоя.

На конвейере, соединяющем оборудование IV стадии дробления с участком выщелачивания, к измельченной руде добавляют цемент, известь и воду. Цемент связывает мелкие частицы, уменьшает пылевыведение и повышает скорость фильтрации выщелачивающего раствора через руду, одновременно увеличивая устойчивость штабеля. Известь используют для регулирования pH раствора, поскольку цианид натрия разрушается в кислотной среде.

Выщелачивающий раствор через систему трубопроводов и капельные эмиттеры с интенсивностью 7 л/ч·м² подают на верхнюю площадку слоя рудного материала. Применение капельного орошения снижает потерю воды на испарение и обеспечивает ее равномерное распределение по всей поверхности штабеля КВ.

Раствор фильтруется сквозь рудный материал, растворяя содержащееся в нем золото, и через сеть дренажных труб, проложенных в основании штабеля, по двум каналам самотеком направляется в сборные резервуары, откуда он возвращается на выщелачивание до тех пор, пока концентрация золота не достигнет уровня, достаточного для его эффективного извлечения.

Продуктивный раствор поступает в 4 фильтра-осветлителя (3 действующих и 1 резервный) с поверхностью осветления 160 м² каждый, а затем в 2 деаэрационные колонны, где удаляется кислород. Продуктивный раствор содержит ~2 г/т золота и 0,48 г/т серебра. На выходе из колонн к раствору добавляют цинковую пыль и нитрат свинца, в результате чего золото и другие металлы, соединяясь с цинком, осаждаются. Образовавшийся осадок собирается в 4 фильтр-прессах, а отработанный раствор возвращается в процесс кучного выщелачивания, и цикл повторяется. Цинксодержащий осадок состоит на 50 % из золота и на 10 % из серебра. Осадок подвергают сушке и прокаливают в двух печах при температуре 650 °С для окисления основных металлов. Прокаленный осадок смешивают с флюсом (смесь буры, селитры и кремнезема), а затем плавят в дуговой плавильной печи. Во время плавки окисленные металлы переходят в шлак, а частицы золота соединяются друг с другом и оседают под действием силы тяжести, собираясь в нижней части плавильного тигля. По окончании плавки из тигля выливают сначала шлак, а затем золото.

Сплав золота, полученный после плавки, содержит: до 10 % Ag; до 5 % Cu; 3—4 % Pb; 2—3 % других примесей. Аффинаж этого

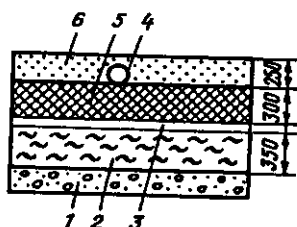


Рис. 15.14. Типичный разрез подушки выщелачивания:

1 — привезенный или подготовленный грунт; 2 — уплотненный слой глины; 3 — синтетическое покрытие; 4 — дренажная труба; 5 — защитный слой; 6 — дренажный слой. Размеры даны в мм

укладывают дренажные трубы диаметром 100 мм.

Такая конструкция основания предотвращает потери продуктивного раствора и обеспечивает сохранность дренажных труб при формировании штабеля.

Вместимость карты продуктивного раствора — 28,75 тыс. м³, карты хвостового раствора — 1850 м³, карты ливневых вод — 142,8 тыс. м³.

К настоящему времени производительность предприятия КВ вплотную приблизилась к проектной:

Год	1995	1996	1997	1998
Количество руды, уложенной в штабель, тыс. т	4205	11222	13285	13542
Содержание золота, г/т	1,78	1,81	1,72	1,76
Выпуск золота, кг	761	9535	13683	11724

Промышленные работы по кучному выщелачиванию золота на месторождении Мурунтау сопровождаются научными исследованиями, заслуживающими внимания работников производства и науки.

В процессе отработки штабелей КВ была отмечена тенденция к снижению выхода продуктивных растворов после увеличения высоты штабеля с 10 до 20 м. Это явление работники СП "Зарафшан-Ньюмонт" объясняют тем, что часть выщелачивающих растворов "зависает" в поровом пространстве штабеля. Косвенным подтверждением такого "зависания" растворов являются результаты исследования воздействия вибрационных полей от массовых взрывов в карьере "Мурунтау", которое показывает, что через 2–3 дня после взрыва выход раствора увеличивается на 10–12 %, достигая максимума через 5–6 дней.

Было сделано предположение, что снижение сцепления жидкой и твердой фаз в штабеле руды приведет к уменьшению количества

сплава и получение готовой продукции с содержанием золота 99,99 % осуществляют на ГМЗ-2.

Определенный интерес представляет конструкция основания штабеля (рис. 15.14).

На очищенную площадку для размещения штабеля укладывают слой подготовленного на месте или привезенного грунта и слой глины, который уплотняют. На слой глины укладывают изоляционную прокладку толщиной 1–1,5 мм из пропиленовой пленки, на которую отсыпают защитный слой из крупно- и среднезернистого песка. Защитный слой покрывают дренажным слоем из рудного материала фракции –60+25 мм, внутри которого на расстоянии 15 м друг от друга

раствора в его поровом пространстве, что и было подтверждено в результате исследований с ПАВ. Анализ полученных результатов показал, что применение поверхностно-активных веществ на 22–25 % уменьшает объем раствора в поровом пространстве штабеля выщелачиваемой рудной массы. В результате исследований установлен тип ПАВ и его влияние на технологические параметры кучного выщелачивания золота, что значительно интенсифицировало этот процесс.

Другим способом борьбы с ухудшением условий фильтрации растворов через выщелачиваемую горную массу, вызванным увеличением высоты штабеля, является следующий: после завершения цикла выщелачивания золота на поверхности штабеля создают гидронепроницаемое покрытие для верхнего слоя, а через отработанный нижний слой бурят перепускные скважины. Затем отсыпают новый верхний слой штабеля, монтируют на его верхней площадке оросительную систему и выщелачивают золото по традиционной схеме.

Бурение перепускных скважин с горизонта орошения каждого вышележащего слоя по отработанной рудной массе нижележащего слоя обеспечивает попадание продуктивных растворов из выщелачиваемого слоя на горизонт улавливания продуктивных растворов отработанного нижележащего слоя и дальше в сборные дренажные выработки, минуя выщелоченную рудную массу. В результате исключается разубоживание продуктивных растворов вышележащих слоев и не происходит повторное осаждение ионов металла в выщелоченной рудной массе отработанных слоев, что неизбежно происходило бы при движении продуктивных растворов по выщелоченной рудной массе нижележащих слоев, и, соответственно, возрастает степень извлечения полезных компонентов из рудной массы и уменьшаются их безвозвратные потери.

На месторождении Мурунтау определенная доля запасов приходится на углеродистые золотосодержащие руды. Это обстоятельство является одним из серьезных сдерживающих факторов роста объемов производства, поскольку отсутствуют эффективные методы подавления сорбционной способности углеродистых сланцев, достигающей по золоту 90 %. В связи с этим разработка технологии кучного выщелачивания, нацеленной на извлечение золота из углеродсодержащих руд, является перспективным направлением расширения сырьевой базы предприятия.

Проведенными исследованиями установлено, что подавить сорбционную способность рудного материала с высоким содержанием углеродистых сланцев возможно с помощью реагентов-депрессантов органического происхождения с определенной длиной углеводородных цепей. По сравнению с прямым цианированием (без препарата) за 24 ч агитационного выщелачивания из рудного материала крупностью –10 мм удалось повысить извлечение золота почти в 1,65 раза (с 40 до 65,7 %). Причем концентрация препарата оказывает

заметное влияние на скорость выноса золота в раствор, что делает этот процесс управляемым.

Для проверки полученных результатов лабораторных исследований был проведен полупромышленный эксперимент по перколяционному выщелачиванию золота из углеродсодержащей руды карьера "Мурунтау". В литологическом отношении исследуемый материал включал: углеродистых сланцев — 60 %, кварц-сланцевых сланцев — 25 %, окварцованных алевритов — 15 %, сульфидов — менее 1 %. Вес пробы — 12 т, материал крупностью — 50 мм. Эксперимент проводили параллельно на двух колоннах диаметром 1 м и высотой 4 м каждая, в которые загружали по 5,5–6 т горной массы. В одну из них с раствором цианида натрия подавали реагент-депрессант "П". Интенсивность орошения, концентрации NaCN и NaOH задавали в обеих колоннах равными. Продолжительность орошения составила 58 сут для колонны с препаратом "П" и 52 сут — без препарата. За это время было подано в каждую из колонн соответственно 1500 и 1310 л выщелачивающего раствора. Расход NaCN, поданного за весь срок орошения, составил: с препаратом "П" — 0,32 кг/т, без препарата — 0,5 кг/т. Подача раствора была остановлена после снижения концентрации золота в продуктивном растворе до 0,01 мг/л. Установлено, что коэффициент извлечения золота в растворы КВ составил: с препаратом "П" — 39,6 %, без препарата — 19,7 %.

В период проведения опыта в колоннах изучали влияние поверхностно-активных веществ (депрессантов) на солевой состав продуктивных растворов. С этой целью были выполнены контрольные анализы продуктивных растворов по обеим колонкам на содержание в них серебра, железа, никеля, кобальта, меди, цинка и золота. Анализ полученных данных показывает, что в цианистых растворах без депрессанта заметно лучше растворяются железо и медь. Концентрация этих примесей оказалась выше по пробам соответственно в 3,4 и 2,4 раза. На выход других примесей в раствор присутствие депрессанта не оказало заметного влияния. Этот эксперимент свидетельствует о том, что добавление в выщелачивающий раствор депрессанта способствует более избирательному растворению, что также является весьма существенным достоинством препарата.

Укрупненные лабораторные опыты показали, что присутствие депрессанта не оказывает отрицательного влияния на сорбцию из продуктивных растворов.

По результатам проведенных экспериментов можно сказать, что применение ПАВ с определенной длиной углеводородных цепей обеспечивает повышение скорости растворения золота, уменьшение расхода цианидов в 1,6–1,7 раза, увеличение извлечения золота на 10–12 %.

В целом, оценивая работы по КВ на месторождении Мурунтау, можно сказать, что реализован крупный, научно обоснованный проект, в котором использованы достижения техники, технологии переработки руд и удачно решены вопросы экономики производства.

15.7. РОССИЙСКАЯ ФЕДЕРАЦИЯ

15.7.1. ПРЕДПРИЯТИЯ ЗАО "ЗОЛОТОДОБЫВАЮЩАЯ КОМПАНИЯ "ЗОЛОТАЯ ЗВЕЗДА"

РУДНИК "МАЙСКИЙ"

Золоторудная сырьевая база рудника "Майский" базировалась на запасах месторождений Майское, Дорожное и Тибекское. Тибекско-Майское рудное поле расположено на юго-восточном склоне Кузнецкого Алатау в Усть-Абаканском районе республики Хакасия. В 12 км от месторождения Майское находится железнодорожная станция Усть-Бюрь и в 18 км — поселок Чарков.

Экономическое положение района благоприятное. Район месторождения в достаточной степени обеспечен электроэнергией, до него проведена высоковольтная линия электропередачи напряжением 10 кВ. Водоснабжение района осуществляется за счет поверхностных водотоков и подземных вод четвертичных отложений.

Рельеф района работ среднегорный с абсолютными отметками 780—805 м. Климат резко континентальный. Зима холодная, мало-снежная. Температура наиболее холодных суток до -43°C . Лето жаркое, короткое. Район характеризуется малым количеством атмосферных осадков. Глубина промерзания почвы — до 2 м.

Месторождение Майское. По морфологическим признакам на месторождении выделяются два типа рудоносных структур: штокверки и линейные крутопадающие зоны.

Зона штокверковых руд, выявленная в центральной части месторождения, к настоящему времени отработана. На запасах руды данной зоны с 1994 г. функционировал рудник Майский. Руду месторождения перерабатывали на установке кучного выщелачивания, которая расположена в 1,5 км от карьера.

По технологическим свойствам руда являлась благоприятной для кучного выщелачивания. По гранулометрическому составу основная масса золота (75 %) относилась к мелкому (размер зерен от 0,001 до 0,07 мм) и, в меньшей степени, к тонкодисперсному (размер зерен менее 0,001 мм). Массовая доля золота крупнее 0,07 мм составляла около 25 %, из них 13 % относились к крупному (размер золотин от 0,07 до 0,5 мм) и 12 % — к очень крупному (0,5—1 мм).

Распределение золота по классам крупности было изучено на исходной руде. Полученные результаты (табл. 15.13) свидетельствуют, что существенного обеднения или обогащения золотом отдельных классов руды не наблюдалось. Золото было связано практически со всеми составляющими руду кусками и частицами.

Массовая доля вредных примесей в руде не превышала 0,06 %. Ниже приведены результаты минералогического изучения окисленной руды.

Минеральный состав окисленной руды месторождения Майское, % мас.

Кварц, халцедоновый кварц	56
Хлорит, измененный полевоы шлат, гидромусковит, тальк, амфиболы, эпидот	20
Кальцит	14
Каолинит	7
Оксиды и гидроксиды железа (лимонит, гетит, гематит)	3
Оксиды марганца	Знаки
Ярозит	Знаки
Графит, углеродистое вещество	Знаки
Апатит, магнетит, циркон, рутил, сфен	Единичные знаки
Пирит, арсенопирит, галенит, антимонит	Единичные знаки
Золото	Единичные знаки

Спектральный полуколичественный анализ окисленной руды месторождения Майское, % мас.

Кремний	10	Барий	0,003—0,01
Алюминий	10	Иттрий	0,003—0,01
Железо	1—10	Свинец	0,001—0,003
Кальций	1—10	Вольфрам	0,001—0,003
Натрий	0,1—1	Никель	0,001—0,003
Магний	0,01—0,1	Хром	0,001—0,003
Титан	0,3—0,1	Золото	0,001—0,003
Марганец	0,03—0,1	Олово	< 0,001
Ванадий	0,01—0,03	Галлий	< 0,001
Кадмий	0,01—0,03	Молибден	< 0,001
Медь	0,01—0,03	Серебро	< 0,001
Циркон	0,01—0,03	Кобальт	< 0,001
Мышьяк	0,01—0,03	Иттербий	< 0,001
Стронций	0,003—0,01	Скандий	< 0,001
Сурьма	0,003—0,01	Бериллий	< 0,001

Исследования вещественного состава руд месторождения Майское, тестовые, полупромышленные и промышленные испытания, технологический регламент на проектирование производства, авторский надзор на стадии проектирования выполнены с участием АООТ "Иргиредмет".

Рудные тела линейных крутопадающих зон находятся в 60—100 м

Т а б л и ц а 15.13

Гранулометрический состав исходной руды и распределение золота по классам крупности

Класс крупности, мм	Выход класса, %	Содержание Au	
		г/т	%
+40	14	9,9	17,1
-40+25	12,2	8,5	12,8
-25 +10	24,7	10,1	30,8
-10+5	16,5	6	12,2
-5+0	32,6	6,7	27,1

к северо-востоку от существующего карьера и залегают выше уровня подземных вод.

Вещественные составы руды линейных крутопадающих зон и штокверков аналогичны. Различаются они только по характеру окварцевания: прожилковое – в штокверках, узловатое прожилковое и брекчиевидное – в крутопадающих зонах.

Месторождение Дорожное. Изучение руды осуществляли на стадии поисковых работ. Отмечено, что по вещественному составу руда в целом аналогична рудам месторождения Майское.

Оруденение относится к золото-кварц-сульфидной формации мышьяково-сурьмяного типа. Золото в руде представлено в свободном состоянии крупностью от дисперсного до крупного (1,5–2 мм).

Основываясь на аналогичности вещественного состава руд месторождений Майское и Дорожное, можно предположить, что руда последнего благоприятна для переработки способом кучного выщелачивания.

Месторождение Тибекское. В 1998 г. на месторождении была отобрана тестовая технологическая проба, характеризующая зону окисления приповерхностных горизонтов. В пробу вошли все разновидности руд кварц-серпичитового состава с карбонатами, вкрапленностью окисленного пирита и прожилками серого кварца в биотитовых диоритах.

Исследования по определению эффективности переработки руды способом кучного выщелачивания были выполнены в лаборатории геотехнологии ЦНИГРИ.

Вещественный состав руды был определен с использованием полуколичественного спектрального, химического, минералогического, пробирного и атомно-абсорбционного анализов (табл. 15.14 – 15.16).

Таблица 15.14

Результаты полуколичественного спектрального анализа пробы руды

Элемент	Содержание, %	Чувствительность, %	Элемент	Содержание, %	Чувствительность, %
Ag	0,0001	0,0001	Sb	Н.о.	0,04
As	1	0,1	Sc	0,001	0,001
Ba	0,1	0,004	Sn	0,002	0,001
Be	0,0001	0,0001	Sr	0,02	0,001
Bi	Н.о.	0,001	Ta	Н.о.	0,04
Cd	Н.о.	0,01	Ti	1	0,01
Co	Н.о.	0,001	Tl	0,01	0,001
Cr	0,004	0,001	V	0,01	0,001
Cu	0,002	0,001	W	Н.о.	0,01
Ga	0,01	0,001	Zn	0,02	0,02
Ge	Н.о.	0,002	Zr	0,04	0,004
Hf	Н.о.	0,04	Y	0,002	0,001
Mn	0,1	0,001	Ca	1	0,5
Mo	0,002	0,001	Al	6	1
Nb	0,003	0,001	Mg	1	0,1
Ni	0,001	0,001	Yb	Н.о.	0,001
Pb	0,003	0,002	—	—	—

Результаты полного химического анализа пробы руды, %:

SiO ₂	66,66	Fe ₂ O ₃	6,41	Cu	0,005
TiO ₂	1,38	S ₃	0,06	Pb	0,02
AlO ₃	15,14	S _{общ}	0,46	Zn	0,004
CaO	1,23	As	0,37	C _{орг}	0,09
MgO	1,19	Sb	0,04	H ₂ O	1,6

Полуколичественный минералогический анализ проводили с предварительным выделением глинистой, магнитной фракций и последующим разделением немагнитного продукта в бромформе (2,9 г/см³).

По результатам изучения вещественного состава технологической пробы сделаны следующие выводы:

1. Изучаемая проба представляет собой окисленную золотосодержащую руду, сложенную, главным образом, измененными кварцево-кремнистыми породами (около 58 %), глинисто-шламистым материалом (38 %), карбонатами (2,5 %) и, частично, гидроксидами железа (0,5 %). Сульфидные минералы (пирит, арсенопирит), а также цветные металлы присутствуют в незначительном количестве (0,1 %).

2. Промышленно ценным компонентом в руде является золото (4,3 г/т). Серебро при его низком содержании (3,4 г/т) может представлять интерес только как попутный компонент, извлекаемый совместно с золотом без дополнительных затрат.

Распределение золота по классам крупности было изучено на дробленной руде. Содержание золота в гранулометрических классах определяли пробирным анализом после их соответствующего додрабливания и измельчения (табл. 15.17).

Т а б л и ц а 15.15

Результаты предварительной обработки средней пробы руды крупностью -0,3+0 мм

Фракции разделения	Крупность материала, мм	Выход фракции, %
Глинисто-шламистая	-0,005	38,63
Магнитная	-0,3 +0,005	0,15
Тяжелая (> 2,9 г/см ³)	-0,3+0,005	0,97
Легкая (< 2,9 г/см ³)	-0,3+0,005	60,25

Т а б л и ц а 15.16

Результаты пробирного (ПА) и атомно-абсорбционного (А-АА) анализов средней пробы руды

Средняя проба	Содержание, г/т		
	золота		серебра
	ПА	А-АА	ПА
1	4,26	4,26	2,8
2	4,3	4,2	4,1
3	4,37	—	3,4
Усредненное значение	4,31	4,23	3,4

Т а б л и ц а 15.17

Гранулометрический состав руды и распределение золота по классам крупности

Класс, мм	Выход, %	Содержание Au, г/т		Класс, мм	Выход, %	Содержание Au, г/т	
<i>1. Рабочая проба -20+0 мм</i>				<i>2. Рабочая проба -10+0 мм</i>			
-20+10	36,06	3,98	32,79	-10+5	48	3,9	44,73
-10+5	22,71	4	20,74	-5+2	23,83	4,19	23,85
-5+2	14,24	3,4	11,05	-2 +0,5	16,17	3,18	12,28
-2 +0,5	14,77	5	16,86	-0,5+0,1	6,67	6,36	10,13
-0,5+0,1	7,03	6,4	10,27	-0,1	5,33	7,08	9,01
-0,1	5,19	9	8,29				

Полученные результаты показывают, что в мелких классах (-0,5+0,1 и -0,1 мм) отмечена некоторая концентрация золота, обусловленная частичным высвобождением золотин из сростков с минералами рудного комплекса. Обращает на себя внимание также невысокий выход шламовой фракции при дроблении.

Изучение гранулометрической характеристики золота, формы золотин и состояния их поверхности было проведено на гравитационном концентрате с выделением и измерением золотин под бинокулярным микроскопом.

Результаты фазового анализа руды, характеризующие технологические свойства золота, приведены в табл. 15.18.

В измельченной до класса -0,1 мм руде 88,24 % золота вскрывают и извлекают цианированием.

По результатам исследований руда месторождения Тибекское отнесена к объектам, благоприятным для кучного выщелачивания.

Эксперименты по выщелачиванию проводили в перколяторах размерах 200×1600 мм (для руды крупностью -20+0 мм) и 125×1600 мм (для руды крупностью -10+0 мм). Орошение рудной массы осуществляли рабочим раствором с интенсивностью 60 м³/сут.т. Продуктивные растворы каждого цикла контролировали на содержание золота, концентрацию реагентов (цианида и щелочи), замеря-

Т а б л и ц а 15.18

Результаты фазового анализа пробы руды на золото

Характеристика золота	Содержание золота	
	г/т	%
Свободное и в открытых сростках (цианируемое)	3,82	88,24
Ассоциированное с кислоторастворимыми минералами и под пленками	0,08	1,88
Заключенное в сульфидах	0,09	2,12
Заключенное в кварце и в кислотонерастворимых минералах	0,34	7,76
В с е г о	4,33	100

ли объем раствора. Осаждение золота из продуктивных растворов проводили в сорбционных колонках на ионно-обменную смолу марки АМ-2Б. Обеззолоченные растворы контролировали на остаточное содержание золота, доукрепляли по цианиду и щелочи до рабочих концентраций и возвращали в "голову" процесса на орошение, осушителя, таким образом, постоянный оборот растворов.

Ниже приведены итоговые показатели технологических испытаний кучного выщелачивания золота из руды месторождения Тибекское.

Класс дробления руды, мм	-10+0	-20+0
Содержание золота в руде, г/т	4,28	4,28
Содержание золота в хвостах выщелачивания, г/т	1,04	1,27
Извлечение золота из руды, %	75,7	70,33
Удельный расход рабочего раствора (Ж:Т), м ³ /т	1,4	1,44
Удельный сьем продуктивного раствора, м ³ /т	1,39	1,38
Интенсивность орошения, м ³ /сут-т	60	60
Продолжительность орошения, сут	24	24
Средняя концентрация Au, г/см ³ :		
в продуктивном растворе	2,36	2,21
в обеззолоченном растворе	0,028	0,028
Концентрация реагентов в рабочем растворе, %:		
NaCN	0,1	0,1
NaOH	0,03	0,03
Расход реагентов на 1 т руды, кг:		
NaCN	1,16	1,14
NaOH	0,13	0,15
Расход реагентов на 1 г извлеченного золота, кг:		
NaCN	0,36	0,38
NaOH	0,04	0,05

Полученные данные позволяют сделать вывод, что предпочтительным является дробление руды по классу -10+0 мм.

Добытую в карьере руду доставляют на дробильно-сортировочный комплекс (ДСК) автосамосвалами БелАЗ грузоподъемностью 27 т. Дробление руды осуществляется в две стадии по классу -10+0 мм. Линия дробления включает щековую дробилку СМД-186, конусную дробилку мелкого дробления КМД-1200 и обеспечивает производительность по дроблению до 100 тыс. т/год. Руду перед дроблением подвергают грохочению для отделения глинистой фракции - отсева для последующего смешивания с рудой готовых классов, выводимой после каждой стадии. Смешивание готовых классов осуществляют на двух конвейерах.

Дробленую руду укладывают на специально подготовленное основание в рудный штабель для выщелачивания золота. Выщелачивание осуществляют цианистыми растворами. В начальный период (до появления продуктивных растворов) рудный штабель орошают растворами с концентрацией цианида 1 г/л, а затем рабочую концентрацию поддерживают на уровне 0,4-0,5 г/л.

Продуктивные растворы по дренажной сети рудного штабеля поступают в транспортный лоток и самотеком направляются в емкость золотосодержащих растворов, где происходит их осветление. Далее насосом растворы подают в приемную емкость цеха гидрометаллургии, из которой распределяют по десятикамерным цементаторам ящичного типа для извлечения золота.

Осаждение золота из продуктивных растворов осуществляется цементацией на освинцованную стружку, которой заполнены все десять камер каждого цементатора. По мере срабатывания стружки осуществляют операцию передвижки, а в освободившиеся камеры загружают свежую стружку. Периодичность операции передвижки определяют по концентрации золота в выходящих обеззолоченных растворах.

После накопления золотоцинковых осадков осуществляют съемку цементаторов. Периодичность съемки — 3–4 раза в месяц.

Золотоцинковый осадок вместе с цинковой стружкой загружают в промывочный барабан. Плюсовая фракция является оборотной цинковой стружкой, ее загружают в первую камеру цементатора, выведенного на съемку.

Золотоцинковый осадок обезвоживается на нутч-фильтре и поступает на кислотную обработку.

Обеззолоченные растворы после цементаторов сливают в зумпф, где по мере необходимости они доукрепляются крепким цианистым раствором из узла приготовления реагентов. Затем их перекачивают в емкость обеззолоченных растворов, откуда насосом подают на орошение рудного штабеля.

Кислотную обработку осадка проводят в двух реакторах вместимостью 2 м³ каждый раствором серной кислоты с концентрацией 15–16 % в течение 10–12 ч. По окончании процесса осадок отстаивается, осветленный раствор откачивают на нутч-фильтр, а в реактор заливают воду для промывки осадка. После промывки пульпу осадка подают на фильтрование на нутч-фильтр. Обезвоженный осадок направляют на сушку в сушильном шкафу при температуре до 200 °С и далее прокачивают в муфельной печи при температуре до 600 °С.

Полученный после прокаливания огарок является готовым продуктом для плавки. Плавку золота осуществляют в рудотермической печи. Перед плавкой огарок смешивают с флюсами — бурой и содой кальцинированной. Во время плавки контролируют температуру расплава при помощи термопары и вторичного показывающего и регистрирующего прибора. Готовой продукцией плавки является золото лигатурное в слитках по ТУ 117-2-7-90.

Золотосодержащую руду месторождения Майское перерабатывают способом кучного выщелачивания с 1994 г., когда были введены в эксплуатацию блок-секции кучного выщелачивания № 1 и № 2, на которых перерабатывали 108 тыс. т руды с содержанием золота 4,3 г/т. Было извлечено из руды 278,717 кг золота (зачетное количество — 278,55 кг). Извлечение составило 60 %.

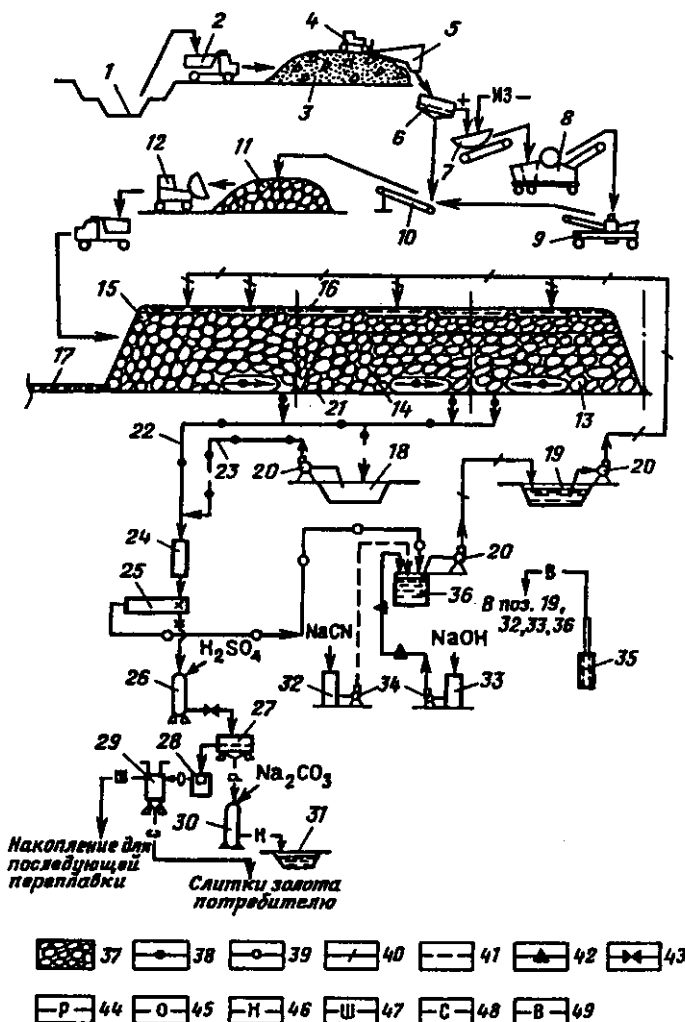


Рис. 15.15. Аппаратурно-технологическая схема опытно-промышленной установки кучного выщелачивания золота из окисленных руд месторождения Майское:

1 — карьер; 2 — автосамосвал типа БелАЗ-540; 3 — промышленный отвал исходной руды; 4 — бульдозер типа Т-130; 5 — бункер; 6 — инерционный грохот; 7 — бункер-питатель; 8 — агрегат крупного дробления; 9 — агрегат мелкого дробления; 10 — транспортер специальной передвижной; 11 — промышленный отвал дробленой руды; 12 — колесный погрузчик типа ТО; 13 — блок-секция № 1 массой 50 тыс. т руды; 14 — блок-секция № 2 массой 50 тыс. т руды; 15 — блок-секция № 3 массой 100 тыс. т руды; 16 — прудковая система орошения; 17 — блок-секция на стадии строительства с системой дренажных устройств; 18 — емкость-сборник золотосодержащих растворов; 19 — емкость-сборник обеззолоченных растворов; 20 — насосные агрегаты; 21 — гидронизоляционное основание

В 1995 г. была построена секция выщелачивания № 3 и на нее уложено 124,5 тыс. т руды: 109,8 тыс. т с содержанием золота 4,9 г/т и 14,7 тыс. т с содержанием золота 6 г/т. Было извлечено из руды 389,924 кг золота (зачетное количество – 389,69 кг). Общее извлечение составило 62,3 %.

Аппаратурно-технологическая схема установки КВ приведена на рис. 15.15.

Одновременно с выщелачиванием руды секции № 3 осуществлялось доизвлечение золота из руды секций №№ 1 и 2. Было дополнительно извлечено из руды 23,324 кг золота (зачетное количество – 23,31 кг). Общее извлечение золота из руды за два сезона составило 65 %. Извлечение золота, равное 65 % в период опытно-промышленной стадии освоения технологии КВ, было согласовано с Енисейским горным округом.

В 1996 г. была введена в эксплуатацию блок-секция № 4, на которой перерабатывалось 86 тыс. т руды с содержанием золота 6 г/т. Было извлечено из руды 290,832 кг золота (зачетное количество – 290,58 кг). Извлечение составило 56,36 %.

На секцию выщелачивания № 3 был уложен дополнительный слой руды массой 24 тыс. т с содержанием золота 6 г/т. Было продолжено извлечение и доизвлечение золота. Перед укладкой дополнительного слоя массив руды секции № 3 был перемешан драглайном и бульдозером. Было извлечено из руды 173,803 кг золота (зачетное количество – 173,6 кг). Суммарное извлечение за два сезона составило 73,19 %.

Руда секций №№ 1 и 2 также была перемешана драглайном и бульдозером и было продолжено доизвлечение из нее золота. Было извлечено 46,577 кг золота (зачетное количество – 46,44 кг). Суммарное извлечение золота за три сезона составило 75,07 %.

Таким образом, в сезоне 1996 г. в работе находились четыре секции выщелачивания и было извлечено из руды 511,212 кг золота (зачетное количество – 510,62 кг).

В 1997 г. была построена секция № 5 выщелачивания и на нее уложено 109,3 тыс. т руды с содержанием золота 7 г/т. Было извлечено из руды 510,409 кг золота (зачетное количество – 510 кг). Извлечение составило 66,71 %.

с системой дренажных устройств; 22 – самотечная магистраль продуктивных растворов КВ; 23 – напорная магистраль продуктивных растворов КВ; 24 – расходная емкость золотосодержащих растворов; 25 – цементатор ящичного типа; 26 – реактор кислотного разложения; 27 – нутч-фильтр; 28 – сушильная печь типа СНОЛ; 29 – руднотермическая печь конструкции АООТ "Иргиредмет"; 30 – реактор для нейтрализации кислых растворов и промвод; 31 – отстойник с основным карбонатом цинка; 32 – емкость разварки шанида натрия; 33 – емкость для приготовления 20%-го раствора NaOH; 34 – химические насосы; 35 – скважина; 36 – зумпф; 37 – руда; 38 – золотосодержащий раствор; 39 – обеззолоченный раствор; 40 – исходный раствор шанида натрия; 41 – 10%-ный раствор шанида натрия; 42 – 20%-ный раствор NaOH; 43 – золотосодержащие шламы; 44 – кислые растворы и промышленные воды; 45 – огарок; 46 – нейтрализованные стоки; 47 – шлак; 48 – слитки золота; 49 – технологическая вода

Руда секций № 3 и № 4 была перемешана драглайном и бульдозером и продолжено доизвлечение из нее золота. Было извлечено из руды секции № 3 13,123 кг золота (зачетное количество – 13,019 кг), из руды секции № 4 95,151 кг золота (зачетное количество – 95,02 кг). Суммарное извлечение золота из руды секции № 3 за три сезона составило 74,89 %, а из руды секции № 4 за два сезона – 74,8 %.

Всего за сезон 1997 г. было извлечено из руды 618,683 кг золота (зачетное количество – 618,039 кг).

В 1998 г. на отремонтированном основании секции № 1, с которой руда была перемещена на секцию № 2, был сформирован рудный штабель массой 74,2 тыс. т руды с содержанием золота 4,91 г/т. Было извлечено из руды 285,264 кг золота (зачетное количество – 285,05 кг). Извлечение золота составило 78,3 %.

Руда секций №№ 4 и 5 была перемешана драглайном и бульдозерами и продолжено доизвлечение золота.

После перемешивания руды секции № 5 на нее был дополнительно уложен слой руды из секции № 1 (добыча 1993 г.), которая была додроблена по классу –10+0 мм и смешана с цементом. Количество дополнительно уложенной руды – 45,1 тыс. т.

Из руды секции № 4 было извлечено 7,209 кг золота (зачетное количество – 7,13 кг). Извлечение золота из руды за сезон составило 5,55 %. Общее извлечение золота из руды с начала ее переработки – 76,2 %. Из руды секции № 5 было извлечено 82,544 кг золота (зачетное количество – 82,397 кг). Извлечение золота из руды за сезон составило 32,4 %. Общее извлечение золота из руды с начала ее переработки – 77,5 %.

Из руды дополнительного слоя секции № 5 было извлечено 9,66 кг золота (зачетное количество – 9,61 кг). Извлечение золота из руды за сезон составило 20 %. Общее извлечение золота из руды с начала ее переработки – 80 %. Данное извлечение согласуется с результатами опытно-промышленных испытаний, выполненных в АООТ "Иргиредмет" на пробе руды, отобранной в верхней зоне месторождения. Руда, уложенная в 1994 г. в секцию выщелачивания № 1, по технологическим свойствам является аналогом пробы, направленной в АООТ "Иргиредмет".

За время отработки запасов месторождения Майское всего было добыто из карьера 531,1 тыс. т руды, переработано кучным выщелачиванием 526 тыс. т. Исходное количество золота в переработанной руде составляло 2880,042 кг. Из руды извлечено 2206,537 кг золота (зачетное количество – 2204,396 кг). Суммарное извлечение составило 76,61 %, что выше проектного (75 %).

В сезоне 1999 г. планировалось:

- руду с секции № 2 пропустить через дробильный комплекс, додробить по классу –10+0 мм, обработать цементом и уложить на штабель № 1, предварительно перемешав в нем руду драглайном и бульдозерами;

● на отремонтированном основании секции № 2 сформировать рудный штабель из свежедобытой руды следующего состава:

— остаток руды месторождения Майское массой 5100 т с содержанием золота 3,92 г/т;

— руда рудного тела № 1 Южной зоны месторождения Дорожное массой 11800 т с содержанием золота 7,54 г/т;

— руда с месторождения Тибекское массой 49160 т с содержанием золота 2,82 г/т;

— руда с линейных крутопадающих зон месторождения Майское массой 4390 т с содержанием золота 4,71 г/т.

Всего в секцию выщелачивания № 2 планировали уложить 70,45 тыс. т руды со средним содержанием золота 3,79 г/т.

За сезон 1999 г. предполагали извлечь из руды 205,68 кг золота (зачетное количество — 205,445 кг).

Так как технологические испытания на выщелачиваемость руд месторождения Дорожное и линейных крутопадающих зон месторождения Майское не проводили, но имеются предпосылки, что они благоприятны для кучного выщелачивания, извлечение золота принято равным извлечению из руды месторождения Майское, т.е. 75 %. Основываясь на результатах лабораторных испытаний, для руды месторождения Тибекское принято извлечение золота в раствор, также равное 75 %.

Таким образом, для всех руд, укладываемых в штабель № 2, принято равное извлечение золота — 75 %.

В системе управления технологическим процессом контролируют следующие параметры (табл. 15.19):

● крупность дробленой руды, укладываемой в штабель, и содержание в ней золота;

● расход выщелачивающих растворов, подаваемых на орошение штабелей;

● расход золотосодержащих растворов, поступающих на цементацию;

● концентрацию цианида натрия и значения рН перед цементацией, после цементации и после доукрепления выщелачивающих растворов;

● температуру золотосодержащих растворов, подаваемых на цементацию;

● концентрацию золота в растворах каждого штабеля, в рабочей емкости золотосодержащих растворов, на сливе каждого цементатора;

● температуру в сушильном шкафу и муфельной печи;

● температуру расплава в рудотермической печи;

● электрические параметры плавки (сила тока, напряжение).

Технологическое опробование золотосодержащих и обеззолоченных растворов осуществляется вольт-амперметрическими анализаторами, настроенными на измерение концентрации золота в диапазонах 0—2 г/м³ (прибор низких концентраций) и 0—10 г/м³ (прибор высоких концентраций).

Карта контроля и опробования технологического процесса

№№ п/п	Состав пробы	Точка отбора пробы	Частота отбора проб	Масса частной пробы, кг	Вид анализа
1	Дробленая руда	Разгрузка конвейера	1 раз/ч*	20	Ситовый анализ +10, -10+5, -5 мм. Экстракционно-рентгеноспектральное (ЭР) определение золота
2	Золотосодержащие растворы	Сборный лоток штабеля	1 раз/сут	0,5	Вольт-амперметрический (ВАМ) анализ на золото, цианид; потенциметрическое (ПМ) определение рН
		Рабочая емкость золотосодержащих растворов	6 раз/сут	0,5	
3	Обеззолоченные растворы	Слив цементаторов	6 раз/сут	0,5	ВАМ-анализ на цианид; ПМ определение рН То же
		Рабочая емкость обеззолоченных растворов	6 раз/сут	0,5	
4	Слиток золота лигатурного	Аффинажный завод	2 пробы от каждого слитка	0,002	Пробирный анализ на золото на аффинажном заводе и в АООТ "Иргиредмет"
5	Шлак плавки	Отделение пирометаллургии	1 проба от плавки	0,2	Выборочное опробование, ЭР определение золота
6	Шлак отвальный	То же	То же	0,2	То же
7	Хвосты выщелачивания	Из штабеля	После завершения выщелачивания	20	ЭР определение золота

* Приведена частота отбора частных проб, из которых формируют усредненную суточную пробу, на которой проводят ситовый анализ и определение содержания золота.

Руду, хвосты выщелачивания, шлак плавки анализируют на содержание золота в лаборатории рудника "Чазы-Гол" на аналитическом комплексе "Золотинка-2".

Пробность слитков лигатурного золота определяли на аффинажном заводе и в пробирной лаборатории АООТ "Иргиредмет".

Концентрации водородных ионов и цианида натрия в технологических растворах определяют рН-метром и анализатором цианида натрия, установленными вместе с анализаторами золота в помещении лаборатории цеха гидрометаллургии. Периодически концентрацию свободного цианида проверяют титрованием с использованием нитрата серебра.

Измерение температуры в сушильном шкафу, муфельной печи, расплава в рудотермической печи осуществляют термомпарами из

хромель-алюмеля, которые подключены к многоточечному потенциометру РП-160М со шкалой измерения 0–1200 °С.

Подводя итоги работы, выполненной на руднике "Майский", можно сказать, что впервые в России на месторождении Майское была реализована технология кучного выщелачивания золота в промышленном масштабе. Работы на этом месторождении дали определенный толчок внедрению кучного выщелачивания на золотодобывающих предприятиях страны.

РУДНИК "ЧАЗЫ-ГОЛ"

Сырьевая база рудника "Чазы-Гол" базируется на запасах Кузнецовского участка Сахарской рудной зоны Немир-Чазыгольского рудного поля. Участок расположен в водораздельной части хребта Сахар, являющегося восточным отрогом Абаканского хребта — главного водораздела южной части Кузнецкого Алатау. Административно участок находится на территории Аскизского района Республики Хакассия.

Рельеф района работ среднегорный с абсолютными отметками водоразделов 800–1000 м, относительное превышение водоразделов над долинами составляет 150–300 м.

Климат района резко континентальный, с холодной зимой и жарким летом. Минимальная температура зимой опускается до -50 °С, максимальная летом достигает $+35$ °С, среднегодовая составляет -2 °С. Среднегодовое количество осадков — 300–320 мм, наибольшее их количество выпадает в июле, наименьшее — в феврале.

Глубина промерзания почвы — 1,5–2 м, мощность снежного покрова — до 50 см. Основной водоток участка — ручей Чазы-Гол, ширина его в среднем течении — 1–2 м, глубина — 0,4–0,6 м, расход воды — 0,1–0,3 м³/с, в паводок расход увеличивается на порядок.

Ближайшая железнодорожная станция Бирикчюль (железная дорога Абакан—Новокузнецк) расположена в 25 км на юго-запад от участка работ. Ближайший населенный пункт поселок Аххол расположен в 18 км на север. Районный центр — с. Аскиз — в 40 км на юг. С населенными пунктами рудник связан сетью грунтовых дорог, проходимых в любое время года.

Водоснабжение рудника осуществляется за счет поверхностных водотоков и подземных вод четвертичных отложений. Энергоснабжение — от дизельных электростанций. Запроектировано строительство ЛЭП-35 кВ.

Рудоносная зона представлена параллельно ветвящимися, вытянутыми в широтном направлении телами метасоматических кварцитов, брекчий, березитов и березитированных пород. Из рудных минералов присутствуют пирит, халькопирит, гематит в виде рассеянной вкрапленности и гнездовитых скоплений или прожилкообразных тел, приуроченных к трещинам. Все перечисленные новообразования

рассекаются дайками ортофиоров и сиенит-порфиоров, не затронутых гидротермальной проработкой.

В пределах рудоносной зоны на Кузнецовском участке по данным опробования выделяют одно основное рудное тело и два слепых маломощных рудных тела с низким содержанием золота. Основное рудное тело участка с поверхности имеет эллипсовидную форму, вытянутую в широтном направлении. Протяженность его по простиранию – 550 м, по падению – от 160 до 320 м, мощность – от 8 до 67 м, падение рудного тела на север под углом 70–85°, согласное с падением рудоносной зоны.

Золото в рудах свободное, мелкое (менее 0,5 мм), в виде причудливых ксеноморфных зерен с неровными крючкообразными окончаниями, реже пластинчатой формы с неровными краями, золотисто-желтого, красноватого цвета. Наряду с золотом в рудах имеется серебро. По данным анализов отношение содержаний серебра и золота составляет: по окисленным рудам 2,29, по первичным рудам 3,68.

Рудные тела не имеют четких геологических границ, оконтуривание их по мощности, простиранию и на глубину проводят по данным опробования.

По минералогическому составу выделяют первичные сульфидсодержащие и вторичные окисленные руды. Зона окисления по данным бурения распространяется на глубину 40–60 м. Окисленные руды характеризуются широким развитием вторичных минералов ржаво-бурого цвета, пропитаны гидроксидами железа.

Распределение золота по классам крупности было изучено на дробленной руде. Полученные результаты свидетельствуют, что существенного обеднения или обогащения золотом отдельных классов руды не наблюдается. Золото связано практически со всеми составляющими руду кусками и частицами (табл. 15.20).

Содержание общей серы в первичных рудах составляет 2,6 %, в окисленных – 0,02 %.

По данным фазового анализа, выполненного в ЦНИГРИ, в окисленных рудах содержится 87,1 % цианируемого золота. Данные фазового анализа свидетельствуют о благоприятности использования

Т а б л и ц а 15.20

Гранулометрический состав руды и распределение золота по классам крупности

Класс, мм	Выход, %	Содержание Au		Класс, мм	Выход, %	Содержание Au	
		г/т	%			г/т	%
<i>1. Рабочая проба класса –20+0 мм</i>				<i>2. Рабочая проба класса –10+0 мм</i>			
–20+10	20,04	4	27,71	–10+5	26,7	4,2	38,91
–10+5	17,55	3,6	27,84	–5+2	19,72	3,2	21,89
–5+2	15,78	2,6	14,18	–2+0,5	24,78	2	17,19
–2+0,5	20,66	2,4	17,14	–0,5+0,1	12,22	1,12	4,75
–0,5+0,1	11,42	1,28	5,05	–0,1	16,58	3	17,26
–0,1	14,15	2,8	14,08				

Результаты фазового анализа золота в руде

Характеристика золота	Содержание золота	
	г/т	%
Свободное в сростках (шианируемое)	2,56	87,1
Заключенное в кислоторастворимых минералах	0,3	10,2
Заключенное в сульфидах	0,02	0,7
Заключенное в кварце	0,06	2
Всего	2,94	100

для отработки окисленных руд метода кучного выщелачивания (табл. 15.21).

Сооружение гидроизоляционного основания. Для промышленной установки КВ руды месторождения Кузнецовское предложена и реализована следующая конструкция гидроизоляционного основания: укладка слоя глины толщиной 500 мм на очищенную поверхность; уплотнение его с одновременным созданием нужного уклона; укладка двух слоев полиэтиленовой пленки толщиной 200 мк или одного слоя толщиной 400 мк; отсыпка защитного слоя толщиной 250–300 мм из песчаного материала; укладка через каждые 10–15 м полиэтиленовых дренажных труб диаметром 70–100 мм; отсыпка дренажного гравийного слоя толщиной не менее 150–200 мм.

Конструкция гидроизоляционного основания вполне надежна и опробована в российских условиях.

Руду, добытую в карьере, доставляют на дробильно-сортировочный комплекс (ДСК) автосамосвалами БелАЗ грузоподъемностью 27 т. Дробление руды осуществляют в три стадии. Линия дробления состоит из щековой дробилки ШДС 800×630, конусной дробилки среднего дробления КСД-1200 и конусной дробилки мелкого дробления КМД-1200. Дробление осуществляется по классу –10+0 мм. Исходная руда содержит до 40 % глинистой фракции и поэтому перед подачей в щековую дробилку ее подвергают двухстадийному грохочению (верхнее сито с ячейей 25×25 мм, нижнее – 10×10 мм) с целью отделения глинистой фракции – отсева – для последующего смешивания с готовыми классами, выводимыми после каждой стадии дробления. Перед смешиванием в отсев подают питателем цемент в количестве 3–5 кг/т. Смешивание готовых классов осуществляют на двух конвейерах, установленных параллельно дробильной линии.

Дробленую руду укладывают на подготовленное основание в рудный штабель для выщелачивания золота.

Формирование рудного штабеля. Для формирования штабеля рассмотрено 4 варианта технологических схем: с использованием конвейеров; передвижных отвалообразователя и бункер-штабеля; отвалообразователя (стакера) и передвижных конвейеров; бульдозеров и самосвалов.

Рекомендована наиболее простая технологическая схема, при которой рудный штабель после дробления руды формируют с использованием бульдозера и фронтального погрузчика (автосамосвалов).

Формирование штабеля начинается с заезда на дамбу, отсыпки из пустых пород дамбы и пионерных насыпей по периметру блок-секции. Их ширину делают такой, чтобы обеспечить проезд погрузчика или автосамосвалов, она составляет для фронтального погрузчика 15 м и для автосамосвалов 10 м. Дробленую руду доставляют к месту формирования штабеля и разгружают во временные штабели на поверхности дамбы и пионерных насыпей. Затем руду из временных штабелей бульдозером сдвигают в первую блок-секцию и заполняют ее.

После завершения формирования первой блок-секции монтируют систему орошения для подачи на поверхность штабеля цианидных растворов.

Параллельно с работами по формированию штабеля первой секции и системы орошения выполняют аналогичные работы по формированию второй секции штабеля и т.д.

Орошение рудного штабеля осуществляют с помощью эмиттеров, обеспечивающих подачу раствора с интенсивностью 140–160 л/сут·м². Практика использования оросительных систем, предусмотренных в ТЭО, показала их работоспособность и надежность.

Для выщелачивания используют цианидные растворы. В начальный период (до появления продуктивных растворов) орошение рудного штабеля осуществляют растворами с концентрацией цианида натрия 1 г/л, а затем рабочую концентрацию поддерживают на уровне 0,4–0,5 г/л.

Продуктивные растворы по дренажной сети рудного штабеля собирают в транспортный лоток и самотеком направляют в рабочую емкость золотосодержащих растворов, где происходит их осветление. Из рабочей емкости растворы насосом подают в приемную емкость цеха гидрометаллургии, из которой распределяют по десятикамерным цементаторам ящичного типа для извлечения золота.

Процесс осаждения золота и его дальнейшая переработка аналогичны описанным в предыдущем подразделе для рудника "Майский". То же самое относится и к контролю технологических процессов.

Обезвреживание хвостов кучного выщелачивания. Для обезвреживания сбросных растворов КВ сооружена специальная установка, включающая в себя узел растарки гипохлорита, контактный чан для его растворения, реактор для хлорирования, дозатор и насос.

Обезвреживание отработанного рудного штабеля происходит в основном с использованием имеющегося оборудования с включением в схему цепи аппаратов контактного чана и реактора для хлорирования.

Добычу руды на предприятии начали в 1996 г., а ее переработку способом кучного выщелачивания – с 1997 г.

В сезоне 1997 г. в штабель № 1 было уложено 193,6 тыс. т руды со средним содержанием золота 2,62 г/т. В середине июля штабель начали орошать цианидными растворами. Первоначально в течение двух суток орошение осуществляли растворами с концентрацией цианида натрия 1 г/л, а затем рабочую концентрацию поддерживали на уровне 0,4–0,5 г/л.

В процессе орошения была выявлена неудовлетворительная фильтрация растворов через рудный штабель из-за наличия глины в руде. По рекомендациям АООТ "Иргиредмет" в июле–августе была выполнена реконструкция дробильно-сортировочного комплекса (ДСК) и на основание секции № 2 было уложено 12,4 тыс. т руды, равномерно перемешанной на сборных конвейерах и обработанной цементом. Содержание золота в руде составляло 5,5 г/т. За 30 сут выщелачивания из руды было извлечено 43,066 кг золота (зачетное количество – 43 кг). Извлечение составило 63,14 %.

Из руды штабеля № 1 в сезоне 1997 г. было извлечено 90,47 кг золота (зачетное количество – 90,19 кг). Извлечение составило 17,84 %.

Всего за сезон 1997 г. из руды было извлечено 133,536 кг золота (зачетное количество – 133,19 кг).

Было принято решение о перезакладке штабеля № 1 с обработкой руды цементом.

В 1998 г. были сформированы и запущены в эксплуатацию рудные штабели № 2 и № 3.

В штабель № 2 было заложено 87,1 тыс. т свежей руды с содержанием золота 2,8 г/т. Осуществлялось выщелачивание свежей руды и 12,4 тыс. т руды с остаточным содержанием золота 2,03 г/т, которая выщелачивалась в течение 30 сут в сезоне 1997 г. Орошение штабеля проводили с 25 мая по 20 сентября. Из руды было извлечено 179,53 кг золота (зачетное количество – 179,307 кг).

Суммарное извлечение золота из 12,4 тыс. т руды за два сезона составило 76 %, а из свежей руды за сезон – 70 %.

В штабель № 3 было заложено 142,2 тыс. т руды с содержанием золота 4,25 г/т. Он был сформирован поэтапно двумя блоками. В первый блок было уложено 100 тыс. т руды, а во второй – 42,2 тыс. т.

Орошение выщелачивающими растворами первого блока было начато 4 июля, а второго – 28 августа и продолжалось до 1 октября. За это время из руды было извлечено 280,72 кг золота (зачетное количество – 280,35 кг). Усредненное извлечение золота составило 46,47 %.

Всего за сезон 1998 г. из руды было извлечено 460,25 кг золота (зачетное количество – 459,657 кг).

В 1999 г. планировали:

- руду штабелей № 2 и № 3 перемешать бульдозерами и продолжить доизвлечение золота;

- построить четвертую секцию выщелачивания и сформировать на ней рудный штабель из свежей руды массой 200 тыс. т с содержанием золота 3,27 г/т;

- смонтировать установку по обработке руды цементом при пезакладке штабеля № 1.

За сезон 1999 г. планировали извлечь из руды 686,23 кг золота (зачетное количество — 658,21 кг).

Анализ процесса КВ в 1997–1998 гг. показывает, что извлечение золота в раствор, несмотря на ряд принятых мер (добавление цемента, равномерное смешивание отсева с готовыми классами рудной массы) не достигло уровня, предусмотренного технологическим регламентом.

Формирование рудного штабеля № 2 было осуществлено в осенне-зимний период. Заложённая в данных условиях руда имела к началу эксплуатации отрицательную температуру во всем объеме штабеля, т.е., по сути, был создан искусственный "холодильник".

После начала орошения 25 мая и до конца июля температура выходящих из-под штабеля растворов не поднималась выше 3 °С. После прохождения сборного лотка и рабочей емкости растворы поступали на цементацию с температурой до 10 °С. При такой температуре продуктивных растворов процесс цементации золота протекал неудовлетворительно, наблюдалась повышенная концентрация золота в хвостовых растворах. Из-за увеличения времени, необходимого для отмывки из руды уже растворенного золота, увеличилась продолжительность процесса выщелачивания.

После наступления в конце июля устойчивой жаркой погоды, прогрева штабеля и повышения температуры продуктивных растворов на цементации до 14–15 °С технологический процесс вошел в режим, но оставшегося времени уже не хватило на завершение процесса выщелачивания. Извлечение золота из руды штабеля составило 70 %.

По результатам работы штабеля № 2 были внесены коррективы в технологию укладки штабелей КВ. Дробленую руду накапливают на складе, формирование рудных штабелей осуществляют в весенне-летний период с наступлением относительно теплых дней.

Работы на руднике "Чазы-Гол", так же как и на руднике "Майский", нуждаются в постоянном совершенствовании, особенно в части гранулирования рудной массы и подбора оптимального графика процесса КВ.

15.7.2. ОПЫТНЫЙ УЧАСТОК КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ НА МЕСТОРОЖДЕНИИ КОМСОМОЛЬСКАЯ ЗАЛЕЖЬ

Сырьевой базой опытного участка КВ является окисленная часть руд Улаханского рудного поля. Рудные тела метасоматических залежей сложены окисленными кварц-лимонитовыми рудами, содержащими примеси глинистого материала охристо-желтого цвета. По вещественному составу руды относятся к окисленным золотосеребросодержащим существенно железистым кварц-карбонатным. Сульфиды в руде практически полностью окислены. Золото самородное —

Рациональный анализ руды, измельченной до класса -0,071 мм

№№ п/п	Характеристика золота и серебра	Содержание			
		золота		серебра	
		г/т	%	г/т	%
1	В виде свободных металлических зерен с чистой поверхностью	3	13,8	2,1	2,7
2	В сростках	15,8	72,5	56,1	72,3
	Итого извлекаемые прямым цианированием	18,8	86,3	58,2	75
3	Связанные с окисленными минералами мышьяка	1	4,6	6,4	8,2
4	Ассоциированные с гидроксидами и оксидами железа	1,1	5	12,7	16,4
5	Тонковкрапленные в сульфиды	0,3	1,4	—	—
6	Тонковкрапленные в кварц	0,6	2,7	0,3	0,4
	Всего в исходной руде	21,8	100	77,6	100

свободное, тесно ассоциирует с оксидами и гидроксидами железа. Преобладает (98 %) мелкое золото (класс 0,001—0,07 мм). По составу золото относится к электруму (проба 740) и высокопробному (проба 847).

Ниже приведены результаты определения минерального и химического состава проб.

Минеральный состав руды, % мас.

Кварц, халцедон	14
Каолинит	2
Хлориты, гидрослюда, тальк	7
Сидерит, анкерит, доломит, кальций	13
Пирит, арсенопирит, галенит, халькопирит, пирротин, антимонит	Единичные знаки
Церуссит, малахит, смитсонит, англезит, скородит	3
Гетит, гидрогетит, лепидокрокит, ярозит	Единичные знаки
Апатит, ильменит, магнезит, амфибол, эпидот, циркон, турмалин, рутил, лейкоксен	Знаки
Самородное золото, электрум	Единичные знаки
Самородное серебро	Единичные знаки

Химический состав руды, % мас.

SiO ₂	17,2	Cu	0,38
TiO ₂	0,04	Zn	0,49
Al ₂ O ₃	0,96	Pb	0,42
CaO	3,8	P	0,08
MgO	3,1	S	Н.о.
MnO	0,03	Sb	0,02
Na ₂ O	1,24	As	0,39
K ₂ O	0,23	Au, г/т	22
Fe	39,9	Ag, г/т	75

В табл. 15.22 приведен рациональный анализ проб. Технологические испытания руд на обогатимость показали:



Рис. 15.16. Блок-схема процессов переработки руды способом КВ

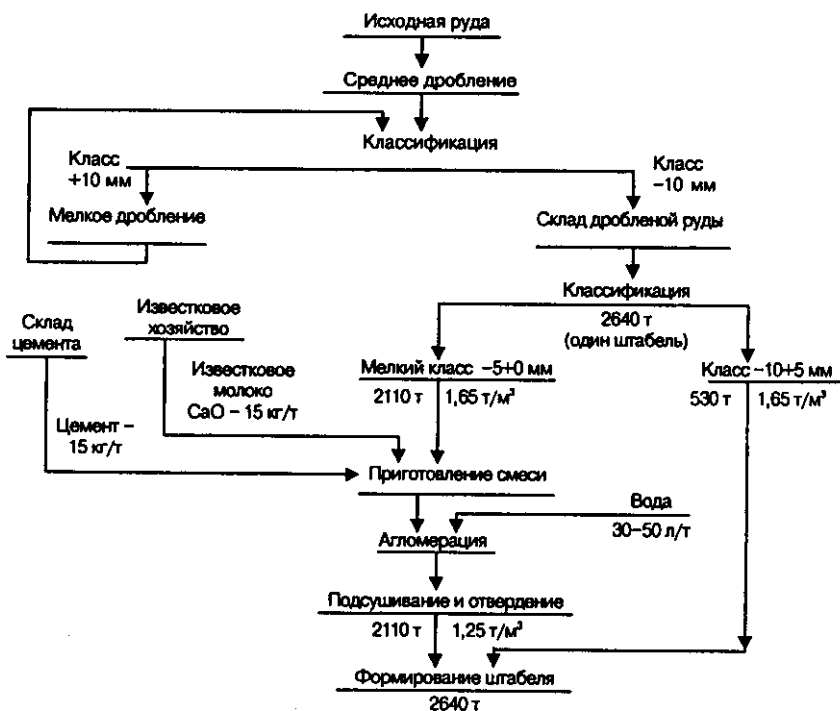


Рис. 15.17. Принципиальная технологическая схема подготовки руды к выщелачиванию

- в гравиконоцентрат при стадийном измельчении руды извлекается до 19 % золота и 5 % серебра при выходе концентратов до 3 %;
- во флотационный концентрат извлекается 25–43 % золота и 22–35 % серебра при выходе концентратов 5–10 %;
- наиболее высокие показатели по извлечению золота и серебра (соответственно 94 и 88 %) получены при комбинированной схеме, включающей процесс гравитационного обогащения с последующим цианированием хвостов гравитации.

Для реализации комбинированной схемы переработки руд необходима реконструкция существующей ЗИФ со строительством дополнительных отделений цианирования пульпы и переработки продуктивных растворов, наливного хвостохранилища.

С учетом слабой изученности сырьевой базы и специфического положения рудника (неразвитость инфраструктуры, сильно пересеченная местность, наличие развитой речной сети и пр.) реализация комбинированной схемы переработки руд была проблематична. В качестве альтернативы комбинированной схеме была реализована технология кучного выщелачивания руд с предварительной рудоподготовкой.

В состав участка КВ входят:

- рудоподготовительный комплекс;
- три обменные секции площадки КВ вместимостью 2640 т руды каждая;
- корпус переработки растворов;
- склад реагентов;
- площадка для складирования обработанной обезвреженной руды.

Блок-схема процессов переработки руд приведена на рис. 15.16.

Исходную руду после двухстадийного дробления с межстадийной классификацией подвергают агломерации (окомкованию) и складировуют под навесом для подсушки и отвердения. Принципиальная технологическая схема подготовки руды к выщелачиванию приведена на рис. 15.17.

Окомкованную ГРМ загружают в секции площадки КВ, где последовательно осуществляют процессы ее влагонасыщения, выщелачивания и обезвреживания.

Для загрузки и разгрузки руды на рудоподготовительном комплексе и площадке КВ используют фронтальные погрузчики.

Обменные площадки КВ выполнены в виде железобетонных гидроизолированных секций, оборудованных рабочими и контрольными дренажами (рис. 15.18 и 15.19).

Переработку продуктивных растворов осуществляют на установке Меррил–Кроу с расчетной производительностью 15 м³/ч, что обеспечивает одновременное выщелачивание трех секций. Принципиальная технологическая схема переработки продуктивных растворов приведена на рис. 15.20.

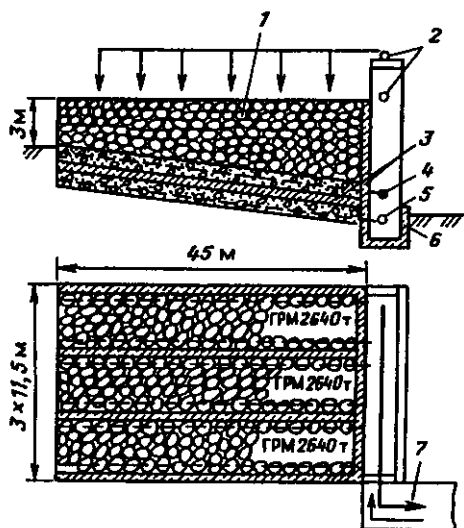


Рис. 15.18. Конструкция обменных площадок КВ:

1 — окомкованная ГРМ; 2 — трубы орошения; 3 — железобетонные основания и борта секций; 4 — труба рабочего дренажа; 5 — труба контрольного дренажа; 6 — контрольный колодец; 7 — эстакада трубопроводов к корпусу переработки растворов

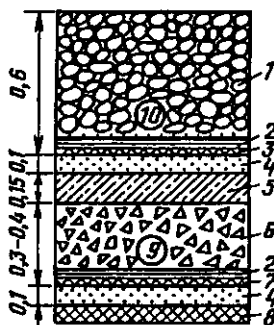


Рис. 15.19. Конструкция основания обменных площадок КВ:

1 — рабочий дренаж — щебенистый материал с узла дробления фабрики; 2 — защитные слои из нетканых материалов (толь, картон, бумага); 3 — верхний слой комбинированного экрана из полимерного материала; 4 — подстилающие слои — хвосты обогащения фабрики; 5 — нижний слой комбинированного экрана — железобетонный монолитный поддон; 6 — контрольный дренаж — крупнозернистый материал с узла дробления фабрики; 7 — нижний противофильтрационный экран из полимерного материала; 8 — основание; 9 — труба контрольного дренажа; 10 — труба рабочего дренажа

После окончания этапов выщелачивания и обезвреживания остаточные продуктивные (бедные) и обезвреженные растворы сливаются в соответствующие буферные емкости. Сбуферированные бедные продуктивные растворы используют для влагонасыщения вновь вводимых в эксплуатацию штабелей, обезвреженные — для обработки выщелоченных штабелей.

Отвалы обезвреженной ГРМ размещают на инженерно подготовленных площадках, имеющих гидроизолированное основание, следующей конструкции (снизу вверх):

- уплотненное основание;
- подстилающий слой мелкозернистого материала (хвосты обогащения, эфеля) толщиной 0,1 м;
- пленочное противофильтрационное устройство — полиэтиленовая пленка толщиной 0,5 мм в два слоя;
- защитный слой из крафт-бумаги;
- защитный слой мелкозернистого материала толщиной 0,6 м на основании и 0,8 м на бортах площадки.

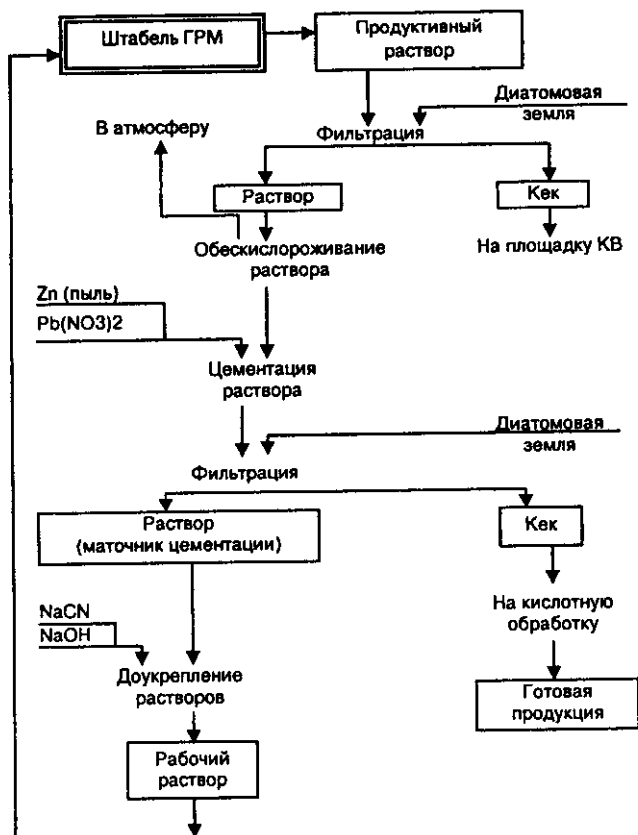


Рис. 15.20. Принципиальная технологическая схема переработки продуктивных растворов

Т а б л и ц а 15.23

Показатели работы участка КВ

№№ п/п	Показатели	1998 г.					Всего	1999 г.
		Номер кучи выщелачивания						
		1	2	3	4	5		
1	Переработано руды дроблением, агломерацией и выщелачиванием, тыс. т	1,49	2,14	1,89	1,85	1,66	9,03	6,56
2	Продолжительность выщелачивания в секциях, сут	51	67	39	30	24	—	45
3	Интенсивность орошения руды, л/сут·м ²	199	146	156	173	154	—	125

№/№ п/п	Показатели	1998 г.						1999 г.
		Номер кучи выщелачивания					Всего	
		1	2	3	4	5		
4	Расход выщелачивающего раствора, м ³ /ч	4,43	3,32	3,44	3,86	3,4	—	3,2
5	Расход цианида натрия, кг/т	0,99	0,99	0,99	0,99	0,99	0,99	0,97
6	Расход едкого натра (каустика), кг/т	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4	0,4	0,43
7	Расход цинковой пыли на осаждение золота, кг/кг	6,3	6,3	6,3	6,3	6,3	6,3	7,1
8	Расход диатомовой земли на 1 м ³ продуктивного раствора, кг	0,014	0,014	0,014	0,014	0,014	0,014	0,012
9	Расход "активного хлора" на 1 м ³ обезвреженного раствора, кг	7,41	7,41	7,41	7,41	7,41	7,41	4
10	Расход фильтровальной бумаги на 1 т выщелоченной руды, м ²	0,11	0,11	0,11	0,11	0,11	0,11	0,001 (фильтроткань)
11	Извлечение золота из выщелоченных рудных куч, %	92,3	72,1	69,5	85,1	41,6	73,8	66,6
12	Содержание в исходной руде, г/т:							
	золота	40,2	40,5	40,5	22,7	19,3	35,8	52,6
	серебра	152	150	150	100	Н.о.	—	231
13	Получено золота, кг	55,6	72,9	31,7	35,7	13,3	239,2	229,7

В защитном слое укладывают дренажную систему для отвода образующегося в процессе складирования обезвреженной ГРМ фильтрата в дренажный колодец с последующей откачкой на площадку КВ.

Показатели работы участка КВ в 1998 и 1999 гг. приведены в табл. 15.23.

15.7.3. КОМБИНИРОВАННАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕРАБОТКИ РУДНОГО ЗОЛОТА НА МЕСТОРОЖДЕНИИ СОПКА РУДНАЯ, ЧУКОТСКИЙ АО

ЗАО "ИФ "Чукотка" при совмещении доразведки относительно небольшого месторождения Сопка Рудная (запасы руды около 300 тыс. т, категория С₂) и добычных работ с производительностью около 50 тыс. т/год руды с целью снижения инвестиционных рисков

вместо строительства обогатительной фабрики реализовало более экономичный комбинированный способ переработки руды по технологической схеме, сочетающей процессы гравитационного обогащения и кучного выщелачивания золота.

Схемы организации добычных и перерабатывающих работ на месторождении с учетом природно-климатических условий Крайнего Севера приведены на рис. 15.21 и 15.22.

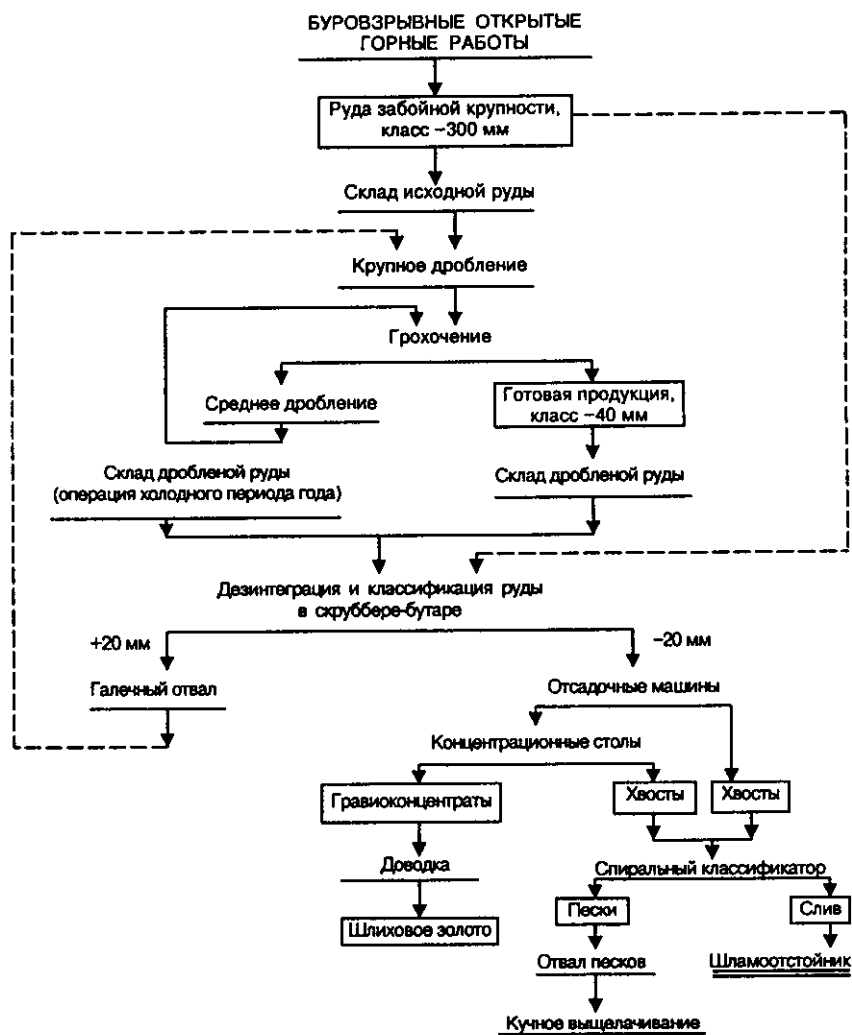


Рис. 15.21. Организация работ в теплый период года

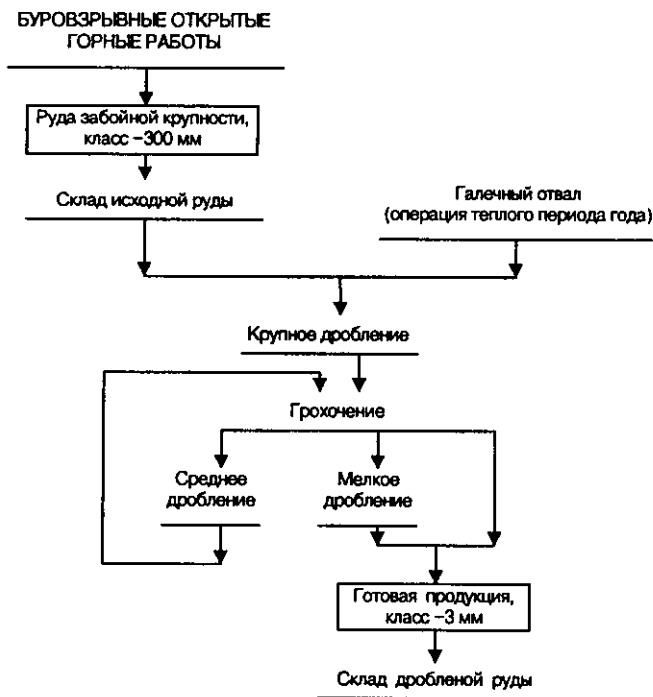


Рис. 15.22. Организация работ в холодный период года

Добычной карьер и дробильно-сортировочная установка функционируют круглогодично за исключением наиболее холодного периода года (декабрь—февраль).

Дробление руды в холодный период года осуществляется в три стадии: крупное и среднее дробление на комплексе СМД 186/187, мелкое — на дробилке типа КИД-600.

Дробление руды в теплый период года из-за наличия в руде глинистых составляющих, затрудняющих процессы грохочения и дробления в силу налипания рудного материала на стенках бункеров, течках, сетках и дробящих поверхностях, ведется, как правило, в две стадии с загрублением готового класса.

На гравитационное обогащение поступает руда с рудных складов класса -3 мм (операция холодного периода года) и класса -40 мм (операция текущего теплого периода года).

При неблагоприятных климатических условиях — в периоды интенсивных осадков и как следствие при переувлажнении исходной руды, что практически исключает возможность ее дробления на конусных дробилках, — на гравитационное обогащение подают руду забойной крупности (класса -300 мм).

Исходный рудный материал подают на скруббер-бутару, в котором происходит дезинтеграция заглинизированного материала под воздействием высоконапорных струй воды в сочетании с самоизмельчением во вращающемся барабане и классификация материала с выделением гали — рудный класс +20 мм.

Галечный отвал отмытой от глины руды перерабатывают, частично в текущий теплый период года и в основном в последующий холодный период.

Гравитационное обогащение руды происходит на отсадочных машинах, рабочих и перечистном концентрационных столах с выделением гравии концентратов, которые доводятся на ШОУ.

Хвосты гравитационного обогащения объединяются в спиральном классификаторе, где материал разделяется на песчаную и иловую фракции. Слив классификатора (илы) поступает в шламохранилище, пески формируют в виде отвала.

Распределение золота при гравитационном обогащении: извлечение в гравии концентрат — 30–35 %; в отвале песков — 60–65 %; в шламохранилище — до 5 %.

Отмытые в классификаторе пески класса —20 мм без предварительной подготовки подают на площадку кучного выщелачивания, принципиальная схема которой приведена на рис. 15.23.

Площадка КВ расположена на склоне сопки и выполнена в виде полувыемки-полунасыпи. Основание и борта кюветы гидроизолированы: слой тундрового суглинка толщиной 0,6–0,8 м перекрыт двумя слоями полиэтиленовой пленки.

На выбранном участке тундры суглинок в теплый период года по мере оттаивания разрабатывали бульдозером и формировали в виде бортов. В течение осенне-зимне-весеннего сезона суглинок обезвоживался и становился пригодным для использования в качестве гидроизоляции кюветы. Согласно выполненным исследованиям в лабораторных условиях коэффициент фильтрации суглинка в щелочных растворах составил 10^{-5} – 10^{-4} м/сут. В кювету суглинок подавали бульдозером, укладку суглинка на борта и основание кюветы осу-

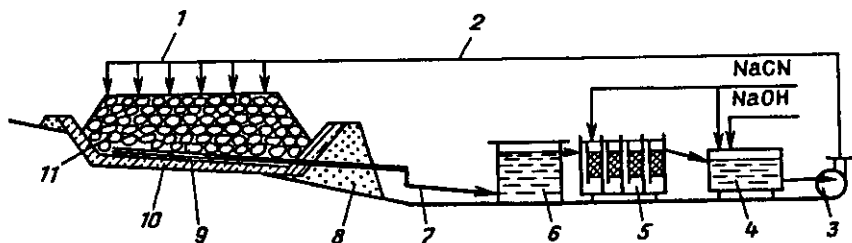


Рис. 15.23. Принципиальная схема кучного выщелачивания:

1 — система орошения; 2 — напорный трубопровод; 3 — насос; 4 — буферная емкость; 5 — цементатор; 6 — приемная емкость; 7 — самотечный трубопровод; 8 — борт кюветы; 9 — система дренажа; 10 — железобетонная кювета; 11 — рудный штабель

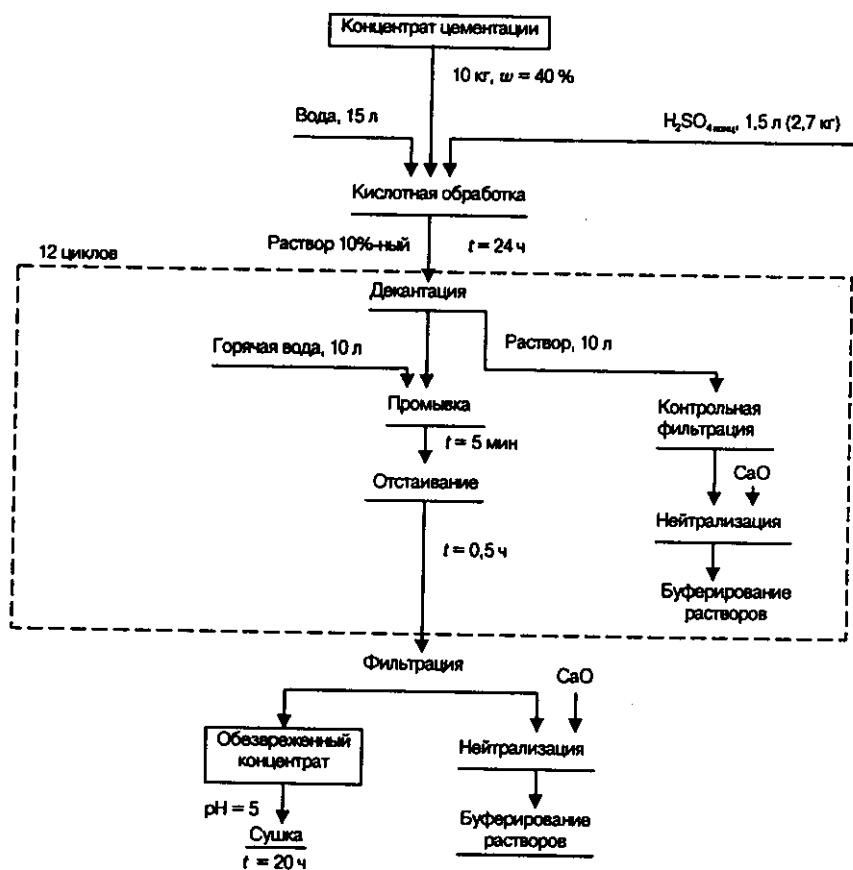


Рис. 15.24. Схема кислотной обработки концентрата (w — влажность, t — продолжительность операций)

существляли гусеничным экскаватором, при этом выравнивали и уплотняли его ковшом экскаватора.

После увлажнения поверхностного слоя укатанного самосвалами суглинка на него настилали полиэтиленовую пленку в два слоя. На ней монтировали дренажную систему из полиэтиленовых перфорированных труб диаметром 300 мм. Загрузку кюветы песками осуществляли автосамосвалами и бульдозером. Высота штабеля — 3–5 м. Система орошения состоит из четырех секций. В качестве оросителей использовали вращающиеся разбрызгиватели газонного типа.

Перерабатывающая установка состоит из приемной емкости, трех цементаторов, буферной емкости, реагентного хозяйства, узла кислотной обработки цементата, насосных станций, пруда-накопителя технической воды, дизельной электростанции.

Цементаторы двухсекционные, восьмикоморные (2x4), с извлекаемыми решетками, на которые загружают цинковую стружку.

Концентрат, образующийся в цементаторах, после кислотной обработки отгружали на аффинажный завод. Схема кислотной обработки концентрата цементации приведена на рис. 15.24.

В процессе опытных и опытно-промышленных работ в летние сезоны 1997—1999 гг. было переработано 4,5 тыс. т песков со сквозным извлечением по золоту около 70 %.

Основные технологические показатели процесса КВ

Материал штабеля	Песок классификатора обогатительной установки
Общая продолжительность процесса выщелачивания, сут	70
Соотношение Ж:Т при цианировании	4
Приемистость штабеля по растворам, л/ч·м ²	20—22
Концентрация золота в продуктивном растворе, мг/л:	
максимальная при содержании золота:	
8,5 г/т	30
2,2 г/т	10
минимальная	0,5—1
Расход реагентов:	
щелочь, кг/т	2,3
цианид, кг/т	0,55
цинк (стружка), г/м ³ раствора	0,12
нитрат свинца:	
кг/кг Au	20
кг/кг Zn	0,05
Параметры цементации:	
линейная скорость потока, м/ч	10
продолжительность контакта раствора с цинком, мин	Не менее 20
Содержание золота в концентрате цементации, %	5—15

15.7.4. КУРАНАХСКИЙ ПРОЕКТ

Куранахская группа включает в себя 12 месторождений и размещается на территории 213 км². Объектами отработки в течение 30 лет являлись залежи с высоким содержанием золота. Залежи, имеющие значительные запасы руды, но с низким содержанием золота, не отрабатывали. Месторождения эксплуатировало ОАО "Алданзолото". За последние 10 лет запасы месторождения уменьшились вдвое. Разведанные запасы, учтенные балансом, околоторены с бортовым содержанием 1 г/т для балансовых запасов и 0,6 г/т — для забалансовых. Из-за сложностей экономического порядка добыча из недр прекращена. В настоящее время золотоизвлекательная фабрика работает на низкосортных и забалансовых рудах.

Все месторождения Куранахской группы имеют один генезис. Это эпитермальные залежи кварцево-полевошлатового состава и низкотемпературного происхождения, залегающие во вмещающих осадочных породах. Минерализация приурочена к узкой региональ-

ной зоне, протянувшейся в северо-северо-восточном направлении. Зоны золотого оруденения и залежи промышленного масштаба разбивались в местах вероятных структурных пересечений, которые в настоящее время, в основном, перекрыты пересекающимися структурами. Залежи подверглись полному выветриванию, так что сульфиды почти не сохранились. Границы промышленных и непромышленных руд можно установить только по данным опробования. Нижняя граница месторождения распространяется на глубину до 100 м и определяется глубиной распространения окисленных руд куранахского типа.

Минеральный состав руд следующий: кварц, полевые шпаты — 47–74 %; глинистые минералы (гидрослюды, каолинит) — 2,1–35 %; гидроксиды железа — 10–38 %; карбонаты — 0,5–3 %.

Первые технологические исследования по кюветному выщелачиванию золота из руд были выполнены совместно специалистами ОАО "Алданзолото" и американской компании "Ньюмонт" в 1993 г. Исследовали выщелачивание в течение 96 ч в агитационном режиме на пробах шести месторождений (Северное, Порфириновое, Центральное, Канавное, Боковое и Якокутское). Извлечение в раствор составило: золота — 76,3–89,1 % и серебра — 16,8–64 %. Опыты по выщелачиванию в колонках проводили в течение 62 сут. Величина извлечения золота изменялась от 83,2 до 95,3 %, серебра — от 1,7 до 8,1 %. Данные по выщелачиванию в колонках показывают, что размер материала (38 и 13 мм) не оказывает существенного влияния на извлечение золота.

В 1994 г. компания "Ньюмонт" отказалась от участия в проекте кучного выщелачивания Куранахской группы месторождений, но ОАО "Алданзолото" продолжало исследовательские и опытные работы.

В период с 18 мая по 30 сентября 1995 г. на ОПУ проводили испытания кюветного выщелачивания. Было переработано 100 650 т сухой руды забалансовых отвалов месторождений Порфириновое и Центральное. Среднее расчетное содержание золота составило 1,29 г/т. Процесс выщелачивания проводился без предварительного дробления и агломерации руд. Сквозное извлечение золота составило 46,02 %. На основании опытных данных предпочтение было отдано кучному выщелачиванию, как более эффективному методу переработки руд.

В 1996 г. с канадской компанией "Эко Бэй Майнз" (ЭБМ) было подписано соглашение о создании совместного предприятия по добыче золота методом КВ. Проба, отобранная в 1993 г. компанией "Ньюмонт", была передана для проведения исследований в лабораторию "Хэйзен Рисерч лэб". Контроль за проведением лабораторных исследований осуществляли компания ЭБМ и ОАО "Алданзолото".

Экспериментальная проба, прошедшая исследования, была представлена 3200 частными пробами, отобранными по сетке 50×50 м из бульдозерных ям глубиной 3–4 м на отвалах убогих и забалансовых руд. Общий вес пробы составил 46 463 кг. Из исследуемого мате-

риала пробы было сформировано 9 проб в соответствии с географическим расположением отвалов (Северный, Порфиновый, Центральный, Якокутский, Боковой, Первухинский, Канавный, ДЭЛБЭ, Дорожный).

В фирме "Хэйзен" были проведены опыты по агитационному и перколяционному выщелачиванию: 13 опытов проведены на колоннах 0,3×1,8 м на агломерированной руде фракции -40 мм, 9 опытов — на колоннах 0,6×1,8 м и 4 опыта — на колоннах 0,6×6 м.

Испытания в колонне высотой 1,8 м показали, что большая часть золота всех проб извлекается в течение первых 16 дней. В колонне высотой 6 м время, необходимое для извлечения золота, колебалось от 22 до 60 дней. По материалам прочностных испытаний агломерата рекомендована высота штабеля не более 8 м.

Фирмой сделаны следующие выводы:

- руды различных отвалов, представленные на исследование, идентичны по составу и содержанию золота;
- руды хорошо поддаются выщелачиванию (извлечение составляло от 88,3 до 97,6 %);
- имеющаяся в руде глина после агломерации не ухудшает фильтрационных свойств.

В 1996 г. осуществлены опытно-промышленные испытания кучного выщелачивания материалов из рудных тел Центральное и Канавное.

Первый опыт проведен на свежедобытой руде рудного тела Канавное. Рудный штабель массой 20 тыс. т укладывали с помощью бульдозера. Низкая прочность агломерата и работа бульдозера способствовали созданию зоны уплотнения, через которую плохо фильтровался раствор. В результате этого обстоятельства извлечение золота из руды составило 45 % за 52 дня.

Укладка второго штабеля массой 20 тыс. т руды из отвала рудного тела Центральное осуществляли на асфальтированную площадку. Были учтены ошибки первого опыта: агломерат обладал большой прочностью, технология укладки материала исключала создание зоны уплотнения, фильтрационные свойства штабеля обеспечивали инфильтрацию проектного объема растворов, но из-за погодных условий материал был оставлен на зиму. В 1997 г. провели довыщелачивание. Продолжительность выщелачивания составила 48 сут, извлечение золота — 83 %.

По результатам опытно-промышленных работ можно сделать следующие выводы:

- на низкое извлечение золота в первом опыте наряду с отмеченной причиной (снижение проницаемости штабеля под воздействием бульдозера) могло оказать влияние и то, что впервые использовали свежедобытый рудный материал;
- оставление штабеля на зиму способствовало улучшению технологических показателей. Об этом имеются соответствующие публикации из опыта работы канадцев.

Стратегия учредителей совместного предприятия (ФПК "Сахазолото", ОАО "Алданзолото", канадская компания "Эко Бэй Майнз") предусматривает переработку добываемых руд методом кучного выщелачивания, что позволит вовлечь в эксплуатацию забалансовые запасы со средним уровнем содержания золота по проекту в целом 0,7 г/т. Оптимальным признан объем переработки на уровне 20 млн т/год, обеспечивающий годовую добычу 12–14 т золота в течение более 20 лет. Объем капитальных вложений оценен предварительно в 450 млн дол. США, выход предприятия на полную мощность предусмотрен в 2001 г.

Технологический процесс состоит из дробления, агломерации рудного материала, укладки в штабель, выщелачивания золота цианидом, сорбции на уголь, десорбции, электролиза, плавления золота и обеззараживания промышленных стоков. Предполагается постоянная работа двух площадок КВ.

Параметры площадки кучного выщелачивания

Тип	Повторно используемая
Производительность, т/год	10 000 000
Максимальная высота слоя, м	8
Продолжительность, сут:	
загрузки руды	1
укладки/выемки труб	1
дренажа	2
удаления руды	1
Продолжительность цикла выщелачивания, сут:	
месторождение Северное	40
другие месторождения	25–40
Размер ячейки, м	200×27
Общий размер площадки (выщелачивание в течение 40 сут), м	530×1226
Боковые откосы	1,5 : 1
Оборудование для:	
загрузки	Конвейер/укладчик
выгрузки	Ковшовый колесный экскаватор и конвейер
Период эксплуатации, дней в году	150
Срок службы площадки, лет	15–20

Площадка в какой-то степени напоминает ипподром благодаря своей форме и тому, что конвейеры для укладки и разгрузки перемещаются вокруг нее. Центральный конвейерный коридор обеспечивает пространство, используемое для транспортирования руды на площадку и вывоза отработанной руды в отвал. Руду загружают со скоростью 64 800 т/сут, создавая полосу ячеек поперек одной стороны площадки длиной 200, шириной 27 и высотой 8 м. При выгрузке происходит ежедневный вывоз того же количества руды в отвал пустой породы.

Конструкция повторно используемой площадки объединяет в себе следующие элементы:

- уплотненную грунтовую основу;
- однослойную синтетическую пленку из полиэтилена высокой плотности;
- защитный/дренажный слой;
- покрытие из плотного асфальта с уклоном и эластичную асфальтовую мембрану;
- систему сбора насыщенного раствора;
- резервуар насыщенного раствора с двойным экранированием и системой обнаружения утечек;
- пруд для сбора ливневых стоков;
- отвод местных незагрязненных ливневых стоков вокруг площадки в существующий водоток.

Предлагаемая система экранирования для площадки выщелачивания состоит из синтетической полиэтиленовой пленки толщиной 1,5 мм, помещенной поверх уплотненной грунтовой основы толщиной 300 мм. Поверхность уплотненного грунта должна быть укатана и очищена от несвязанных частиц и фрагментов породы с острыми краями до укладки пленки из полиэтилена высокой плотности. Поверх пленки из ПЭВП уложен защитный (дренажный) материал толщиной 2 м. Этот материал, состоящий из частиц размером —25 мм и содержащий менее чем 10 % частиц размером меньше 75 мк, укладывают для предотвращения смерзания природных почв. Этот защитный слой покрывают плотным асфальтом толщиной 300 мм с уклоном и включенной в него эластичной мембраной для сбора растворов выщелачивания.

Обслуживание поверхности площадки кучного выщелачивания является проблемой при эксплуатации площадок повторной загрузки. Защитный слой, образующий поверхность площадки, должен сохранять достаточную дренажную способность, обеспечивающую свободный сток раствора выщелачивания с основания штабеля. Перфорированные дренажные трубы укладывают на поверхность асфальта для того, чтобы обеспечить дренаж в процессе каждого цикла загрузки.

После укладки одной секции устанавливают систему труб и капельных эмиттеров из ПЭВП, обеспечивающую подачу раствора выщелачивания с интенсивностью 10 л/ч·м². В октябре, в течение последних 30 дней укладки, трубы следует засыпать для того, чтобы снизить потери тепла в растворе и свести к минимуму возможность промерзания.

Дробление руды. Руду транспортируют из карьера самосвалами грузоподъемностью 177 т на участок дробления и разгружают в приемный бункер. Участок дробления рассчитан на обработку 5 млн т руды в год. На предприятии предусмотрена вторая установка дробления и агломерации для переработки до 10 млн т руды на второй год проекта. Отвал с двусторонним доступом для самосвалов, оборудован пластинчатым питателем для выгрузки. Питатель будет выбирать руду, поступающую из карьера, с фиксированной скоростью и выгружать ее на вибрационный питатель, который отделяет

мелочь от негабаритного материала. Мелочь из вибропитателя поступает на выходной конвейер дробилки, а негабаритный материал выгружается в щековую дробилку. Негабаритная фракция руды, составляющая 15–40 % общего объема, дробится до размера –125 мм. Дробленый материал выгружается из щековой дробилки на тот же конвейер.

Материал с участка дробления попадает на наклонный конвейер и разгружается на наклонный питающий конвейер агломератора, который транспортирует руду в агломерационный барабан. Выходной конвейер дробилки оборудован измерительным прибором с весовой шкалой, который контролирует транспортируемую массу и сигнализирует о подаче цемента для агломерации на ленту с рудой. Конвейер оборудован также очищающим поперечным магнитом для извлечения металлического мусора.

Участок дробления оборудован трехтонным краном, который используют для технического обслуживания, удаления кусков породы, застрявших в дробилке, и металлического мусора.

Агломерация. Дробленая руда содержит более 40 % материала класса –74 мк, и, следовательно, для того чтобы повысить проницаемость и стабильность штабеля, она должна быть агломерирована с цементом. Агломерация происходит в барабане с переменной скоростью привода. Для снижения износа на установке предусмотрены неопределенные футеровки. Агломерированный продукт размером –125 мм пригоден для кучного выщелачивания. Продукт, выгружаемый из агломерационного барабана, попадает непосредственно на стационарный конвейер для транспортирования на укладчик, расположенный на площадке выщелачивания.

Систему погрузки – разгрузки штабеля кучного выщелачивания по графику организации работ эксплуатируют круглосуточно в течение 150 дней в сезон. Система рассчитана на переработку 10 млн т руды, поступающей на выщелачивание. Температура окружающего воздуха в течение месяцев эксплуатации предприятия колеблется в диапазоне от –20 до +30 °С. Дневная температура в этот период выше нуля.

Агломерированный материал, выгруженный из агломерационного барабана, транспортируют на площадку выщелачивания серийными конвейерами. Стационарный конвейер транспортирует руду от участка дробления до площадки выщелачивания. На площадке выщелачивания сочетание передвижных конвейеров со штабелеукладчиком обеспечивает укладку штабеля.

По завершении цикла выщелачивания материал из штабеля выгружают ковшевым экскаватором на колесном ходу и грузят на передвижной разгрузочный конвейер. По мере выгрузки руды экскаватор движется вдоль штабеля. После того как экскаватор заканчивает один проход, он смещается на один-два метра и начинает выгружать материал, двигаясь в обратном направлении. Передвижной конвейер перемещают за продвижением экскаватора и оставляют на

месте, когда последний движется вдоль штабеля. Приемный желоб в верхней части передвижного конвейера, следуя за движением ковшевого экскаватора, обеспечивает перегрузку материала из ковша на разгрузочный конвейер. С разгрузочного конвейера отработанный материал поступает в передвижной накопитель, а из него — на магистральный конвейер. Этот конвейер транспортирует материал в отвал с пустой породой, где его с помощью штабелеукладчика укладывают в штабель, высота которого может достигать 27 м.

Процесс выщелачивания. После укладки материала на площадке выщелачивания начинают орошение руды обеззолоченным раствором выщелачивания с помощью эмиттеров или распылителей для того, чтобы стимулировать более интенсивное испарение воды в жаркие летние месяцы.

Раствор выщелачивания из пруда с обеззолоченным раствором перекачивают на площадку выщелачивания и распределяют по трубам из ПЭВП диаметром 45 мм. Трубы для подачи обеззолоченного раствора уложены под слоем материала вдоль краев площадки, ниже основного слоя асфальта, но поверх экранирующей пленки из ПЭВП. Смотровые колодцы обеспечивают доступ к вторичным коллекторам для подключения к ним труб подачи раствора. По мере того, как происходит выгрузка отработанного материала с площадки и укладка на нее свежей руды, необходимо вынуть и заменить трубы для подачи раствора и клапанную систему.

С учетом того, что работы будут продолжаться до начала зимы, распределительные коллекторы и трубки эмиттеров должны находиться на глубине около 1 м для того, чтобы уменьшить возможность промерзания. Все другие трубы будут располагаться ниже уровня промерзания. Так как график эксплуатации в настоящее время не предполагает выщелачивания в зимний период, нужда в системе подогрева раствора отпадает.

По мере движения раствора через толщу руды он достигает поверхности асфальтовой мембраны. Асфальтовая поверхность имеет уклон в сторону сборных канав, расположенных вдоль края площадки, и раствор стекает вниз по уклону (либо по поверхности, либо собирается в перфорированные пластиковые трубы и стекает по ним в канавы). Сборные трубы с равномерно распределенными штуцерами, оснащенными клапанами, проложены ниже осевой линии канавы.

Установка сорбции, десорбции и регенерации (СДР). Установка СДР расположена рядом с площадкой кучного выщелачивания. Она является типовой для отрасли и содержит одну цепочку колонн с активированным углем, цикл кислотной промывки и десорбции, после чего следуют электролиз, регенерация активированного угля и плавление золота.

Сорбция на уголь. Цепочка сорбции на уголь состоит из резервуара с обеззолоченным раствором, насоса и пяти колонн с активированным углем, продвижение угля в которых осуществляется воздушным потоком. Имеются решетки для удаления мусора из насы-

щенного раствора, для обезвоживания насыщенного угля, выходящего из технологической цепочки, и для улавливания частиц угля в обеззолоченном растворе.

Насыщенный раствор из отстойника перекачивают через вибрационную решетку для улавливания мусора в первую колонну с активированным углем. Раствор проходит самотеком через пять последовательных колонн. Обеззолоченный раствор, покидающий пятую колонну, проходит через решетку для улавливания частиц угля и поступает в бак для обеззолоченного раствора, расположенный на нижнем уровне.

Предусматривается доукрепление раствора свежим раствором цианида натрия перед тем, как подавать обеззолоченный раствор на штабель.

Насыщенный уголь продвигается через сорбционные колонны периодически. Раз в сутки происходит подъем воздушным потоком порции угля весом 4,6 т в следующую колонну.

Кислотная промывка насыщенного угля. Раз в сутки порция насыщенного угля из первой сорбционной колонны поступает в колонну для кислотной промывки. Активированный уголь продвигается через решетку для насыщенного угля. В этой колонне насыщенный уголь подвергают обработке пятипроцентным раствором HCl для удаления растворимых в кислоте неорганических соединений, образовавшихся в ходе сорбции золота.

Процедура промывки включает в себя подготовку порции пятипроцентного раствора HCl из концентрированной соляной кислоты и свежей воды и циркуляцию разбавленной кислоты через слой насыщенного угля в течение четырех часов. Одна порция кислоты может быть использована для двух промывок, после чего ее выливают и готовят новую порцию.

Десорбция с угля. Из колонны кислотной промывки уголь поступает в десорбционную колонну. В процессе десорбции происходит вымывание с угля адсорбированного золотоцианидного комплекса. Вымывание является комплексным процессом и состоит из пропускания щелочного цианидного раствора ($\text{NaOH} - 1\%$, $\text{NaCN} - 1\%$) через уголь. Процесс десорбции проходит наиболее эффективно при повышенных температурах, поэтому рабочая температура и давление составляют соответственно 135°C и около 450 кПа. Для нагревания обеззолоченного раствора используют водяной нагреватель и два теплообменника. Цепочка десорбции рассчитана на переработку 4,6 (максимум 6) т/сут угля. Десорбция происходит в течение 10 ч.

Золотоцианидный комплекс десорбируется с угля в раствор. Результирующий насыщенный раствор хранят в баке, откуда его перекачивают через электролизеры. Электролиз начинается тогда, когда в баке с насыщенным раствором собирается достаточное количество раствора. Обеззолоченный раствор из электролизеров возвращается в бак с обеззолоченным раствором. Система организована таким образом, что в отдельно взятый момент времени только один из ба-

ков является полным, так что раствор может быть направлен на десорбцию опять, если это необходимо.

После того как десорбция закончена, уголь промывают свежей водой и перекачивают либо на решетку для удаления угольной мелочи, либо на решетку обезвоживания для подготовки к регенерации, либо направляют непосредственно на сорбцию.

Процесс десорбции тесно связан с процессом электролиза, поскольку в них участвует один и тот же поток раствора. В связи с этим обе установки должны функционировать одновременно. Насыщенный раствор, полученный в процессе десорбции, проходит через электролизеры и возвращается на установку десорбции.

Электролиз и десорбция являются периодическими процессами, поэтому следует учитывать временные характеристики. Порция активированного угля проходит через цикл десорбции и промывку, затем ее удаляют перед загрузкой новой порции, прошедшей кислотную промывку. Операция десорбции спроектирована таким образом, чтобы дать достаточное время для повторения десорбции порции угля, если в этом возникнет необходимость. Продолжительность каждого элемента технологического процесса следующая: кислотной промывки — 4 ч; промывки водой — 1 ч; перегрузки угля после кислотной промывки в сосуд для десорбции — 1 ч; предварительного нагрева — 1 ч; десорбции — 8 ч; промывки водой — 1 ч; выгрузки угля из сосуда для десорбции — 1 ч.

Воду после промывки десорбированного угля направляют в бак с насыщенным раствором, поскольку она содержит некоторое количество золота.

Регенерация угля. После десорбции уголь из промывной колонны подают в электрическую карусельную печь для регенерации. Продолжительность регенерации — 30 мин при температуре 650 °С.

Очистка стоков после КВ. Данные о количестве ежемесячных осадков и испарении в Куранах свидетельствуют, что ливневые осадки, накапливающиеся на территории площадки кучного выщелачивания и отвалов выщелоченной руды, будут создавать положительный водный баланс. На основании имеющихся в наличии данных потребность в очистке стоков воды оценивают в 100 м³/ч.

Ливневые осадки, выпадающие на участке кучного выщелачивания, почти полностью используют в процессе выщелачивания. Ливневые стоки, собираемые на участке отвалов выщелоченной породы, следует сбрасывать. Пруд для стоков имеет достаточную вместимость для их хранения. После накопления в пруде стоки перекачивают на очистную установку. Стоки, собираемые с территории отвала выщелоченной породы, обрабатывают на двухстадийной очистной установке, рассчитанной на расход 100 м³/ч. Для разрушения цианида натрия используют щелочное хлорирование, что позволяет снизить его концентрацию в растворе до значения менее 0,05 мг/л. На первой стадии избыточная вода смешивается с раствором гипохлорита кальция. Вторая стадия очистки включает в себя добавку гид-

роксида натрия, в первую очередь, для того, чтобы повысить рН раствора с целью осаждения ионов тяжелых металлов, и во-вторых, для того, чтобы произошли реакции со свободным цианидом натрия, который еще не был разрушен, и с промежуточными продуктами для образования ферроцианидов.

После осаждения и перед сбросом избыточного раствора происходит коррекция рН путем добавки серной кислоты. Очищенный раствор перекачивают затем в хвостохранилище ОАО "Алданзолото" или сбрасывают в поверхностные водоемы.

Электролитическое извлечение золота. Как уже отмечалось, электролиз коррелирует с десорбцией и обычно начинается через час после ее начала и продолжается в течение 8 ч. Электролиз ведется в четырех ваннах с катодами из нержавеющей стали. Ванны располагаются параллельно. Каждая ванна оборудована выпрямителем, обеспечивающим ток 1000 А напряжением 5 В, и содержит 18 катодов и 19 анодов. Цикл электролиза продолжается 8 ч, номинальная плотность тока – 56 А на катод, КПД по току – около 4 %.

Процесс электролиза проходит наиболее успешно при повышенных температурах; однако материалы, используемые в конструкции ванн, определяют верхний предел температур в диапазоне от 55 до 60 °С. Насыщенный раствор выходит из колонны десорбции, имея температуру около 135 °С, охлаждается в пластинчатых и рамочных теплообменниках, включенных в комплект установки. Охлаждающей средой является обеззолоченный промывочный раствор, поступающий в колонну десорбции.

Плавление золота. Золото, образовавшееся в результате электролиза на катодах, смывается и аккумулируется в виде шлама на дне ванны. Для промывки катодов используют струю воды. В конце цикла ванны поочередно разгружают. Выпрямитель выключают и осуществляют частичный слив из ванн в насосную обеззолоченного раствора, после чего скопившийся на дне шлам подают на пресс-фильтр. Отфильтрованный осадок высушивают в печи, смешивают с флюсами и переплавляют до получения слитков сплава Доре. Плавление осуществляют в 200-килограммовой электрической индукционной печи. Расплавленный продукт разливают по формам, на слитках проставляют вес и хранят их до отправки. Предполагается, что один электролизер будет полностью загружен каждые семь дней. Таким образом, каждую неделю можно делать две золотые плавки.

Рабочий график. Климатические данные по Куранаху показывают, что в году достаточно дней с температурой выше нулевой, чтобы обеспечить эксплуатацию предприятия в течение 150 дней. Дробление, агломерация и укладка штабелей будут продолжаться в течение 150 дней, а выщелачивание – в течение еще 30 дней. Таким образом, график выщелачивания будет выглядеть следующим образом:

15 апреля – начало уборки снега и вывоза отработанной руды;

16–25 апреля – продолжение уборки снега, разгрузка части площадки выщелачивания;

- 26–30 апреля – начало агломерации, укладка первых секций;
- 1 мая – начало выщелачивания первых секций;
- 1 мая – 30 сентября – загрузка материала и выщелачивание;
- 1–30 сентября – укрытие труб примерно на глубину 0,5 м;
- 30 сентября – окончание агломерации и укладки куч;
- 1–30 октября – продолжение выщелачивания, прекращение агломерации, укладки и уборки руды;
- 30 октября – прекращение выщелачивания.

В целом Куранахский проект поражает своей стоимостью, масштабностью и оригинальностью. Суровые условия Якутии: относительно короткий период положительных температур, удаленность от источников материально-технического снабжения, положительный водный баланс в период весеннего таяния снегов и другие факторы – потребовали от авторов введения в проект серии новых технических решений. Опыт, который будет получен в процессе реализации проекта, позволит золотодобытчикам России со знанием дела осваивать рудные месторождения в северных районах страны методом кучного выщелачивания.

15.7.5. КУЧНОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ НА ПРЕДПРИЯТИЯХ МЕЖРЕГИОНАЛЬНОГО НАУЧНО-ПРОИЗВОДСТВЕННОГО ОБЪЕДИНЕНИЯ (МНПО) "ПОЛИМЕТАЛЛ"

Способ кучного выщелачивания применяется в объединении "Полиметалл" для добычи золота из окисленных руд месторождений Уральского региона.

Реализация проектов добычи проводится силами трех подразделений МНПО "Полиметалл": Башкирской Золотодобывающей Компанией – БЗК (месторождения Муртыкты и Западно-Озерное в Республике Башкортостан); Южно-Уральской золотодобывающей компанией – ЮУЗК (месторождение Кировское в Оренбургской области) и предприятием "Золото Северного Урала" – ЗСУ (месторождение Воронцовское в Свердловской области).

ГЕОЛОГО-МИНЕРАЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА РУДНОГО СЫРЬЯ

Месторождение Муртыкты относится к гидротермальным среднетемпературным месторождениям золотосульфидной формации. Пространственно рудные тела приурочены к дизъюнктивным нарушениям. Рудоконтролирующие нарушения проявляются в виде зон интенсивного дробления, рассланцевания, милонитизации, брекчирования. Рудные тела локализуются в зонах разрывных нарушений большой протяженности, обладают, как правило, сравнительно простой жилообразной или линзообразной формой. Контакты рудных тел с вмещающими породами в основном нечеткие, их устанавливаем опробованием. Всего на месторождении (с бортовым содержанием условного золота 2 г/т) выделено 25 рудных тел, в том числе 20

имеющих промышленное значение. Кроме золота, для месторождения характерны повышенные содержания серебра, меди, цинка, мышьяка, кадмия, висмута.

Главными рудными минералами являются пирит (1–90 %), сфалерит (0–50 %), галенит (0–10 %), халькопирит (0–5 %), золото самородное (1–20 г/т). Жильные и породообразующие минералы представлены кварцем, карбонатами, хлоритами, серицитом, плагиоклазом, роговой обманкой. Руда представлена вкрапленностью и прожилками сульфидов (в основном пирита) в кремнистых, обломочных эффузивно-осадочных породах кислого и основного состава.

Основная часть золота (2–20 г/т и более) входит в состав пирита, сфалерита, галенита (максимальное содержание золота отмечено в сфалерите) и в незначительных количествах находится в самородном состоянии (сотые и тысячные доли миллиметра). Содержание золота имеет прямую парную корреляцию с содержанием серебра, цинка, серы, мышьяка, сурьмы, индия, селена. Серебро (2–60 г/т и более) является вторым по ценности компонентом и входит в состав пирита, сфалерита, галенита. Отношение содержаний серебра и золота колеблется от 1,3 до 6. Медь (0,03–0,15 %) находится главным образом в халькопирите, реже сфалерите. Цинк (0,2–1,6 %) входит в состав сфалерита. Свинец (0,05–0,2 %) содержится в галените, реже алтаите. Мышьяк входит в состав блеклой руды (не имеющей широкого распространения), а также присутствует в незначительных количествах в пирите.

На месторождении выделено два промышленных типа руд: сульфидные золотосодержащие руды и образовавшиеся по ним в зоне гипергенеза окисленные золотосодержащие руды. Окисленные руды слагают верхние части рудных тел выше уровня подземных вод. Нижняя граница зоны окисления проходит на глубине 30–50 м от поверхности.

Окисленные руды залегают в каолинизированных кварц-серицитовых породах или сильно ожелезненных глиноподобных образованиях. Рудные минералы представлены гетитом, лимонитом, халькозином, ковеллином. Из нерудных минералов наиболее распространены кварц, карбонаты, глинистые минералы, гидрослюда.

Окисленные руды отличаются от сульфидных резким уменьшением содержания сульфидной серы — до 0,25–0,8 %, что связано с окислением сульфидов, и увеличением количества кремнезема (с 23–50 до 75,3 %) и триоксида алюминия (с 8–12 до 18,8 %). Типичный химический состав окисленных руд следующий, %: оксид кремния (IV) — 75; оксид алюминия — 18; железо общее — 13; оксид кальция — 2,7; оксид магния — 2; сера общая — 0,8; медь — 0,01; свинец — 0,1; цинк — 0,5; марганец — 0,6. Мышьяк, сурьма, фосфор, барий, никель, висмут не обнаружены.

Месторождение Западно-Озерное. Среди золотоносных кор выветривания выделяются три основные разновидности: рыхлые охры, плотные бурые железняки, глины. Рыхлые коры слагают преимущественно нижние горизонты зоны окисления, хотя и встречаются в

виде небольших линз по всей мощности разреза. Они представлены преимущественно гетитом, гематитом и кварцем с меньшим количеством ярозита и алунита. Плотные бурые железняки характерны для верхних горизонтов зоны окисления и представлены линзами небольшой мощности и протяженности. Это массивные породы, среди которых преобладает гетит с подчиненным значением кварца, барита, гематита. Среди рудных минералов бурых железняков и охр следует отметить англезит, скородит, оливинит, куприт, самородную медь, самородное золото. Глины характеризуются каолинит-гидромусковитовым составом с примесью кварца, гетита, барита, апатита, рутила. В зоне окисления они частично золотonosны и увязаны в единые рудные тела с охрами и бурыми железняками.

Для способа КВ золота интерес представляет зона окисления пятого медно-колчеданового тела, где в глинистой коре выветривания выделены (с бортовым содержанием условного золота 1 г/т) четыре рудных тела, основными из них являются тела № 1 и № 2. Рудные тела имеют линзообразную форму, их протяженность — от 70 до 165 м, ширина — от 5 до 62 м, мощность — от 1 до 35 м. В ряде случаев вертикальная граница выклинивания рудных тел оказывается резкой, ступенеобразной. Морфология рудных тел в значительной мере определяется разрывной тектоникой, проявившейся как до, так и после коровых процессов. Глубина залегания рудных тел — от первых метров до 30 м.

Химический состав окисленных руд представлен в табл. 15.24.

Химический состав охр имеет ряд специфических черт, отличающих их от ассоциирующихся с ними бурых железняков и глин.

Из петрогенных элементов в них присутствуют кремнезем в форме кварца и примеси каолинита, окисное железо в форме преобладающего гетита и примеси гематита, барий в составе барита, глинозем находится в виде спорадических скоплений каолинита и примеси

Т а б л и ц а 15.24

Химический состав окисленных руд, %

Компонент	Охра	Железняки	Глина
SiO ₂	84	25,1—45	90,85
TiO ₂	0,62	0,5—0,72	0,04
Al ₂ O ₃	1,2	4,6—11	1,72
Fe ₂ O ₃	6,67	53,2—27	0,82
FeO	0,49	0,35—0,68	0,63
MnO	0,05	0,05—0,06	0,05
MgO	0,12	0,27—0,76	0,12
CaO	0,36	0,84—1,8	0,36
Na ₂ O	0,12	0,34—0,5	0,7
K ₂ O	0,36	0,65—1,12	0,21
P ₂ O ₅	0,16	0,8—1,36	0,12
SO ₃	1,35	0,74—1	0,36
П.п.п.	4,1	8,8—10,7	3,36

слюд и полевых шпатов; содержание оксида калия меньше, он входит в состав алунита, ярозита и слюд. Охры резко отличаются от прочих пород повышенным содержанием серебра, золота, цинка, свинца, мышьяка, сурьмы и олова. Концентрация серебра колеблется от 2 до 754 г/т, причем преобладают повышенные его содержания. В целом это на 2–4 порядка выше, чем в глинах. Содержание золота достигает 50–60 г/т, реже более.

Химический состав железняков довольно близок к составу охр. Здесь также отмечаются повышенные концентрации серебра, обычно в пределах 30–700 г/т и золота — до 63 г/т, обычно 10–20 г/т.

В химическом составе глин, в зависимости от соотношения каолинита, кварца и гетита, варьируются концентрации кремнезема, глинозема, железа и оксида калия. Глины бедны рудными микроэлементами, такими как серебро, золото, цинк, свинец, мышьяк, сурьма, олово, содержание которых в сотни и тысячи раз меньше, чем в охрах.

По минеральному составу основная масса охр сложена обычно смесью дисперсных частиц гетита, алунита и ярозита, в которых встречаются желваки, корочки и жилки гематита (табл. 15.25).

Минеральный состав железняков качественно близок к таковому охр. В них присутствуют те же минералы: гетит, гематит, барит, каолинит, кварц, ярозит, алунит, но в иных количественных соотношениях — преобладает гетит, значительно меньше гематита.

Минеральный состав глин определяется наличием глинистых минералов (каолинит, гидрослюды), кварца, примесей оксидов и гидроксидов железа. В глинах также обнаруживается примесь кристаллов барита, очень мало апатита и рутила.

Кроме гетита, гематита и ярозита, являющихся главными рудными минералами окисленных руд, в бурых железняках и охрах в небольших количествах отмечается еще ряд гипергенных новообразований (англезит, оливинит, скородит, медь самородная, золото самородное).

Золото в зоне окисления тонкодисперсное, частично свободное и частично связанное, находящееся в виде тончайших включений в массе реликтовых и гипергенных минералов. Основным концентратом золота является серый мелкокристаллический кварц (до 90–100 г/т), носителями золота (4–20 г/т) также являются кварц крупно-

Т а б л и ц а 15.25

Минеральный состав охр

Характеристика минералов по распространённости	Минералы	
	Гипергенные	Реликтовые
Главные	Гетит, гематит	Кварц
Второстепенные	Ярозит, алунит, англезит, оливинит, скородит	Барит
Редкие	Медь самородная, золото самородное, куприт, гипс	Пирит, галенит, блеклые руды, ильменит

кристаллический, гематит, гетит, ярозит, барит, англезит. Изменчивость содержаний золота высокая (1–118 г/т, преобладает 2–11 г/т). По результатам фазового анализа основное количество золота в руде (74–83 %) присутствует в сростках и является цианируемым, на долю свободного золота приходится от 1 до 10 %, покрытого пленками окислов железа – 8–13 %, связанного с сульфидами – от 1 до 7 %, заключенного в кварце – 5–10 %.

Главным концентратом серебра в окисленных рудах является вторичный минерал свинца – англезит, оно также установлено в сером кварце, ярозите, белом кварце, гематите, гетите, барите. Собственных минералов серебра не установлено.

Бурые железняки и охры сильно обеднены медью (в основном сотые доли процента, редко до 2 %), медь представлена купритом и арсенатами меди, самородной медью, а также сорбируется гематит-гетитовыми охрами.

Содержание цинка в окисленных рудах невысокое (менее 0,1–0,15 %), повышенное содержание связано с арсенатами меди, незначительное количество сорбируется гидроксидами железа. Основная масса цинка, как и мышьяка, выносится из зоны окисления и рассеивается. Содержание мышьяка колеблется от 0,2 до 0,4 %.

Свинец в окисленных рудах тесно связан с серебром (в составе англезита), в бурых железняках содержание свинца достигает 1 %, десятые доли процента свинца отмечены в охристых скоплениях ярозита. В рудах отмечено повышенное содержание барита (до 10 %).

Месторождение Кировское сложено углисто-терригенно-карбонатными породами. Рудоносный горизонт представлен глинисто-кремнисто-углистыми сланцами, углисто-глинистыми сланцами, углисто-кремнистыми сланцами, алевролитами с прослоями песчаников и окремненных известняков. Все породы находятся в тонком переслаивании, часто фациально замещают друг друга. Мощность отдельных слоев от первых метров до 40 м.

Мощность площадной коры выветривания оценивается в 30–50 м, линейной – до 200 м. Отмечены зоны интенсивной каолинизации углисто-кремнистых, алевролитовых пород и известняков вблизи тектонических нарушений.

Размещение золотого оруденения подчинено литологическому и тектоническому контролю. Промышленные скопления золота формируют стратиформное лентообразное тело I в ореоле березитизации углисто-глинистых пород. Рудное тело I (по бортовому содержанию золота 1 г/т) непрерывно прослеживается от домезозойской поверхности до глубины 82 м (ниже качество оруденения резко падает), длина достигает 200 м, мощность – от 1,9 до 40 м, ширина – от первых десятков до 70 м. Распределение золота неравномерное – содержание золота колеблется от 1 до 63 г/т.

Кроме основного рудного тела I, на площади выделены (по бортовому содержанию золота 0,5 г/т) ряд мелких рудных тел, содержание золота в них ниже (0,5–10 г/т), чем в теле I.

Минеральный состав руд следующий, %: кварц — 30—40, ильменит — 20—30, кальцит — 5—10, отмечены рутил, хромит, оксиды и гидроксиды железа, серицит, скородит. Содержание сульфидов до 3 % (пирит и арсенопирит). Везде присутствует углеродсодержащее вещество.

Содержание металлов и породообразующих элементов следующее, %: медь — до 0,3; сера — до 0,2—0,5; свинец — 0,005; железо — 2—3; никель — 0,007—0,01; цинк — 0,05; мышьяк — 0,2—0,4; селен — 0,001; теллур — до 0,006; висмутин — 0,004; кремнезем — 50—59; глинозем — 19—21; оксид кальция — 1,13—2,39; оксид магния — 0,04—0,16; углерод — 0,18—0,4.

Золото представлено самородной формой в микронных и субмикронных обособлениях (0,1—0,01 мкм). По результатам фазового анализа доля свободного золота составляет 5—17 %, в виде сростков (цианируемого) — 73—82 %, покрытого оксидными пленками — 5—9 %, в нераскрытой форме — 4—6 %.

Практическую ценность для способа КВ золота на Кировском месторождении представляет рудное тело I. Геолого-разведочные работы на рудной площади с целью расширения сырьевой базы продолжаются.

Месторождение Воронцовское. В пределах месторождения выделены две основные разновидности кор выветривания: структурные, развитые по вулканогенно-осадочным породам и метасоматитам, мощностью 5—50 м, и перемещенные, приуроченные к полям развития карбонатных пород (смещенные глинисто-дресвяно-щебнистые и переотложенные бесструктурные), суммарная мощность перемещенных кор до 145 м.

Окисленные руды характеризуются низкой механической прочностью, высокой дезинтегрированностью до глинисто-щебнистого состояния. Залегание руд преимущественно субгоризонтальное, глубина залегания — 1—65 м, в карстовых полостях до 100 м.

Руды в перемещенных корах выветривания составляют основной объем окисленных руд, залегают на закарстованной поверхности карбонатных пород и развиты по метаморфизованным и интенсивно минерализованным зонам дробления на выходе к поверхности первичных руд, локализованных в карбонатных брекчиях и прилегающих к ним вулканогенно-осадочных породах. На участках развития карста наблюдается многоярусное оруденение. Рудные тела в перемещенных корах как субгоризонтальны, так и согласны поверхности закарстованных карбонатных пород. Окисленные руды представлены глинистыми продуктами с гнездами и прослоями гидроксидов железа и марганца.

Окисленные рыхлые руды перемещенных (смещенных и переотложенных) кор выветривания сформировались при смещении по склонам карстовых впадин структурных кор выветривания сульфидно-силикатных и сульфидно-карбонатных руд либо преобразованы вторичными карстовыми процессами.

Рудные тела среди смещенных глинисто-дресвяно-щебнистых кор выветривания имеют линзовидную, реже мультлообразную форму. В минеральном составе преобладают нерудные минералы — в основном (55–58 %) глинистые (каолинит, монтмориллонит, гидрослюда); в меньшей степени присутствуют кварц, эпидот, карбонаты (до 12 %); оксиды железа и марганца в сумме занимают до 22 %. Содержание золота — от 1 до 6 г/т, сурьма и мышьяк присутствуют в малых количествах.

Окисленные рыхлые руды среди переотложенных бесструктурных преимущественно дресвяно-щебнистых кор выветривания формировались в карстовых формах. Рудные тела имеют небольшие размеры, изолированы друг от друга, характеризуются неравномерным содержанием золота. Нерудные минералы преобладают (71–85 %), среди них превалируют либо глинистые минералы (50 %), либо кварц (45 %). Рудные минералы: гетит, гематит, вернадит, псиломан — составляют до 26 %. Химический состав руд характеризуется повышенными содержаниями железа ($Fe_{общ}$ — до 17 %) и марганца (до 1,6 %). Содержание золота — от 1 до 7 г/т, серебра — от 0,2 до 5,5 г/т. Халькофильные минералы — медь (около 0,12 %), цинк (0,046–0,22 %), свинец (0,025–0,7 %) присутствуют в большем, а сидерофильные, редкие и редкометалльные элементы в меньшем количестве по сравнению с рыхлыми окисленными рудами структурных и смещенных кор выветривания.

Руды в структурных корях выветривания развиты по вулканогенно-осадочным породам (щебнисто-глинистые и глинистые продукты) с гидроксидами железа и марганца и являются продолжением скальных первичных руд без видимых изменений в морфологии и условиях их залегания (горизонтально или субгоризонтально) в виде пластов мощностью 0,5–23,5 м. В нижней части сульфиды часто окислены с образованием лимонита. Гидратированные нерудные минералы представлены гидрослюдой, смектитом, в меньшей степени каолинитом, ярозитом, галлуазитом. Общее количество глинистых минералов не более 10 %. В верхних горизонтах благодаря более полному разложению нерудных минералов увеличивается доля свободного тонкого и тонкодисперсного золота, концентрации металла близки к концентрациям в скальных породах; степень глинизации возрастает (30–70 %), это каолинит, монтмориллонит, смектит, гидрослюда, меньше — гидрохлориды, галлуазит, ярозит. Присутствуют остаточный кварц, гетит, гидрогетит, пиролюзит, реликты окисленного пирита.

Рыхлые окисленные руды состоят в основном (более 90 %) из нерудных минералов: гидрослюд (19–40 %), каолинита (1–20 %), монтмориллонита (6–18 %), кварца (15–50 %), полевых шпатов (до 28 %). Рудные минералы представлены в основном оксидами железа (5,5–9,4 %), марганца (0,3–0,5 %), сульфиды отмечены в незначительных количествах (0–0,4 %). Химический состав руд характеризуется высокими содержаниями кремнезема (53,7–69,5 %), глинозема (16,5–

18,6 %), оксида железа (5,4–9,0 %), оксида калия (2,6–7,7 %). Ценность руды определяется золотом (преобладает содержание 1–8 г/т). Содержание серебра – от 0,7 до 5 г/т, реже более. Цветные металлы (медь, цинк, свинец и др.), а также сурьма составляют сотые и тысячные доли процента.

Масса свободного золота колеблется от 12,5 до 40 %. Основная часть золота (55–84 %) находится в сростках с породой и доступна для цианирования. Суммарная доля золота, которую можно извлекать цианированием при измельчении – 0,1 мм (90 % – –0,071 мм), составляет в сумме 92–96 %. Доля нераскрытого золота – 4–8 %. Золото в основном тонкое (от единиц до десятков микронов).

Таким образом, руды структурной и перемещенной кор выветривания характеризуются близостью минерального состава, обладают сходными технологическими свойствами и являются благоприятными для извлечения золота способом кучного выщелачивания. Рудные тела в окисленных рудах обладают высокой сплошностью. Форма рудных тел пластообразная и линзообразная, падение тел пологое. Длина рудных тел изменяется от 40 до 132 м, ширина в основном составляет 15–60 м, средняя мощность – 2,5–8,2 м. Среднее содержание золота изменяется от 2,83 до 11,44 г/т, преобладает 6,3–6,5 г/т.

СОСТАВ ТИПОВОГО ПРЕДПРИЯТИЯ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЗОЛОТА ОАО "МНПО "ПОЛИМЕТАЛ"

В состав типового предприятия кучного выщелачивания ОАО "МНПО "Полиметалл" входят участки: рудоподготовки, кучного выщелачивания золота и переработки продуктивных растворов с получением товарного продукта (обычно сплав Доре). В ряде случаев переработку продуктивных растворов КВ выполняют в сокращенном варианте – с получением только насыщенной смолы или цинкового цементата с последующей переработкой этих продуктов на одном из действующих предприятий. Кроме этого, в состав предприятия КВ входят вспомогательные участки, обеспечивающие функционирование основного производства (склады реагентов, механические мастерские, участки водо-, воздухо- и электроснабжения, очистные сооружения и т. д.).

Участок рудоподготовки. На участок рудоподготовки поступает товарная руда крупностью – 300 мм. В процессе лабораторных исследований установлено, что удовлетворительные показатели извлечения золота из окисленных руд месторождений Уральского региона могут быть получены при дроблении руды до крупности менее 20 мм. В связи с этим осуществляют дробление руды до оптимальной (обеспечивающей или максимальное извлечение золота, или дробление в условиях повышенной влажности руды) крупности.

Дробление руды происходит в 3 или 2 стадии (щечковая дробилка, конусная дробилка и короткоконусная дробилка). Для вывода готового класса проводят межстадиальное грохочение руды. Основные

осложнения при дроблении и грохочении чаще связаны с повышенной влажностью (15 % и более) руды.

Опыт работ показывает, что для обеспечения относительно равномерной проницаемости окисленной руды в массиве (штабель, лента КВ) необходимо ее окомкование с вяжущим, исключаящим негативное воздействие на фильтрацию растворов мелких и тонких ($-0,5$ мм) частиц. В 1996 г. на одном из опытных блоков (около 20 000 т окисленной руды) была предпринята попытка ведения процесса кучного выщелачивания без окомкования руды, которая закончилась отрицательным результатом. При этом технологические растворы фильтровались по зонам с повышенной проницаемостью, которые образовались при отсыпке руды автосамосвалами. Эти зоны были сложены крупными (+5 мм) кусками руды. Одновременно в массиве образовались участки, сложенные пылеватыми и глинистыми частицами, где фильтрация растворов практически отсутствовала. На основании результатов специальных исследований было принято решение об окомковании окисленных руд с вяжущим (для исключения негативного воздействия глинистой составляющей на проницаемость руд).

Для окомкования окисленных руд используют агломераторы барабанного типа (в зависимости от производительности по руде их длина составляет 6–20 м, диаметр – 1,5–3 м) конструкции "МНПО "Полиметалл".

Узлы дробления и окомкования руды увязаны в единую систему. В связи с тем что окомкование проводится только в теплый период года (в Уральском регионе май–октябрь), то и весь участок рудоподготовки обычно функционирует сезонно. На одном предприятии кучного выщелачивания обычно перерабатывают от 150 тыс. (месторождения с запасами золота в зоне окисления менее 3–5 т) до 700 тыс. т руды (месторождение Воронцовское).

Окомкованную руду без промежуточного склада транспортируют на участок кучного выщелачивания. Для транспортирования окатышей в основном используют конвейерные системы, реже – автотранспорт.

Участок кучного выщелачивания. Основными структурными элементами участка выщелачивания являются: специально подготовленное противофильтрационное основание; узел приготовления концентрированных и рабочих растворов реагентов; система транспортирования и орошения рабочих (выщелачивающих) растворов; система сбора и транспортирования продуктивных по золоту растворов; насосные станции и емкостное оборудование.

Отсыпку окомкованной руды осуществляют на специально подготовленное противофильтрационное основание. Его конструкция в первую очередь зависит от геологического строения конкретной площадки участка кучного выщелачивания. Лучшим вариантом является расположение площадки КВ на естественных выходах глинистых пород (глины, алевролиты, мергели и т.д.), которые обладают ничтожной проницаемостью. Мощность водоупора должна быть более 5 м, тектоническая нарушенность площадки – минимальная.

Основные мероприятия при строительстве оснований для штабелей кучного выщелачивания связаны с выполнением специальных инженерных решений, обеспечивающих исключение фильтрации и соответственно потерь технологических растворов в нижележащие проницаемые породы. Объектами, для которых необходимы специальные инженерные решения, являются: площадка КВ, карты-накопители продуктивных растворов и ливневые (аварийные) накопители.

В соответствии с требованиями природоохранных органов в ОАО "МНПО "Полиметалл" обычно используют комбинированные противофильтрационные основания, состоящие из уплотненного слоя глины (не менее 1 м), слоя полимерного материала толщиной около 1 мм (термостабилизированная геомембрана), контрольного дренажного слоя (20–25 см), на который укладывают полимерный материал (толщиной около 1 мм). Выше полимерного материала отсыпают дренажный слой (отмытый гравий, дробленая забалансовая руда и др.) толщиной 30–50 см, в котором уложены дренажные перфорированные трубы. Генеральный уклон площадки кучного выщелачивания выполняют в направлении сбора продуктивных растворов (отстойники-накопители). Уклон площадок единичных рудных штабелей направлен в сторону коллектора продуктивных растворов. Соседние единичные площадки КВ разделены бермами высотой 0,5–0,7 м, шириной по верху около 1 м.

Размеры карт-накопителей и их число определяют с учетом резерва растворов, необходимого для отстоя возможных твердых взвесей, и нормального функционирования перерабатывающего комплекса, а также сбора всего количества технологических растворов, которые могут поступать с работающих рудных штабелей, на случай нештатных ситуаций плюс резерв 20 % (сбор ливневых и талых вод с массива руды).

Для сбора ливневых и талых вод с промплощадки в ее наиболее пониженной части обычно сооружают специальный накопитель.

Накопители оборудуют в специально сооружаемых котлованах. Уклон стенок котлована обеспечивает нормальную укладку гидроизоляционных материалов (полиэтиленовая пленка толщиной 1–1,5 мм) или бикроэласт (наплавляемый рулонный материал на основе стеклоткани и битумного вещества).

Рудные штабели (ленты) отсыпают специальным штабелеукладчиком (высота до 10–12 м), реже — при небольшой (до 3 м) высоте — фронтальным погрузчиком или разгрузочным устройством специальной конструкции от крана.

Ширина рудных лент по верхнему основанию варьируется от 15 до 40 м, по нижнему — от 30 до 80 м. Угол откоса окомкованной руды в штабеле колеблется от 30 до 38°, обычно — 33°. Длина единичных рудных лент составляет 50–500 м.

В систему орошения входят: накопитель маточных растворов после извлечения благородных металлов; узел доукрепления маточных растворов рабочим реагентом; насосный узел для подачи рабочих

растворов к массиву окомкованной руды; магистральный напорный трубопровод для транспортирования рабочих растворов к распределительным трубопроводам; распределительные трубопроводы; гребенка из оросительных трубопроводов.

Для сбора маточных растворов после извлечения благородных металлов служат металлические емкости различной вместимости (до 50 м^3 , число емкостей регламентируется дебитом участка КВ по растворам). Обычно емкости располагаются в помещении насосного узла.

Для подачи рабочих растворов в систему орошения оборудуют насосный узел производительностью до $350 \text{ м}^3/\text{ч}$ растворов, число насосов — 3—4.

Магистральный напорный трубопровод (обычно 2 нитки) сооружают из металлических труб различного диаметра (чаще 159 мм), которые укладывают в бетонный желоб, выстланный бикрезластом (от возможных протечек). Бетонный желоб заглубляют в грунт и закрывают бетонными крышками.

Распределительные напорные трубопроводы чаще сооружают из металлических, реже — из полиэтиленовых труб. Распределительные напорные трубопроводы располагают по два поперек каждой рудной ленты.

К распределительным трубопроводам подключают гребенку орошения (полиэтиленовые трубы диаметром 16—18 мм), которую прокладывают по поверхности штабеля или на определенной глубине. Расстояние между рядами гребенки орошения — 0,5—1 м. Для орошения рудного материала используют системы нагнетательных разбрызгивателей (капельное орошение с использованием эмиттеров) или системы типа газонных оросителей. В последнее время предпочтение отдают капельным оросительным системам с подачей растворов через эмиттеры (производство США или Израиля). Расстояние между разбрызгивателями колеблется от 0,5 до 1 м. Системы орошения также оборудуют задвижками и обратными клапанами, позволяющими осуществлять регулирование дебита орошения как единичных рудных лент (штабелей), так и их частей.

Система сбора продуктивных растворов обеспечивает их сбор и транспортирование на установку переработки. В нее входят: коллекторная система; сборный коллектор для приема растворов с единичной рудной ленты; магистральный коллектор для транспортирования продуктивных растворов к картам-накопителям; карты-накопители продуктивных растворов; насосный узел для подачи продуктивных растворов на перерабатывающую установку.

Коллекторная система в пределах единичной площадки КВ состоит из дренажного слоя выше гидроизоляционного основания и сборных (дренажных) труб. Выбор конструкции коллекторной системы определяется уклоном площадки, проницаемостью руды, объемом технологических растворов. Систему проектируют и сооружают так, чтобы поддерживать зону насыщения в рудном массиве на бо-

лее низком уровне, обеспечивая при этом постоянный дебит потока через штабель. Обычно коллекторная система состоит из слоя (25–30 см) хорошо проницаемого материала (гравий, щебень и др.), в котором размещены перфорированные полиэтиленовые трубы (диаметром 210 мм с толщиной стенки 18 мм). Трубы прокладывают через 5–10 м вдоль единичной рудной ленты.

Сборный коллектор для единичной рудной ленты обеспечивает сбор всего количества продуктивных растворов. Наличие такого коллектора позволяет контролировать количество (дебит) и качество (концентрацию золота, серебра, металлов-примесей и т.д.) растворов, при необходимости своевременно останавливать процесс орошения. Материал для сборного коллектора — полиэтиленовые трубы диаметром 210–260 мм. Сборный коллектор может быть как открытого, так и закрытого типа. В последнем случае коллектор укладывают в бетонный желоб, гидроизолируют и закрывают плитами из бетона.

Растворы от сборного коллектора единичной рудной ленты поступают в магистральный коллектор. Для коллектора обычно используют стальные трубы диаметром 219 или 250 мм, предпочтительнее число ниток магистрального коллектора — не менее двух. Обычно (по природным условиям Уральского региона) принимают вариант закрытого (в бетонном лотке) расположения коллектора. Для предотвращения возможных протечек применяют гидроизоляцию коллектора.

Карты-накопители продуктивных растворов располагаются или рядом с перерабатывающей установкой, или в средней части рудного массива.

Объем карт-накопителей зависит от дебита предприятия по растворам и колеблется от 5 тыс. до 20 тыс. м³. Число карт-накопителей — чаще 2, при этом они по верху соединены друг с другом. Одновременно существует возможность ремонта каждого из накопителей. Для исключения попадания атмосферных осадков в ряде случаев применяют облегченные укрытия карт-накопителей.

На некоторых предприятиях КВ (по согласованию с природоохранными органами) оборудуют временный накопитель жидких отходов с полезным объемом 2–7 тыс. м³.

В наиболее пониженной части промышленной площадки предприятия КВ сооружают накопитель ливневых и талых вод (12–20 тыс. м³).

Насосный узел для подачи продуктивных растворов на перерабатывающую установку располагается в отапливаемом помещении. Дебит по продуктивным растворам колеблется от 50 до 350 м³/ч, число насосов 3–4 (с учетом резерва).

Участок переработки продуктивных растворов. На предприятиях кучного выщелачивания ОАО "МНПО "Полиметалл" испытаны и внедрены два способа переработки продуктивных растворов после кучного выщелачивания золота: сорбция благородных металлов на ионообменную смолу и цементация золота на цинке.

Сорбция золота осуществляется на ионообменные смолы — анионит АМ-2Б или ее аналог "Россион-12".

На участке сорбции выполняются следующие операции: сорбция золота (I) и серебра (I) на ионит; промывка ионита от илов водой; десорбция основных примесей цветных металлов раствором серной кислоты; отмывка ионита водой; предварительное насыщение смолы тиомочевинной; десорбция благородных металлов с ионита сернокислотным раствором тиомочевинны; отмывка ионита водой; перезарядка ионита в OH^- -форму; отмывка ионита водой от щелочи.

Отрегенерированный ионит возвращается эрлифтом на сорбцию, а товарный регенерат направляется на узел электрохимического выделения драгоценных металлов.

Для сорбции золота используют сорбционные колонны СНК-2000 (2500). Очистка ионита от примесей, десорбция с него золота и серебра, а также регенерация смолы происходят в колоннах КИ-1000 (1200). Высота колонн колеблется от 5 до 8 м. Сорбционные и регенерационные колонны, в которых проводятся операции с использованием щелочных растворов, изготавливают из углеродистой стали; на операциях с использованием серной кислоты (H_2SO_4) и кислых тиомочевинных растворов используют колонны и емкостное оборудование из титанового сплава ВТ-1.0. Соответственно подбирают насосное оборудование, запорную арматуру, сетчатые дренажи и др.

Подогретый (45–50 °С) в ходе десорбции товарный золотосодержащий десорбат поступает на электролиз. На промплощадке БЗК установлен каскад из трех электролизеров, изготовленных из полипропилена, оборудованных анодными камерами с ионообменными (катионитными) мембранами для предотвращения окисления тиомочевинны в анолите. В анодные камеры заливается раствор H_2SO_4 . В качестве катода для осаждения золота и серебра использован волокнистый углеродный материал, намотанный на титановые рамки, материал анода — свинец. Каждый электролизер состоит из шести катодных и семи анодных камер. Во избежание забивания катодов взвешенными частицами проводят контрольную фильтрацию товарного регенерата. Золотосодержащий раствор, поступающий в электролизер, распределяется равномерно по всем катодным камерам, фильтруется через углеграфитовую ткань и выходит из электролизера (через переливные патрубки) в следующий электролизер. Катодный золотосодержащий осадок периодически снимают с углеграфитовой ткани с помощью щеток и подаваемой под давлением воды, разгружают из электролизера на нутч-фильтр и промывают на фильтре горячей водой. Катодные рамы извлекают из электролизера, освобождают от катодного осадка и обтягивают при необходимости свежей графитизированной углеродной тканью. Отфильтрованный катодный осадок сушится при температуре 105–120 °С.

Обеззолоченный элюат после извлечения из него золота и серебра доукрепляется (при необходимости) по тиомочевине и серной кислоте

и возвращается в цикл десорбции. Катодный осадок поступает на плавку с получением металла Доре.

При электролизе на катодах осаждаются в основном золото и серебро, в то время как цветные металлы-примеси накапливаются в растворе, что приводит к ухудшению процесса десорбции благородных металлов со смолы и работы электролизеров. В связи с этим осуществляют вывод части металлов-примесей из процесса.

Широкое применение на предприятиях КВ ОАО "МНПО "Полиметалл" нашла технология извлечения золота с использованием способа цементации на цинковую пыль. В зависимости от дебита растворов используют либо модульные (до 100 м³/ч), либо стационарные (более 100 м³/ч) установки производства США.

При повышенном содержании в высушенном цинковом цементате ртути (месторождение Западно-Озерное) проводят ее ретортную отгонку; температура процесса более 400 °С при небольшом разрежении в системе. Испаряющаяся ртуть конденсируется на охлаждаемой водой поверхности теплообменника и выводится в специальную емкость. Очищенный от ртути цементат поступает на операцию разварки.

Маточный (обеззолоченный) раствор через буферную емкость вновь подают на выщелачивание золота.

В некоторых случаях при большом накоплении цинка (более 10–15 г/л) и других примесей в оборотных растворах выполняют частичную очистку (10–15 % общего объема) оборотных растворов, например, с использованием способа озонлиза. Озон разрушает цианидные комплексы цветных металлов с образованием нерастворимых гидроксидов, которые отфильтровывают и складывают.

Цинковый цементат промывают водой и сушат, а в ряде случаев проводят его разварку. Узел разварки цинкового цементата обеспечивает частичный вывод цинка и повышение содержания благородных металлов, поступающих на плавку. Разварку проводят в растворе серной кислоты при температуре 60–80 °С. После разварки и охлаждения растворов пульпу подают в нутч-фильтр. Фильтрат поступает в емкость с мешалкой, куда подают раствор щелочи для нейтрализации, а для осаждения карбоната цинка подают Na₂CO₃. Карбонатные осадки фильтруют и складывают.

Осадок благородных металлов на нутч-фильтре промывается водой и поступает на сушку для удаления влаги (сушильный шкаф, рабочая температура 105–110 °С).

Способ плавки цементата предложен и внедрен в практику деятельности предприятий КВ сотрудниками ОАО "МНПО "Полиметалл" С.В. Дигонским и Н.А. Дубининым.

Высушенный осадок загружают в рудно-термическую печь, где происходит приемная плавка под слоем шлака, образующиеся газы очищаются на специальном фильтре. Сплав благородных металлов со шлаком выливают в изложницы. После остывания шлак отбивают от слитков и используют для повторной плавки.

Слитки благородных металлов загружают в тигли и плавят в шахтно-тигельной печи с силитовыми нагревателями. Расплав металлов диспергируют через специальную керамическую головку в воду, получая дробь. Дробь помещают в реактор из титана, где проводят ее разварку азотной кислотой. Серебро и свинец (если его использовали при цементации) переходят в нитратный раствор, а очищенное золото остается на дне аппарата. Раствор нитрата серебра сливается в осадительный реактор, куда также дозируется насыщенный раствор NaCl . При перемешивании хлорид серебра выпадает в осадок. В дальнейшем осадок фильтруют на нутч-филт্রে, промывают водой, сушат ($105\text{--}110^\circ\text{C}$). Фильтрат и промывды отправляют на установку обратного осмоса для очистки от солей.

Высушенный хлорид серебра загружают в рудно-термическую печь, где под слоем жидкого шлака (Na_2CO_3) проводят приемную плавку. Расплав серебра выливают в изложницы. После остывания шлак отбивают от слитков серебра и последние загружают в тигли и плавят в шахтно-тигельной печи с силитовыми нагревателями. Серебро разливают в стандартные изложницы. После очистки от шлака получают слитки с высоким содержанием серебра (более 99 %).

Диспергированные частички золота после удаления серебра промывают водой, сушат в сушильном шкафу, загружают в тигли и плавят в шахтно-тигельной электропечи при температуре около 1150°C . Расплав разливают в стандартные изложницы. После остывания золото отмывают от остатков шлаков в горячей воде. Содержание золота в слитках обычно более 85 %.

РУДОПОДГОТОВКА НА ПРЕДПРИЯТИЯХ ОАО "МНПО "ПОЛИМЕТАЛЛ"

Дробление руды. На участок рудоподготовки поступает товарная руда с исходным содержанием золота более $0,5\text{--}2$ г/т (в зависимости от минимального промышленного содержания золота по конкретному месторождению). Окисленная товарная руда (добывают открытым способом в карьере) обычно характеризуется повышенным выходом мелких комкуемых ($\text{--}0,5$ мм) классов, содержание которых, как правило, превышает $15\text{--}20$ %.

Водоустойчивость (критерий стабильности руды под воздействием растворов) природных окисленных руд различная — от неводоустойчивых до слабОВОДОУСТОЙЧИВЫХ, что определяется в первую очередь степенью нарушенности первичной руды в результате окисления и литологическим составом вмещающих пород. Обычно повышенной глинистостью и слабой водоустойчивостью обладают руды в верхних частях зоны окисления и слабой водоустойчивостью — окисленные руды ниже по разрезу на контакте с первичными рудами.

Опыт работ показывает, что для обеспечения достаточно высоко-го извлечения благородных металлов в жидкую фазу и равномерной фильтрации выщелачивающих растворов окисленная руда подлежит дроблению и последующему окомкованию. Окомкование руды за-

бойной крупности (-300 мм) не является оптимальным, с одной стороны, из-за неравномерности вскрытия рудной минерализации, а с другой стороны, из-за того, что эффективность окомкования крупных кусков глинистой руды низкая, и они под действием растворов размокают, разваливаются, резко снижая проницаемость массива. В процессе исследований было установлено, что для повышения извлечения золота руда забойной крупности подлежит дроблению, в основном, до класса -10 мм, реже - до -20 мм или -5 мм. Степень дробления руды зависит от многих факторов (влажности, глинистости, крепости, характера золоторудной минерализации, содержания сульфидной серы и др.). Также было установлено, что для большинства руд уменьшение класса дробления повышает степень извлечения золота в жидкую фазу. В связи с этим обоснование оптимального класса дробления руд является одной из основных задач геотехнологических исследований применительно к добыче золота способом кучного выщелачивания.

Гранулометрический состав дробленной руды. Гранулометрический состав окисленной руды при различной степени дробления и распределение благородных металлов по классам крупности для некоторых месторождений представлены в табл. 15.26 и 15.27.

Из анализа табл. 15.26 видна тенденция обогащения благородными металлами мелких (-0,5 мм) классов дробления руды. При дроблении до класса -10 мм происходит определенное изменение гранулометрического состава (по сравнению с дроблением до -20 мм), так

Таблица 15.26

Гранулометрический состав руды месторождения Муртыкты

№№ п/п	Фракция, мм	Выход фракции, %	Содержание			
			г/т		%	
			Au	Ag	Au	Ag
<i>Дробление до класса -20 мм</i>						
1	-20+10	20,25	2,2	9	8,99	11,71
2	-10+5	16,56	2,8	9,2	9,55	9,79
3	-5+2	13,58	4,1	20,4	11,24	17,66
4	-2+1	10,36	5,8	25	14,61	16,61
5	-1+0,5	9,48	7,1	19,8	14,04	12,06
6	-0,5+0,25	9,51	6,8	16,6	13,48	10,14
7	-0,25	20,27	6,8	17	28,09	22,03
8	Общая руда	-	4,9	14	-	-
<i>Дробление до класса -10 мм</i>						
1	-10+5	21,68	1,7	7,2	6,7	11,5
2	-5+2	20,38	4,2	10	15,98	15,2
3	-2+1	14,37	8,5	15,1	22,68	16,22
4	-1+0,5	12,11	7,4	19,8	16,49	17,86
5	-0,5+0,25	6,54	6,1	17,4	7,22	8,42
6	-0,25	24,93	6,7	16,6	30,93	30,8
7	Общая руда	-	4,8	14	-	-

Гранулометрический состав руды месторождения Западно-Озерное

№№ п/п	Фракция, мм	Выход фракции, %	Содержание			
			г/т		%	
			Au	Ag	Au	Ag
<i>Дробление до класса -20 мм</i>						
1	-20+10	13,51	5,6	79	8,56	9,82
2	-10+5	14,11	5,8	55,1	9,26	7,15
3	-5+2	14,38	6,8	73,1	11,06	9,66
4	-2+1	12,24	8,6	94	11,91	10,58
5	-1+0,5	5,95	7,9	112,1	5,31	6,13
6	-0,5+0,25	6,22	10,5	108,5	7,38	6,2
7	-0,25	33,16	12,4	165,5	46,52	50,46
8	Общая руда	—	9,7	101,1	—	—
<i>Дробление до класса -10 мм</i>						
1	-10+5	18,97	7,7	81,3	15,49	13,7
2	-5+2	15,43	6,8	77	11,13	10,56
3	-2+1	11,84	7,4	82,3	9,29	8,65
4	-1+0,5	11,22	8,1	90	9,63	8,97
5	-0,5+0,25	6,7	9,7	103,8	6,89	6,18
6	-0,25	35,05	12,8	166,8	47,57	51,94
7	Общая руда	—	8,1	102,9	—	—

исчезает класс +10 мм, повышается выход классов -10 мм и -0,25 мм (примерно на 5 % каждого класса). Наличие комкуемых классов (-0,5 мм) в количестве более 20 % от общей массы говорит о необходимости проведения второго этапа рудоподготовки — окомкования руды.

В руде месторождения Западно-Озерное преобладают некомкуемые фракции, однако они обеднены благородными металлами. Содержание комкуемых (-0,5 мм) классов также высокое (на уровне 40 %), здесь сосредоточено более 50 % золота и более 55 % серебра от исходного в руде.

При дроблении руды до класса -10 мм несколько увеличивается количество комкуемых классов и практически остается неизменным количество в них Au и Ag.

Влияние исходной влажности на процесс дробления руды. Большую проблему при рудоподготовке окисленных руд представляет их повышенная влажность.

В процессе лабораторных исследований и в промышленных условиях однозначно установлено, что повышенная влажность (более 15 %) окисленных руд оказывает отрицательное влияние на процесс дробления и не обеспечивает выхода руды необходимой крупности. В ряде случаев повышенная влажность приводит к выводу из процесса конусных дробилок (из-за невозможности дробления), а работа шевковых дробилок происходит в режиме смятия руды с получением влажных формованных кусков, окомкование которых невозможно. Боль-

Гранулометрический состав дробленой руды

№№ п/п	Класс крупности, мм	Выход класса, %, при дроблении до крупности		
		-20 мм	-10 мм	-5 мм
1	+10	20,6	—	—
2	-10+5	21,6	24,5	—
3	-5+2	18,4	25,1	32,9
4	-2+0,5	23,1	24,5	36,6
5	-0,5	16,3	25,8	30,5

шие проблемы также возникают с грохочением руды повышенной (более 15 %) влажности.

Для оценки влияния влажности руды на показатели ее дробления и грохочения выполнена серия экспериментов.

Исходная влажность руды (месторождение Кировское) составляла в среднем 15,5 % (при колебаниях от 13,9 до 17,5 %). После просушивания до влажности 5 % было проведено определение гранулометрического состава недробленой руды:

Класс крупности, мм	+10	-10+2	-2+0,5	-0,5
Выход класса, %	44	32,5	14,7	8,8

Содержание комкуемых классов в подсушенной недробленой руде низкое. Однако руда данного гранулометрического состава является неводостойкой (размокает под действием фильтрационного потока) и не обеспечивает удовлетворительных показателей кучного выщелачивания золота.

Исследования по оценке влияния влажности руды на показатели дробления проводили по трем классам дробления (-20, -10 и -5 мм) и при различной влажности (2, 5-6, 8,5-10, 12-15 %). Для всех классов при влажности 10 % и менее проблем с дроблением руды не возникало. При влажности более 11-12 % руда в щековой дробилке залипала, спрессовывалась, практически не дробилась.

Гранулометрический состав дробленой руды при влажности 10 % представлен в табл. 15.28.

Из табл. 15.28 видно закономерное увеличение комкуемых классов (-0,5 мм) по мере уменьшения крупности дробления руды, при этом также снижалась скорость процесса.

В ходе исследований установлена возможность дробления руды до класса -30 мм при ее повышенной влажности (около 15 %). При более высокой влажности (исследована руда с влажностью 17,5 %) дробление невозможно.

Гранулометрический состав руды (дробление до класса -30 мм, влажность 14,7 %):

Класс крупности, мм	+20	-20+10	-10+5	-5+2	-2+0,5	-0,5
Выход класса, %	17,75	24,5	20,75	17,25	14,88	4,5

Дробление до класса -30 мм при влажности около 15 % не обеспечивает при окомковании необходимого качества окатышей (низкие показатели водоустойчивости и прочности при давлении слоя высотой 10 м).

Также была проведена серия экспериментов с предварительным грохочением руды и додробливанием надрешетного продукта. Установлено, что дробление классов -20 , -10 и -5 мм с предварительным грохочением и выделением подрешетного продукта возможно только на руде с влажностью 10–11 % и менее.

Окомкование руды. Повышенное содержание (более 20 %) в дробленной окисленной руде комкуемых ($-0,5$ мм) классов предопределяет необходимость проведения специальной операции — окомкования. Основными показателями, обеспечивающими образование стабильных окатышей, являются: вяжущее и его количество, количество жидкой фазы, продолжительность пребывания материала в аппарате, выстойка руды перед процессом КВ золота.

Окомкование руды реализуется в аппаратах барабанного типа. В качестве вяжущего для окомкования окисленных руд в основном используют портландцемент марки 400-Д0 (добавки 0 %), реже ПЦ-400-Д20 (добавки 20 %). Исследования возможности замены портландцемента шлакопортландцементом и другими видами вяжущего (известь, молотый клинкер, белый цемент, их сочетания с портландцементом) продемонстрировали низкое качество получаемых окатышей при давлении слоя руды высотой около 10 м (низкая водо- и морозоустойчивость, разрушение окатышей при давлении слоя руды высотой 10 м, снижение фильтрационных свойств массива).

Количество вяжущего зависит от количества комкуемого класса ($-0,5$ мм) в руде и достигает 10–15 кг на 1 т руды. Повышенное количество вяжущего обеспечивает окомкование сильноглинистых типов окисленных руд, сохраняя необходимую морозо- и водоустойчивость окатышей и проницаемость массива по растворам при давлении слоя руды высотой 10 м. В случае если переработка единичного массива не завершена в теплый период года, выщелачивание достаточно успешно проводится в зимний период или после остановки зимой — в теплый период следующего года (без нарушения фильтрационных показателей массива).

Количество жидкой фазы при окомковании зависит от исходной влажности и влагоемкости руды (руды с повышенной глинистостью обладают повышенной влагоемкостью и повышенным потреблением жидкой фазы при окомковании). Оптимальное количество жидкой фазы определяют опытным путем. Установлено, что повышенное количество жидкой фазы приводит к образованию очень крупных окатышей и значительному налипанию руды на внутреннюю поверхность агломератора. Недостаточное количество жидкой фазы не обеспечивает образования нормальных окатышей и полного окомкования мелких фракций. Суммарная влажность окатышей после окомкования обычно колеблется от 12 до 15 %, реже более. Количество

жидкой фазы при окомковании изменяется от 3 до 10 % на 1 т руды, в основном 5–7 %. Одним из важных технологических приемов при окомковании руды является подача в жидкую фазу окомкования цианида натрия с защитной щелочью, что улучшает вскрываемость руд и позволяет уже в начальный период процесса кучного выщелачивания получать максимальные концентрации золота в продуктивных растворах и существенно сокращать продолжительность процесса КВ. Данную операцию успешно используют при эксплуатации зарубежных месторождений, она внедрена в практику деятельности ОАО "МНПО "Полиметалл".

Продолжительность пребывания руды в агломераторе должна быть достаточной для ее эффективного перемешивания с вязущим и качественного окомкования в присутствии вязущего и жидкой составляющей. В практике деятельности предприятий КВ для получения стабильных окатышей продолжительность окомкования колеблется от 2 до 6 мин, в среднем составляя около 4 мин.

Продолжительность выстаивания (созревания) окатышей перед процессом КВ должна быть не менее 24 ч. В результате многочисленных экспериментов и по опыту работ установлено, что для повышения интенсивности процесса КВ и снижения количества солей жесткости в технологических растворах в связи с использованием в качестве вязущего цемента оптимальным является период его созревания не менее 10 сут.

Для оценки качества (стабильности) получаемых окатышей в НИЦ ОАО "МНПО "Полиметалл" и на предприятиях КВ по специальной методике выполняли исследования по оценке их водостойчивости, морозостойчивости и прочности под воздействием нагрузки, идентичной нагрузке проектного слоя руды (обычно 7–10 м).

В табл. 15.29 и 15.30 приведен гранулометрический состав окомкованной руды по двум месторождениям.

В результате окомкования (см. табл. 15.29) образовалась новая фракция +10 мм, а для дробления до крупности –5 мм также новая фракция +5 мм. Произошло резкое уменьшение количества фракции

Т а б л и ц а 15.29

Гранулометрический состав окомкованной руды месторождения Воронцовское

№№ п/п	Фракция, мм	Выход фракций, %, при дроблении до крупности	
		–10 мм	–5 мм
1	+10	12,08	7,66
2	–10+5	33,89	25,47
3	–5+2	31,16	45,95
4	–2+1	11,32	17,37
5	–1+0,5	8,81	3,11
6	–0,5+0,25	2,24	0,33
7	–0,25	0,38	0,08

Гранулометрический состав руды месторождения Кировское после дробления до класса -10 мм

№№ п/п	Фракция, мм	Выход фракции, %, при окомковании с цементом	
		ПЦ-400-Д0	ПЦ-500-Д0
1	+10	10,6	10,91
2	-10+5	45,36	48,4
3	-5+2	34,67	34,42
4	-2+1	8,17	5,59
5	-1+0,5	0,83	0,34
6	-0,5+0,25	0,17	0,15
7	-0,25+0,1	0,1	0,09
8	-0,1	0,1	0,1

$-0,25$ мм (0,38 и 0,08 % против 28,25 и 17,47 % в дробленной руде), а также фракции $-0,5+0,25$ мм (2,24 и 0,33 % против 13,23 и 9,29 % в дробленной руде).

В результате окомкования практически исчезла фракция $-0,5$ мм и образовалась новая фракция $+10$ мм. Основными классами окомкования являются $-10+5$ мм (45–48 %) и $-5+2$ мм (34–35 %). Марка портландцемента (без добавок) практически не повлияла на фракционный состав окомкованной руды.

Окисленные руды месторождений Уральского региона в основном обладают повышенным содержанием (20 % и более) мелких частиц, что отрицательно сказывается на обеспечении равномерной проницаемости рудного массива и соответственно равномерного извлечения золота из руды способом кучного выщелачивания.

Для улучшения вскрытия золоторудной минерализации растворами цианида натрия необходимо дробление товарной (-300 мм) руды. Крупность дробления зависит от литологического состава руды, распределения в ней золота, ее влажности и прочностных характеристик. Исследованы различные варианты дробления руды: -20 , -10 и -5 мм. В производственных условиях в основном применяют дробление руды до крупности -10 мм, реже -5 мм или -20 мм. Характер распределения золота по классам крупности после дробления неравномерный — с обогащением мелких ($-0,5$ мм) фракций.

Влажность руды оказывает существенное влияние на показатели ее дробления и грохочения. Эффективное дробление и грохочение руды до крупности -20 , -10 и -5 мм возможно только при ее влажности менее 11 %. Возможно дробление руды фракции -30 мм при ее влажности менее 15 %, однако получаемая крупность рудного материала не обеспечивает необходимого качества окомкования и, как следствие, удовлетворительных показателей выщелачивания золота.

Для снижения исходной влажности руды на предприятиях КВ проводят ее предварительное подсушивание с перелопачиванием под навесами специальной конструкции.

Наличие в дробленой руде повышенного количества комкуемых классов ($-0,5$ мм) предопределяет необходимость проведения второго этапа рудоподготовки — окомкования руды с вяжущим для исключения негативного воздействия мелких классов на ее проницаемость. В качестве вяжущего при окомковании используют портландцемент марки 400, реже 500 без добавок, редко с добавками (20 %). Количество вяжущего зависит от крупности дробления и минерального состава руды и достигает у глинистых руд 10–15 кг/т. В качестве жидкой фазы в основном используют щелочные растворы цианида натрия (обеспечивается предварительное вскрытие золоторудной минерализации, существенно интенсифицируется процесс перевода золота в цианидные растворы), реже воду. Продолжительность окомкования руды с цементом и жидкой фазой зависит от конструкции агломератора и для используемых трубных моделей составляет не менее 3 мин, что обеспечивает образование устойчивых окатышей. Период созревания окатышей должен быть не менее 10 сут, что положительно влияет на солевой состав растворов и интенсифицирует процесс КВ.

ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ ЗОЛОТА

Как и большинство химических реакций, растворение золота весьма чувствительно к снижению температуры. Сезонные вариации скорости выщелачивания в конкретных условиях связаны с колебаниями температуры растворов от 4 °С (зимой) до 30 °С (летом). Считают (опыт работ, литературные источники), что скорость выщелачивания золота в зимний период снижается на 30–40 % от показателей, достигнутых в летний период.

Результаты кучного выщелачивания золота из окисленных окомкованных руд месторождений Муртыкты, Западно-Озерное, Кировское, Воронцовское рассмотрены в основном для единичного рудного объема (штабель, перколятор и т. д.) без подключения в процесс КВ новых объемов руды, так как в противном случае невозможно проследить динамику извлечения благородного металла во времени (или в зависимости от отношения жидкого к твердому) и другие зависимости. Условия рудоподготовки (дробление и окомкование) и ведение процесса кучного выщелачивания были близки.

Выщелачивание золота из руды, окомкованной с раствором цианида натрия. Дробление руды до класса -10 мм, количество цианида натрия в окомкованной руде — около 50 % общего удельного расхода реагента на 1 т руды.

Основные результаты выщелачивания золота на месторождении Муртыкты:

Исходное содержание Au, г/т	4,8
Максимальное извлечение Au в раствор, %	78,8
Остаточное содержание Au в кеке, г/т	1,02
Концентрация Au в растворах, мг/л:	
максимальная	30,5

минимальная	0,15
средняя	2,32
Ж:Т	1,632
Расход NaCN, кг/т	0,39
Средняя концентрация Au, мг/л, при извлечении:	
70 %	6,07
50 %	14,46
Ж:Т при извлечении Au:	
70 %	0,55
50 %	0,17

Процесс выщелачивания золота из окомкованной с раствором NaCN руды можно разделить на 3 периода. Первый период характеризуется как интенсивный. Уже в начале процесса были получены максимальные (пиковые) концентрации металла в жидкой фазе (Ж:Т $\approx 0,05$, извлечение Au составляло 30 %). После этого выходные концентрации золота резко снизились до 5,8–5,6 мг/л при общем невысоком Ж:Т, равном 0,2, и удовлетворительном (50–55 %) извлечении металла в жидкую фазу. Следующий период извлечения золота — от 50 до 70 % — является переходным (между интенсивным и экстенсивным) и характеризуется постепенным падением концентрации благородного металла до 1–1,05 мг/л, Ж:Т этого периода также невысокое — 0,35 при общем Ж:Т, равном 0,55. Третий период оценивается как экстенсивный и характеризуется высоким значением Ж:Т (1,08 при общем значении 1,63) и низкими, постепенно снижающимися концентрациями золота в растворах (от 1,2 до 0,2 мг/л) при средней концентрации за период всего 0,4 мг/л. Именно за счет третьего периода получена относительно невысокая средняя концентрация золота за весь эксперимент. Недоизвлечение золота в жидкую фазу связано с неполным окислением сульфидов, а также с неполным вскрытием рудной минерализации при дроблении руды до класса —10 мм.

В промышленных условиях выщелачивание золота из руд месторождения Муртыкты осуществляется с постепенным вводом в процесс единичных объемов окомкованной руды.

Дебит предприятия КВ по растворам колебался от 50 до 120 м³/ч. Средние концентрации золота в продуктивных растворах изменялись от 0,5 до 10 мг/л, преобладали 2–5 мг/л. Ежегодно добывали 200–350 кг золота. Выщелачивание золота проводили как сезонно (1996–1997 гг.), так и круглогодично (1998–1999 гг.).

Основные результаты выщелачивания золота на месторождении Западно-Озерное:

Исходное содержание Au, г/т	8,1
Максимальное извлечение Au в раствор, %	73,29
Остаточное содержание Au в кеке, г/т	2,17
Концентрация Au в растворах, мг/л:	
максимальная	37,6
минимальная	0,2
средняя	1,71
Ж:Т	3,47

Расход NaCN, кг/т	0,72
Средняя концентрация Au, мг/л, при извлечении:	
60 %	6,43
70 %	2,29
Ж:Т при извлечении Au:	
60 %	0,76
70 %	2,48

Динамика фильтрационного выщелачивания золота характеризуется наличием пика-максимума концентрации в начальный период процесса с последующим ее резким падением до 3,6–4 мг/л при Ж:Т, равном 0,34, извлечение золота из руды в этот период достигает 50 % исходного. Данный период выщелачивания характеризуется как интенсивный. Затем концентрация золота в жидкой фазе снижается до 1,1–1 мг/л, извлечение золота за период составляет 10 %, Ж:Т = 0,42. В дальнейшем происходит постепенное снижение концентрации золота до 0,3–0,2 мг/л, Ж:Т = 2,65, извлечение за период – 13 %. Данный период выщелачивания золота характеризуется как экстенсивный. Неэффективным является завершающий этап выщелачивания (в интервале извлечения золота 70–73 %), концентрация золота в растворе составляет всего 0,37–0,2 мг/л, Ж:Т = 0,93. Недоизвлечение золота связано с неполным вскрытием руды при дроблении (–10 мм) и неполным окислением сульфидов.

Интенсивность процесса КВ ниже, чем по месторождению Муртыкты, что связано со сложным составом руд месторождения Западно-Озерное.

Концентрация золота при работе нескольких рудных лент колебалась от 0,3 до 20 мг/л, преобладала на уровне 2–8 мг/л. В течение двух лет на месторождении добыто около 1000 кг золота.

Основные результаты выщелачивания золота на месторождении Кировское:

Руда	Богатая	Рядовая
Исходное содержание Au, г/т	13	4,87
Максимальное извлечение Au в раствор, %	76,5	65,14
Остаточное содержание Au в кеке, г/т	3,06	1,7
Концентрация Au в растворах, мг/л:		
максимальная	77,3	23
минимальная	0,18	0,14
средняя	7,11	2,39
Ж:Т	1,4	1,33
Расход NaCN, кг/т	0,235	0,34
Средняя концентрация Au, мг/л, при извлечении:		
50 %	65,6	35,7
70 %	10,96	–
Ж:Т при извлечении Au:		
50 %	0,1	0,26
70 %	0,22	–

Динамика фильтрационного выщелачивания золота из окисленной окомкованной с NaCN руды характеризуется наличием коротко-

го (по Ж:Т) пика-максимума концентраций золота в выходных растворах в начальный период выщелачивания, резким падением концентраций золота к моменту его извлечения в раствор на уровне 50–60 % и продолжительным периодом низких концентраций — до завершения процесса КВ.

По интенсивности извлечения золота в жидкую фазу из богатой руды выделяют 2 периода. Первый — интенсивный: извлечение золота из руды — 70 %, Ж:Т = 0,26; средняя концентрация золота — 35,7 мг/л. Второй — экстенсивный: извлечение золота за период около 7 %, Ж:Т = 1,3, средняя концентрация золота всего 0,71 мг/л.

По интенсивности извлечения золота в жидкую фазу из рядовой руды выделяют 3 периода. Первый — интенсивный: извлечение золота из руды — около 50 %, Ж:Т = 0,22, средняя концентрация золота в жидкой фазе — 10,96 мг/л. Второй — промежуточный: извлечение золота из руды — 10 %, Ж:Т = 0,31, средняя концентрация золота — 1,69 мг/л. Третий период — экстенсивный: извлечение золота — около 5 %, Ж:Т периода высокое — 1,86, средняя концентрация золота — всего 0,305 мг/л.

В целом интенсивность выщелачивания золота по месторождению Кировское является максимальной из всех рассматриваемых месторождений, что можно объяснить практическим отсутствием в рудах серебра и очень незначительной цианируемой долей металлов-примесей. Однако извлечение золота в цианидные растворы по месторождению составляет менее 80 %, что, по-видимому, связано с наличием в руде органического углерода, являющегося природным сорбентом.

Извлечение золота способом КВ на месторождении Кировское проводят третий год. По мере сооружения новых рудных лент их подключают в процесс выщелачивания и одновременно из процесса выводят ленты, где извлечение золота завершено. Выщелачивание осуществляется круглогодично с подогревом рабочих растворов. Дебит предприятия по растворам колеблется от 50 до 120 м³/ч, годовая добыча золота — от 400 до 500 кг.

Основные результаты выщелачивания золота на месторождении Воронцовское:

Руда	Смешанная	Из верхней части месторождения
Исходное содержание Au, г/т	6,68	3,63
Максимальное извлечение Au в раствор, %	95,3	92,55
Остаточное содержание Au в кеке, г/т	0,31	0,27
Концентрация Au в растворах, мг/л:		
максимальная	48	7,8
минимальная	0,17	0,11
средняя	3,29	1,3
Ж:Т	1,94	2,58
Расход NaCN, кг/т	0,85	1,5
Средняя концентрация Au, мг/л, при извлечении:		
60 %	23,05	6,6

70 %	18,34	4,79
80 %	12,43	2,58
90 %	6,61	1,7
Ж:Т при извлечении Au:		
60 %	0,16	0,33
70 %	0,255	0,53
80 %	0,43	1,02
90 %	0,91	1,92

Смешанная руда представлена перемещенной (50 %) и структурной (50 %) корами выветривания. Динамика фильтрационного выщелачивания золота из этой руды характеризуется наличием пика-максимума концентраций в выходных растворах в начальный период процесса КВ (до Ж:Т < 0,1) и достаточно высоким извлечением металла в жидкую фазу — около 44 %. Далее происходит падение концентрации до 10 мг/л при общем Ж:Т, равном 0,16, и извлечении золота в раствор около 60 %. Весь период с начала выщелачивания можно охарактеризовать как интенсивный. В последующий — промежуточный период извлечение золота составляет 20 % при общем его извлечении на уровне 80 %, концентрация металла падает до 2–1,7 мг/л, значение Ж:Т этого периода составляет 0,27 (при общем Ж:Т = 0,43). После этого наступает экстенсивный период извлечения золота — выходная концентрация изменяется от 2 до 0,17 мг/л при Ж:Т периода — 1,51 и общем Ж:Т, равном 1,9, извлечение золота за период составляет 15,3 %, причем наиболее непродуктивным является отрезок в интервале извлечения золота 90–95,3 %, когда концентрация металла в выходных растворах не превышает 0,8 мг/л с преобладанием 0,2–0,4 мг/л, а Ж:Т периода приближается к 1. В целом динамика фильтрационного выщелачивания золота из смешанного сорта руд месторождения Воронцовское характеризуется значительной интенсивностью, что связано с высокой степенью окисленности сульфидов и раскрытием золота в исследованной руде. Прогнозировать наличие описанной динамики цианидного выщелачивания на всю мощность развития зоны окисления на месторождении Воронцовское пока сложно, так как в настоящее время проводят только опытно-промышленные работы с переработкой в течение двух лет около 600 тыс. т руды из верхней части месторождения.

Отдельно была изучена окисленная руда самой верхней части месторождения, характеризующаяся повышенной глинистостью. Динамика фильтрационного выщелачивания золота из окисленной глинистой руды в целом близка к динамике фильтрационного выщелачивания металла из окисленной руды более глубоких горизонтов месторождения. В связи с меньшим содержанием золота в глинистой руде получены его меньшие концентрации в жидкой фазе.

Выщелачивание золота из руды, окомкованной с водой (без NaCN). Динамика такого выщелачивания отличается от динамики фильтрационного выщелачивания золота из руды, окомкованной с раствором NaCN.

Исследования проводили на руде месторождения Западно-Озерное. Сравнивали результаты двух экспериментов по выщелачиванию золота (в одном окомкование проводилось с водой, в другом — с раствором NaCN концентрацией 4 г/л). Остальные параметры рудоподготовки и выщелачивания были одинаковыми. Результаты опытов представлены ниже.

Жидкая фаза	Вода	Раствор NaCN
Максимальное извлечение Au в раствор, %	68,07	67,92
Концентрация Au в растворах, мг/л:		
максимальная	23	41
минимальная	0,14	0,11
средняя	3,2	4,92
Ж:Т	3,15	2,04
Расход NaCN, кг/т	1,41	1,71
Средняя концентрация Au, мг/л, при извлечении:		
50 %	12,94	20,17
60 %	9,46	14,6
Ж:Т при извлечении Au:		
50 %	0,53	0,308
60 %	0,89	0,541

При окомковании руды с водой пик-максимум концентрации золота в жидкой фазе наступает не в начальный период выщелачивания, как при окомковании руды с раствором NaCN, а после некоторого промежутка времени (Ж:Т \approx 0,25). Максимальная концентрация золота в растворе ниже (примерно в 1,8 раза) при окомковании руды с водой, чем при окомковании с раствором NaCN. В целом интенсивность процесса кучного выщелачивания золота при окомковании руды с водой примерно в 1,5 раза ниже, чем при окомковании с раствором NaCN (при равном извлечении золота из руды).

Результаты опытов по выщелачиванию золота из руды, окомкованной с водой и с раствором цианида натрия, показывают, что для обеспечения высокой интенсивности перевода золота в жидкую фазу необходимо окомкование руды с использованием в качестве жидкой фазы щелочных растворов NaCN.

В целом для окисленных руд месторождений Уральского региона можно руководствоваться следующими положениями.

Динамика фильтрационного выщелачивания золота зависит от наличия или отсутствия в жидкой фазе окомкования цианида натрия. Пик-максимум концентрации золота в жидкой фазе при окомковании руды с раствором NaCN наступает в начальный период выщелачивания, а при окомковании с водой — по прошествии некоторого периода времени (при Ж:Т = 0,2–0,3). Интенсивность процесса КВ на руде, окомкованной с раствором NaCN, выше, чем на руде, окомкованной с водой. В связи с этим введение в жидкую фазу окомкования цианида натрия широко используется в практике деятельности как зарубежных фирм, так и ОАО "МНПО "Полиметалл". По интенсивности выщелачивания золота из единичного объема ру-

ды, окомкованной с раствором цианида натрия, обычно выделяют 3 периода: интенсивный (короткий период — Ж:Т до 0,1–0,4 с максимальным извлечением золота в раствор за период на уровне 50–70 %, высокая концентрация золота в продуктивных растворах: средняя 10–20 мг/л, максимальная — до 70–80 мг/л); промежуточный (извлечение золота из руды за период — 10–30 %, Ж:Т — 0,2+ +0,5, средняя концентрация золота — 3–6 мг/л); экстенсивный (продолжительный — Ж:Т \geq 2, извлечение золота из руды за период — 5–20 %, концентрация золота в продуктивных растворах низкая — 2–0,2 мг/л, в среднем — 0,8–0,3 мг/л). Третий период выщелачивания на ряде месторождений является неэффективным, и целесообразность переработки растворов низкого качества следует определять экономическими показателями.

Общее извлечение золота из руды в цианидные растворы колеблется от 70 до 80 %, реже более и зависит от степени окисленности руды (по сульфидной сере), характера распределения и крупности золота в руде, наличия в ней природных сорбентов.

Для обеспечения работы предприятия кучного выщелачивания при концентрациях золота, близких к средним (2–10 мг/л), осуществляют постепенный ввод в эксплуатацию новых рудных штабелей (лент) и вывод из процесса КВ штабелей, где извлечение золота завершено.

Годовая производительность предприятия кучного выщелачивания по товарной руде зависит от общих запасов окисленных руд и колеблется от 100 тыс. до 300 тыс. т. На месторождении Воронцовское при выходе предприятия на проектную мощность предполагается перерабатывать около 700 тыс. т руды в год. Достигнутая годовая добыча золота по одному предприятию кучного выщелачивания составляет 250–600 кг.

ПОПУТНОЕ С ЗОЛОТОМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ СЕРЕБРА

Содержание серебра в товарной окисленной руде месторождений Уральского региона колеблется от 1–2 г/т (месторождение Кировское) до 100 г/т и более (месторождение Западно-Озерное).

Количество цианируемого серебра обычно ниже, чем золота, на 20–50 %, что связано с наличием в рудах серебра в минералах, которое не переходит в слабые (1–2 г/л) цианидные растворы. Цианид-ионы образуют стабильный комплексный анион с серебром — $\text{Ag}(\text{CN})_2^-$.

Выщелачивание серебра из руды, окомкованной с раствором цианида натрия. Динамика фильтрационного выщелачивания серебра из окомкованной с раствором NaCN руды в целом повторяет динамику фильтрационного выщелачивания золота растворами цианида натрия. Это — наличие пика-максимума концентраций в начальный период выщелачивания, резкое падение концентраций до уровня средних за опыт и медленное платообразное падение концентраций

серебра (I) в жидкой фазе до завершения извлечения золота из руды. Ниже рассмотрены результаты выщелачивания серебра из единичного объема руды на месторождениях Уральского региона.

Результаты выщелачивания серебра на месторождении Муртыкты:

Содержание в руде, г/т	14
Концентрация в растворе, мг/л:	
максимальная	51,6
минимальная	0,53
средняя	5,25
Максимальное извлечение, %	61,2
Ж:Т	1,63
Параметры при извлечении 50%:	
средняя концентрация, мг/л	14,23
Ж:Т	0,49

Исходное содержание серебра в руде в 2,92 раза выше, чем золота. Также выше (в 2,26 раза) средняя концентрация серебра (I) в продуктивном растворе. Однако извлечение его в жидкую фазу на 18 % ниже, чем золота, что связано с наличием в руде упорных для слабых цианидных растворов минералов серебра.

В процессе переработки окисленных руд месторождения Муртыкты средняя концентрация серебра (I) в продуктивных растворах при одновременной работе нескольких рудных штабелей составляла 3–15 мг/л. Ежегодная попутная добыча серебра была близка к добыче золота (300–600 кг).

Результаты выщелачивания серебра на месторождении Западно-Озерное:

Содержание в руде, г/т	102,9
Концентрация в растворе, мг/л:	
максимальная	266
минимальная	1,5
средняя	12,6
Максимальное извлечение, %	42,4
Ж:Т	3,47
Параметры при извлечении 40 % металла:	
средняя концентрация, мг/л	18,03
Ж:Т	2,14

Извлечение серебра в цианидные растворы существенно ниже, чем золота, соответственно ниже и интенсивность процесса кучного выщелачивания. Однако концентрация серебра (I) в жидкой фазе значительно выше, чем золота (I). Динамика фильтрационного выщелачивания серебра практически повторяет динамику фильтрационного выщелачивания золота.

При одновременной работе нескольких рудных лент средняя концентрация серебра (I) в продуктивных по золоту (I) растворах составляла 10–25 мг/л. Ежегодная добыча серебра в зависимости от количества перерабатываемой руды колебалась от 1 тыс. до 4 тыс. кг.

Результаты выщелачивания металлов на месторождении Кировское:

Руда месторождения характеризуется низким содержанием серебра — в основном ниже 2 г/т. Попутное извлечение серебра в жидкую фазу также незначительное — примерно в 4 раза ниже, чем золота:

Содержание в руде, г/т	1,4
Концентрация в растворе, мг/л:	
максимальная	2,7
минимальная	0,05
средняя	0,232
Максимальное извлечение, %	20,3
Ж:Т	1,4

Серебро на месторождении Кировское не представляет практического интереса в связи с низким содержанием в руде и в продуктивных по золоту (I) растворах.

Результаты выщелачивания серебра на месторождении Воронцовское:

Содержание в руде, г/т	6,7
Концентрация в растворе, мг/л:	
максимальная	17
минимальная	0,47
средняя	2,23
Максимальное извлечение, %	64,6
Ж:Т	1,94
Параметры при извлечении 50 % металла:	
средняя концентрация, мг/л	4,41
Ж:Т	0,76
Параметры при извлечении 60 % металла:	
средняя концентрация, мг/л	2,91
Ж:Т	1,38

При равных исходных содержаниях в руде извлечение серебра в цианидные растворы ниже (примерно на 30 %), чем золота, также ниже интенсивность процесса выщелачивания и средняя концентрация серебра (I) в жидкой фазе. Динамика выщелачивания серебра близка к динамике фильтрационного выщелачивания золота.

Ниже приведены результаты попутного выщелачивания серебра из сильно глинистой руды месторождения Воронцовское.

Содержание в руде, г/т	26,4
Концентрация в растворе, мг/л:	
максимальная	19,8
минимальная	3,08
средняя	3,09
Максимальное извлечение, %	30,2
Ж:Т	2,58

Динамика фильтрационного выщелачивания серебра цианидными растворами повторяет динамику фильтрационного выщелачива-

ния золота. Однако извлечение серебра в жидкую фазу примерно в 3 раза ниже, чем золота. Средняя концентрация серебра (I) в выходных растворах в 2,37 раза выше, чем золота, что находится в соответствии с его более высоким исходным содержанием в руде. Процесс извлечения из руды серебра не был завершен, так как эксперимент остановили в связи с окончанием выщелачивания золота.

Попутное выщелачивание серебра из руды, окомкованной с водой (без NaCN). Исследования проводили на руде месторождения Западно-Озерное. Ниже приведено сравнение результатов двух экспериментов по выщелачиванию серебра (окомкование руды с водой и с раствором NaCN).

Жидкая фаза	Вода	Раствор NaCN
Концентрация Ag в растворе, мг/л:		
максимальная	120	266
минимальная	1	1,5
средняя	25,34	12,6
Максимальное извлечение Ag в раствор, %	38,4	42,4
Ж:Т	3,15	3,47
Параметры при извлечении 35 % Ag :		
средняя концентрация, мг/л	34,18	41,4
Ж:Т	2,13	0,87

Динамика фильтрационного выщелачивания как серебра, так и золота из руды, окомкованной с водой, отличается от динамики фильтрационного выщелачивания серебра из руды, окомкованной с раствором NaCN . При окомковании руды с водой пик-максимум концентраций серебра в жидкой фазе наступает при значении Ж:Т, равном 0,77, а при окомковании с раствором NaCN — в начальный период эксперимента Ж:Т = 0,01+0,02. Максимальная концентрация серебра (I) в продуктивном по золоту (I) растворе в 2,2 раза ниже при окомковании руды с водой, чем при окомковании с раствором NaCN . Извлечение серебра из руды по двум экспериментам отличается незначительно (на 4 %). Интенсивнее (в 2,5 раза) серебро извлекается из руды, окомкованной с раствором NaCN , что хорошо видно при извлечении серебра на уровне 35 %.

Попутное извлечение серебра в целом по региону характеризуется следующим. Исходное содержание серебра в окисленных рудах обычно выше или равно исходному содержанию золота. Исключение составляет месторождение Кировское, где содержание серебра в руде существенно ниже, чем содержание золота. Попутно с золотом в цианидные растворы переходит часть находящегося в руде серебра, что в ряде случаев (месторождение Западно-Озерное и др.) повышает промышленную ценность месторождений.

Динамика фильтрационного выщелачивания серебра, как и золота, зависит от наличия или отсутствия в жидкой фазе окомкования цианида натрия. Пик-максимум серебра (I) в жидкой фазе при окомковании руды с раствором NaCN наступает в начальный пери-

од выщелачивания, а при окомковании с водой — значительно позже. Динамика фильтрационного выщелачивания серебра из окомкованной с раствором NaCN руды в целом повторяет динамику фильтрационного выщелачивания золота. Это — наличие пика-максимума в начальный период выщелачивания, резкое падение концентраций до уровня средних за эксперимент и плато низких концентраций металла — до завершения извлечения золота из руды. Динамика фильтрационного выщелачивания серебра из окомкованной с водой (без NaCN) руды отличается от динамики фильтрационного выщелачивания золота — в основном за счет несовпадения пика концентраций металлов. Пик-максимум концентраций по золоту (I) наступает раньше (по Ж:Т), чем по серебру (I).

Извлечение серебра из руды слабыми (0,5–2 г/л) растворами цианида натрия ниже, чем золота, на 20–50 % (по различным объектам), в основном ниже и интенсивность процесса выщелачивания. Это находится в соответствии с меньшим количеством в окисленных рудах цианируемого серебра. Средняя концентрация серебра в жидкой фазе зависит от доли цианируемого серебра в руде и обычно выше, чем концентрация золота, исключение составляет месторождение Кировское, где серебро не представляет практического интереса. Серебро попутно извлекают из продуктивных растворов на месторождениях Западно-Озерное, Муртыкты, Воронцовское.

ПОПУТНОЕ С ЗОЛОТОМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ МЕТАЛЛОВ-ПРИМЕСЕЙ

В процессе кучного выщелачивания золота в цианидные растворы переходит часть металлов-примесей, находящихся в руде, которые могут осложнять как передел продуктивных золотосодержащих растворов, так и экологическую ситуацию в районе функционирования предприятия КВ, требуя разработки специальных природоохранных мероприятий.

Металлы, перевод которых в жидкую фазу связан с наличием в растворах цианидов. Ниже рассмотрены данные по извлечению в цианидные растворы следующих металлов: Cu, Zn, Fe, Ni, Co, Cd, Cr, Se, Te, Hg.

Медь. Основные результаты попутного с золотом извлечения в цианидные растворы меди приведены в табл. 15.31.

Т а б л и ц а 15.31

Показатели попутного извлечения меди

Месторождение	Содержание Cu, г/т	Концентрация Cu, мг/л			Извлечение Cu, %	Ж:Т
		максимальная	минимальная	средняя		
Муртыкты	210	41,5	3,91	12,41	9,65	1,63
Западно-Озерное	350	166	3,59	17,56	17,39	3,47
Кировское	120	8,3	0,73	2,4	2,8	1,4
Воронцовское	160	222	3,8	24,71	29,92	1,94

Исходные значения содержания меди в окисленных рудах рассматриваемых месторождений различаются до 2,9 раза (максимальное — на месторождении Западно-Озерное, минимальное — на месторождении Кировское). Извлечение меди из руды и ее концентрация в продуктивных по золоту растворах зависят, с одной стороны, от исходного содержания в руде, а с другой — от цианируемого количества меди в руде. Попутное извлечение меди в цианидные растворы ниже, чем извлечение золота. Медь может оказывать негативное влияние на условия переработки продуктивных по золоту растворов. В связи с этим разработан и успешно применяется ряд технологических приемов, исключающих это негативное воздействие. При подключении в систему КВ нескольких рудных лент концентрации меди (I) в цианидных растворах близки к средним, указанным в табл. 15.31.

Основные результаты по выщелачиванию меди из руды, окомкованной с водой и раствором NaCN, приведены ниже.

Жидкая фаза	Вода	Раствор NaCN
Концентрация Cu в растворе, мг/л:		
максимальная	71,4	234
минимальная	4,15	4,08
средняя	24,71	45,03
Извлечение Cu, %	38,9	46
Ж:Т	3,15	2,04

Цинк. Основные результаты попутного с золотом извлечения цинка из окомкованной с NaCN руды приведены в табл. 15.32.

Исходное содержание цинка в окисленных рудах рассматриваемых месторождений имеет широкий диапазон значений (максимальное — на месторождении Муртыкты, где цинк является одним из полезных компонентов, минимальное — на месторождении Кировское, где содержания и других металлов-примесей являются минимальными). Концентрация цинка в продуктивных по золоту растворах зависит от исходного содержания металла и его цианируемой доли в окисленной руде.

Повышенные концентрации цинка (II) в продуктивных растворах осложняют сорбционный порог технологических растворов — на

Т а б л и ц а 15.32

Показатели попутного извлечения цинка

Месторождение	Содержание Zn, г/т	Концентрация Zn, мг/л			Извлечение Zn, %	Ж:Т
		максимальная	минимальная	средняя		
Муртыкты	14400	184	41,3	72,11	0,82	1,63
Западно-Озерное	450	90,5	2,01	8,91	6,87	3,47
Кировское	5	10	0,7	1,58	44,16	1,4
Воронцовское	700	85	14,4	32,95	9,1	1,94

стадии регенерации необходимо извлечение цинка (II) со смолы до десорбции золота.

В процессе переработки нескольких рудных штабелей способом КВ концентрации цинка (II) в цианидных растворах близки к средним, указанным по каждому месторождению (см. табл. 15.32). Извлечение цинка в продуктивные растворы в основном значительно ниже, чем золота.

Основные результаты попутного выщелачивания цинка из руды, окомкованной с водой и раствором NaCN, приведены ниже.

Жидкая фаза	Вода	Раствор NaCN
Концентрация Zn в растворе, мг/л:		
максимальная	30	90,5
минимальная	0,5	2,01
средняя	7,33	8,91
Извлечение Zn, %	5,1	6,87
Ж:Т	3,15	3,47

Железо. Основные результаты попутного с золотом извлечения железа в цианидные растворы приведены в табл. 15.33.

Исходное содержание железа в окисленных рудах месторождений Уральского региона максимальное из всех рассматриваемых металлов-примесей. Однако доля цианируемого железа и соответственно его средние концентрации в продуктивных растворах низкие. Железо не оказывает влияния на передел золотосодержащих растворов. Средние концентрации железа (II) в продуктивных растворах на предприятиях КВ при одновременной работе нескольких рудных штабелей (лент) близки к средним, указанным в табл. 15.33.

Никель, кобальт. Основные результаты попутного с золотом выщелачивания никеля представлены в табл. 15.34.

Максимальные значения содержания никеля в окисленных рудах установлены по месторождению Кировское. Доля цианируемого никеля в рудах всех месторождений низкая, соответственно фиксируются низкие (менее 1 мг/л) средние концентрации никеля в цианидных золотосодержащих растворах. Исключение составляет месторождение Кировское, где средняя концентрация никеля (II) в жидкой фазе достигает 2,49 мг/л при максимальных значениях до 12 мг/л.

Т а б л и ц а 15.33

Показатели попутного извлечения железа

Месторождение	Содержание Fe, г/т	Концентрация Fe, мг/л			Извлечение Fe, %	Ж:Т
		максимальная	минимальная	средняя		
Муртыкты	67400	3,77	0,5	1,27	0,0031	1,63
Западно-Озерное	207000	1,83	0,56	0,75	0,00126	3,47
Кировское	32000	0,47	0,21	0,29	0,001	1,4
Воронцовское	67000	2,1	0,32	0,62	0,0019	1,94

Т а б л и ц а 15.34

Показатели попутного извлечения никеля

Месторождение	Содержание Ni, г/т	Концентрация Ni, мг/л			Извлечение Ni, %	Ж:Т
		максимальная	минимальная	средняя		
Муртыкты	25	1,34	0,13	0,25	1,61	1,63
Западно-Озерное	34	2,59	0,1	0,225	2,3	3,47
Кировское	150	12	0,46	2,49	2,32	1,4
Воронцовское	25	1,5	0,1	0,212	1,65	1,94

Т а б л и ц а 15.35

Показатели попутного извлечения кобальта

Месторождение	Содержание Co, г/т	Концентрация Co, мг/л			Извлечение Co, %	Ж:Т
		максимальная	минимальная	средняя		
Муртыкты	40	0,19	0,09	0,1	0,41	1,63
Западно-Озерное	10	1,13	0,1	0,174	6,04	3,47
Кировское	35	1,2	0,05	0,352	1,41	1,4
Воронцовское	25	0,5	0,1	0,136	1,05	1,94

Установленные концентрации никеля (II) в продуктивных растворах не оказывают негативного влияния на извлечение золота любым из используемых способов.

Основные результаты попутного с золотом выщелачивания кобальта представлены в табл. 15.35.

Максимальное содержание кобальта в окисленной руде установлено по месторождению Муртыкты. Цианируемая доля и концентрации кобальта в продуктивных по золоту растворах низкие.

Кобальт не оказывает влияния на передел золотосодержащих растворов.

Хром, кадмий. Основные результаты попутного с золотом извлечения в цианидные растворы хрома приведены в табл. 15.36.

Содержание хрома в окисленных рудах месторождений Уральского региона колеблется от 50 до 500 г/т. Цианируемая доля хрома в руде низкая. Хром в жидкой фазе не оказывает влияния на переработку продуктивных по золоту растворов.

Т а б л и ц а 15.36

Показатели попутного извлечения хрома

Месторождение	Содержание Cr, г/т	Концентрация Cr, мг/л			Извлечение Cr, %	Ж:Т
		максимальная	минимальная	средняя		
Муртыкты	100	0,27	0,09	0,22	0,37	1,63
Западно-Озерное	50	—	—	0,1	0,409	3,47
Кировское	500	0,65	0,07	0,145	0,041	1,4
Воронцовское	50	0,34	0,042	0,094	0,364	1,94

Т а б л и ц а 15.37

Показатели попутного извлечения кадмия

Месторождение	Содержание Cd, г/т	Концентрация Cd, мг/л			Извлечение Cd, %	Ж:Т
		максимальная	минимальная	средняя		
Западно-Озерное	10	—	—	0,02	0,409	3,47
Кировское	300	0,018	0,001	0,0023	0,00104	1,4
Воронцовское	10	0,046	0,07	0,057	1,1	1,94

Основные результаты попутного с золотом извлечения в цианидных растворах кадмия приведены в табл. 15.37.

Содержание кадмия в окисленных рудах месторождений в основном низкое, максимальное значение зафиксировано по месторождению Кировское. Цианируемая доля кадмия в рудах ничтожна, что предопределяет его незначительные концентрации в продуктивных по золоту растворах. Кадмий в жидкой фазе не оказывает влияния на передел золотосодержащих растворов.

Селен, теллур. Основные результаты попутного с золотом извлечения в цианидные растворы селена приведены в табл. 15.38.

Содержание селена в окисленных рудах рассматриваемых месторождений имеет значительные колебания — минимальное значение зафиксировано на месторождении Воронцовское, максимальное — на месторождении Западно-Озерное. Доля цианируемого селена по большинству месторождений низкая, ей соответствует концентрация селена в продуктивных по золоту растворах (см. табл. 15.38). Иная картина наблюдается по месторождению Западно-Озерное, где средняя концентрация селена в цианидных растворах выше, чем золота. Извлечение селена в жидкую фазу составляет около 11 %.

Повышенное содержание селена в продуктивных золотосодержащих растворах месторождения Западно-Озерное существенно осложняло процесс их переработки. Для обеспечения нормальной сорбции золота осуществляли комплекс специальных мероприятий по выводу его из системы.

При окомковании руды с водой первым в цианидные растворы выходит селен, а затем золото.

Т а б л и ц а 15.38

Показатели попутного извлечения селена

Месторождение	Содержание Se, г/т	Концентрация Se, мг/л			Извлечение Se, %	Ж:Т
		максимальная	минимальная	средняя		
Западно-Озерное	1000	212	18,2	55,35	11,31	3,47
Кировское	250	0,17	0,022	0,045	0,025	1,4
Воронцовское	5	0,19	0,03	0,044	1,7	1,94

Показатели попутного извлечения теллура

Месторождение	Содержание Те, г/т	Средняя концентрация Те, мг/л	Извлечение Те, %	Ж:Т
Муртыкты	5	0,01	0,48	1,63
Западно-Озерное	5	0,015	0,65	3,47
Кировское	1	0,01	1,4	1,4
Воронцовское	5	0,012	0,5	1,94

Интенсивность процесса выщелачивания селена (как и золота) из руды, окомкованной с водой, ниже, чем из руды, окомкованной с раствором NaCN:

Жидкая фаза	Вода	Раствор NaCN
Концентрация Se в растворе, мг/л:		
максимальная	100	212
минимальная	11	18,2
средняя	31,52	55,35
Извлечение Se, %	9,92	11,31
Ж:Т	3,15	2,04

Основные результаты попутного с золотом извлечения в цианидные растворы теллура даны в табл. 15.39.

Исходное содержание теллура в окисленных рудах рассматриваемых месторождений низкое. Концентрация теллура в продуктивных растворах незначительна и не оказывает влияния на их передел.

Ртуть, марганец. Основные результаты попутного с золотом выщелачивания ртути даны в табл. 15.40.

Содержание ртути в окисленных рудах рассматриваемых месторождений в основном низкое, исключение составляет месторождение Западно-Озерное, где оно достигает 100–150 г/т. Поведение ртути в процессе цианирования определяется природой минералов, в которых она содержится. Обычно большая часть ртути находится в форме упорных соединений и не вскрывается цианидными рабочими растворами. Цианируемая часть ртути находится в растворе в форме $[Hg(CN)_4]^{2-}$.

Показатели попутного извлечения ртути

Месторождение	Содержание Hg, г/т	Концентрация Hg, мг/л			Извлечение Hg, %	Ж:Т
		максимальная	минимальная	средняя		
Муртыкты	2,57	3,2	0,2	0,611	38,83	1,63
Западно-Озерное	114	50	9,2	14,68	44,63	3,47
Кировское	0,58	0,85	0,05	0,06	3,4	1,4
Воронцовское	0,29	0,019	0,0011	0,0037	2,5	1,94

Таблица 15.41

Показатели попутного извлечения марганца

Месторождение	Содержание Mn, г/т	Концентрация Mn, мг/л			Извлечение Mn, %	Ж:Т
		максимальная	минимальная	средняя		
Кировское	200	0,019	0,005	0,0061	0,0043	1,4
Воронцовское	5300	0,09	0,005	0,019	0,00054	1,94

В соответствии с низким исходным содержанием в руде и соответственно низкой концентрацией в жидкой фазе ртуть по большинству объектов не осложняет передел продуктивных растворов. Однако на месторождении Западно-Озерное возник ряд проблем по ее выводу из технологических растворов.

При подключении в работу нескольких рудных лент концентрации ртути близки к средним, указанным в табл. 15.40.

Основные результаты попутного с золотом извлечения в цианидных растворах марганца даны в табл. 15.41.

Максимальное содержание марганца в окисленной руде установлено по месторождению Воронцовское. Цианируемая доля марганца в окисленных рудах ничтожна (см. табл. 15.41).

Марганец в цианидных растворах не оказывает влияния на передел продуктивных золотосодержащих растворов.

Элементы, перевод которых в жидкую фазу связан с повышенной щелочностью растворов. Ниже рассмотрены данные по попутному с золотом извлечению в цианидные растворы Pb, As, Sb.

Свинец, мышьяк. Основные результаты выщелачивания свинца даны в табл. 15.42.

Содержание свинца в окисленных рудах рассматриваемых месторождений зависит от металлогенической специализации первичных руд — минимальное по месторождению Кировское, максимальное — по месторождению Западно-Озерное. Количество извлекаемого в щелочные растворы свинца очень незначительно, в соответствии с этим низки концентрации свинца в продуктивных по золоту растворах.

Основные результаты выщелачивания мышьяка даны в табл. 15.43.

Таблица 15.42

Показатели попутного извлечения свинца

Месторождение	Содержание Pb, г/т	Концентрация Pb, мг/л			Извлечение Pb, %	Ж:Т
		максимальная	минимальная	средняя		
Муртыкты	1200	0,02	0,005	0,014	0,003	1,63
Западно-Озерное	6000	—	—	0,005	< 0,0001	3,47
Кировское	200	0,017	0,005	0,014	0,038	1,4
Воронцовское	110	—	—	0,05	0,009	1,94

Показатели попутного извлечения мышьяка

Месторождение	Содержание As, г/т	Концентрация As, мг/л			Извлечение As, %	Ж:Т
		максимальная	минимальная	средняя		
Муртыкты	5500	1,3	0,05	0,24	0,0071	1,63
Западно-Озерное	4500	2	0,036	0,25	0,019	3,47
Кировское	1400	0,68	0,11	0,29	0,034	1,4
Воронцовское	700	0,17	0,063	0,143	0,04	1,94

Содержание мышьяка в окисленных рудах месторождений золота Уральского региона в основном повышенное (максимальное по месторождениям Муртыкты и Западно-Озерное, минимальное по месторождению Воронцовское). Однако количество мышьяка, извлекаемого в жидкую фазу (щелочные растворы), очень незначительно.

Сурьма. Основные результаты попутного с золотом выщелачивания сурьмы приведены в табл. 15.44.

Сурьма, так же как и мышьяк, не образует в водных растворах цианидных комплексов. Ее переход в раствор связан с возникновением прочных комплексов цианидного аниона с катионом Me^+ , образующим, например, нерастворимую соль Me_3SbO_3 . Поэтому доля сурьмы в окисленных рудах рассматриваемых месторождений не существенна. Сурьма в продуктивных по золоту растворах не оказывает влияния на их переработку.

Таким образом, изучено поведение в процессе КВ 13 химических элементов. Величина извлечения в цианидные растворы всех металлов-примесей, а также мышьяка и сурьмы ниже, чем золота. Концентрации большинства металлов в продуктивных растворах ниже, чем золота, исключение составляют медь и цинк (кроме месторождения Кировское), а также селен и ртуть (месторождение Западно-Озерное), по которым установлены повышенные концентрации и которые оказывают негативное влияние на передел продуктивных растворов. В зависимости от способа переработки золотосодержащих растворов разработаны мероприятия по максимальному исключению повышенных содержаний металлов-примесей в готовой продукции. Перевод в жидкую фазу свинца, мышьяка и сурьмы связан с повышенной щелочностью цианидных растворов. Количество и концентрации этих металлов в растворах кучного выщелачивания незначительны. Они не

Таблица 15.44

Показатели попутного извлечения сурьмы

Месторождение	Содержание Sb, г/т	Средняя концентрация Sb, мг/л	Извлечение Sb, %	Ж:Т
Западно-Озерное	110	0,36	0,669	3,47
Воронцовское	48	0,005	0,02	1,94

оказывают негативного воздействия на передел продуктивных золото-содержащих растворов. Перевод в технологические (продуктивные) растворы части таких примесей, как свинец, ртуть, сурьма, кадмий, селен, мышьяк, требует их учета в процессе кучного выщелачивания по всем стадиям технологического процесса (от руды до готовой продукции) для разработки (при необходимости) природоохранных мероприятий в ходе эксплуатации и после завершения извлечения золота на стадии детоксикации остаточных цианидов и примесей.

КОНЦЕНТРАЦИИ РАСТВОРИМЫХ СОЛЕЙ В ПРОДУКТИВНЫХ РАСТВОРАХ, ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ КАЛЬЦИЯ И МАГНИЯ В ПРОЦЕССЕ КВ

В процессе кучного выщелачивания золота из окисленных руд Уральского региона проводили определение количества растворимых солей в выходных растворах (по сухому остатку), а также оценивали выщелачивание кальция и магния.

Суммарное количество растворимых солей в жидкой фазе при кучном выщелачивании золота зависит от минерального состава руд; минерализации воды, используемой для приготовления рабочих (выщелачивающих) растворов; состава и количества выпадающих атмосферных осадков; количества реагентов, используемых для приготовления рабочих растворов. Часть компонентов извлекается из продуктивных растворов при их переработке, снижая общую минерализацию маточных растворов, а часть — возвращается в оборот, увеличивая общую минерализацию растворов.

Для определения количества растворимых солей при выщелачивании золота была выполнена серия экспериментов на единичных объемах руды по каждому из рассматриваемых месторождений. Эксперименты осуществляли со сбросом выходных растворов. Для приготовления рабочих растворов использовали пресную воду (сухой остаток около 100 мг/л). Основные результаты экспериментов приведены в табл. 15.45.

Максимальное количество растворимых солей с 1 т руды и максимальные концентрации солей (по сухому остатку) зафиксированы по месторождению Западно-Озерное, минимальные — по месторождению Кировское, что находится в соответствии с минеральным со-

Таблица 15.45

Определение количества растворимых солей при выщелачивании золота

Месторождение	Сухой остаток, г/л			Количество растворенных солей с 1 т руды, кг	Ж:Т
	максимальный	минимальный	средний		
Муртыкты	3,8	0,68	1,3	2	1,63
Западно-Озерное	5,5	0,93	2,48	8,62	3,47
Кировское	5,92	1	1,44	2,02	1,4
Воронцовское	3,45	0,76	1,08	2,1	1,94

ставом руд, включая металлы-примеси, переходящие в щелочные цианидные растворы. В целом количество растворимых солей на рассматриваемых месторождениях небольшое.

В производственных условиях — при обороте технологических растворов и одновременной работе нескольких рудных лент с различным извлечением в жидкую фазу как золота, так и растворимых солей, вывода из технологических растворов части компонентов, частичного разубоживания растворов атмосферными осадками — реальная картина изменений общей минерализации технологических растворов более сложная. Общая минерализация оборотных растворов составляет по месторождению Муртыкты 8–15 г/л, по месторождению Западно-Озерное — 10–20 г/л, по месторождению Кировское 8–12 г/л (из-за повышенной минерализации подземных вод, используемых для приготовления рабочих растворов).

При повышении общей минерализации продуктивных растворов (более 15–18 г/л) необходимо проведение мероприятий по их частичной деминерализации (методы обратного осмоса, озонлиза и др.).

Выщелачивание кальция. В процессе кучного выщелачивания золота установлен перевод в жидкую фазу водорастворимых форм кальция. Основные результаты извлечения кальция в жидкую фазу представлены в табл. 15.46.

Максимальный вынос кальция зафиксирован по месторождению Западно-Озерное, минимальный — по месторождению Кировское.

Увеличение периода созревания окатышей перед процессом КВ (10 сут и более против 3 сут) интенсифицирует не только процесс выщелачивания золота, но и снижает удельный вынос кальция с 1 т окомкованной с цементом руды (не менее чем в 2 раза). Количество переводимого в жидкую фазу кальция снижается при уменьшении значения Ж:Т процесса выщелачивания золота.

Выщелачивание магния. Растворимость соединений магния существенно ниже растворимости соединений кальция, в связи с чем концентрация магния в продуктивных по золоту растворах меньше концентрации кальция. На растворимость соединений магния сильно влияют значения рН среды: повышенная щелочность растворов снижает количество магния, переводимого в жидкую фазу. Основные результаты извлечения магния в жидкую фазу представлены в табл. 15.47.

Т а б л и ц а 15.46

Показатели извлечения кальция

Месторождение	Концентрация Са, мг/л			Количество Са с 1 т руды, кг	Ж:Т
	максимальная	минимальная	средняя		
Муртыкты	571,5	30	152,81	227,6	1,63
Западно-Озерное	774,6	50	112	387,8	3,47
Кировское	678	62,7	103,56	145	1,4
Воронцовское	731,1	129,4	183,93	356,4	1,94

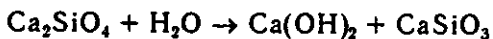
Показатели извлечения магния

Месторождение	Концентрация Mg, мг/л			Количество Mg с 1 т руды, кг	Ж:Т
	максимальная	минимальная	средняя		
Муртыкты	40,6	6,8	25,15	35	1,63
Западно-Озерное	56,6	2,5	8	27,83	3,47
Кировское	11,9	2,38	4,59	6,43	1,4
Воронцовское	66,3	14,28	38,93	75,32	1,94

Количество магния в продуктивных по золоту растворах незначительно.

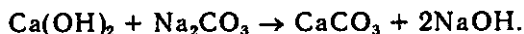
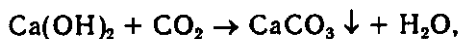
Мероприятия по предотвращению негативного воздействия солей жесткости на системы выщелачивания золота и переработки растворов. Часть кальция и магния осаждается в трубопроводах, орошающих устройствах, отстойниках, рудных штабелях, осложняя (в ряде случаев существенно) нормальное функционирование систем выщелачивания и переработки растворов. Анализ (рентгенофазовый метод) осадков, отлагающихся в шлангах и на стенках емкостей, показал, что они на 40–60 % состоят из карбоната кальция и гидроксида магния с примесью железа и алюминия (20–25 %). Осадки интенсивно реагируют с кислотами с выделением углекислого газа. Причинами поступления соединений кальция и магния в жидкую фазу с последующим их частичным отложением в осадок являются соли жесткости в воде, используемой для приготовления рабочих растворов, и растворенные соли кальция и магния, находящиеся в руде и цементе.

Растворимость основных соединений кальция достаточно высокая: CaCl_2 – 1020 г/л; $\text{Ca}(\text{HCO}_3)_2$ – 1,66 г/л; CaSO_4 – 2,036 г/л; $\text{Ca}(\text{OH})_2$ – 1,65 г/л. Растворимость MgCl_2 и MgSO_4 высокая, соответственно 545 и 355 г/л, однако растворимость $\text{Mg}(\text{OH})_2$ низкая – 0,006 г/л. В щелочных растворах (pH = 10–11 и более) магний из растворимых солей в основном переходит в нерастворимое соединение $\text{Mg}(\text{OH})_2$. Поэтому концентрация магния в растворах КВ повышается при понижении pH среды. Использование цемента при окомковании руды снижает содержание магния, так как ввиду гидролиза цементного камня:



технологический раствор еще более подщелачивается. При этом концентрация магния в технологических растворах определяется произведением растворимости солей магния и $\text{Mg}(\text{OH})_2$ и составляет несколько миллиграммов на литр.

При pH > 10,8 максимальная концентрация кальция в растворах определяется растворимостью $\text{Ca}(\text{OH})_2$, которая равна 1,6 г/л. Цианидные растворы, содержащие NaOH и гидроксид $\text{Ca}(\text{OH})_2$, медленно поглощают углекислый газ из воздуха:



В результате в системе КВ выпадает осадок, состоящий главным образом из CaCO_3 . Состав растворов при работе системы выщелачивания с их оборотом следующий, мг/л: Са — 700; Mg — 0,21; Na — 2100; К — 21.

В мировой практике и практике "МНПО "Полиметалл" применяют ряд приемов по исключению негативного воздействия на систему КВ солей жесткости, которые обеспечивают предотвращение выпадения из растворов солей жесткости в твердую фазу и образования плотных осадков в системах кучного выщелачивания золота и переработки растворов, для чего используют вещества-антидепрессанты.

По механизму воздействия на соли жесткости их подразделяют на антискаланты — вещества, обеспечивающие связывание в жидкой фазе ионов Ca^{2+} и Mg^{2+} и предупреждающие тем самым их осаждение; дисперсанты — вещества, предотвращающие образование плотных осадков солей жесткости, и полифункционалы. В качестве примера антискалантов можно назвать сульфаминат аммония, "Акремон", "Antiprex Plus"; дисперсантов — гексаметафосфат натрия; полифункционалов — "Катапол".

Для каждого месторождения необходимы специальные исследования по подбору марки, количества, а возможно, и комплекса веществ, необходимых для исключения негативного воздействия солей жесткости на выщелачивание золота и переработку растворов. Так, в частности, для месторождения Кировское, подземные воды которого обладают повышенной жесткостью, а для окомкования руды используется портландцемент 400, был подобран состав добавок, обеспечивающих подавление солей жесткости (до Ж:Т $\geq 2,5$), состоящий из "Катапола" — 10 мг/л и гексаметафосфата натрия — 10 мг/л при удельном расходе каждого 2,1 г/т.

Положительные результаты по подавлению солей жесткости на месторождении Воронцовское получены при использовании "Antiprex Plus" (10 мг/л).

В целом выполненные исследования показали, что количество растворимых солей в растворах кучного выщелачивания зависит от минерального состава руды, цианируемой доли металлов-примесей, состава и количества цемента, используемого при окомковании руды, способа переработки продуктивных растворов и ряда других факторов. Использование цемента в качестве вяжущего предопределяет повышенный вынос в технологические растворы КВ кальция и магния. Концентрации кальция в жидкой фазе существенно выше концентраций магния, что находится в соответствии с растворимостью их соединений. Присутствие в продуктивных растворах каль-

ция и магния приводит к осаждению солей жесткости в системах КВ и переработки растворов. Для снижения негативного воздействия солей жесткости необходимы увеличение продолжительности созревания окомкованной руды и использование антидепрессантов в растворах кучного выщелачивания.

ПЕРЕРАБОТКА ПРОДУКТИВНЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РАСТВОРОВ

Получаемые в результате кучного выщелачивания золотосодержащие растворы обычно содержат от 1 до 20 мг/л Au (I) и перерабатываются в ОАО "МНПО "Полиметалл" двумя принципиально различными методами:

- сорбцией Au (I) на ионообменной смоле с последующей десорбцией и электрохимическим выделением;
- цементацией металлического золота на пудре металлического цинка.

Сорбционную технологию применяли на месторождениях Муртыкты, Кировское и Западно-Озерное. На предприятиях всегда поддерживали производительность подачи растворов на колонну, равную 3,5–4 удельным объемам в час. В табл. 15.48 приведены значения среднего содержания основных элементов в смоле.

В пределах чувствительности метода атомно-сорбционной спектроскопии (ААС) не установлено наличие в фазе смолы таких элементов, как As (III), Sb (III), Te (IV), Tl (I).

В табл. 15.49 и на рис. 15.25 приведены данные по распределению трех элементов Au (I), Ag (I) и Hg (II) по высоте колонны (вся колонна, имеющая высоту 8 м и диаметр 2 м, разбита на 5 одинаковых зон высотой 1,6 м каждая, раствор подают в зону I). Средние концентрации в продуктивном растворе, мг/л: Au – 1,9; Ag – 14,1; Hg – 16,3.

Таблица 15.48

Месторождение	Среднее содержание металлов в смоле, мг/г							
	Au	Ag	Cu	Zn	Ni	Fe	Co	Hg
Муртыкты	4,2	2,7	2,4	25	0,7	0,45	0,2	–
Западно-Озерное	1,6	1,17	3,46	9,4	0,7	0,4	0,1	34
Кировское	3,2	0,33	15,3	9,7	1,8	2,5	0,7	–

Таблица 15.49

Распределение элементов по высоте колонны

Зона колонны	Содержание металлов в смоле, мг/г		
	Au (I)	Ag (I)	Hg (II)
I	1,25	1,17	34
II	1,63	2,34	30,3
III	1,65	2,96	19
IV	0,53	7,46	4,8
V	0,21	5,62	1,2

Как следует из рис. 15.25, анион $[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$ "сдвигает" зону сорбции аниона $[\text{Ag}(\text{CN})_2]^-$ вверх по колонне. В свою очередь, анион $[\text{Hg}(\text{CN})_4]^{2-}$ депрессирует сорбцию как Au (I), так и Ag (I), что видно из сопоставления данных табл. 15.49.

Кислотная десорбция примесей ионов цветных металлов.

Стандартная процедура отмывки смолы от сорбированных примесей цветных металлов заключается в пропускании через нее со скоростью 1–1,5 удельных объема в час нагретого до 45–40 °С раствора, содержащего 30–60 г/л H_2SO_4 . Отмывка длится обычно 4–6 ч. Состав десорбирующего раствора и режим десорбции примесей изменяются только в том случае, если в смоле присутствует значительное количество ртути (II).

Следует подчеркнуть, что емкость смолы по свободному аниону CN^- в большинстве случаев составляет ~170 мг/г. Поэтому десорбция сопровождается обильным выделением HCN , что делает необходимым применение мер безопасности. В качестве примера в табл. 15.50 приведен состав смолы и растворов после кислотной десорбции примесей (месторождение Кировское).

В случае если десорбции примесей подвергали смолу, содержащую значительное количество ртути (II) (месторождение Западно-Озерное), использовали смесь HNO_3 (20 г/л по 56%-ному раствору с плотностью 1340 кг/м³) и H_2SO_4 (70 г/л). Температура десорбции 45–50 °С, скорость подачи элюента – 1 удельный объем в час, время десорбции – 6 ч. В табл. 15.51 приведены результаты десорбции ртути (II), золота (I) и серебра (I) со смолы, содержащей 1,9 % Hg (II).

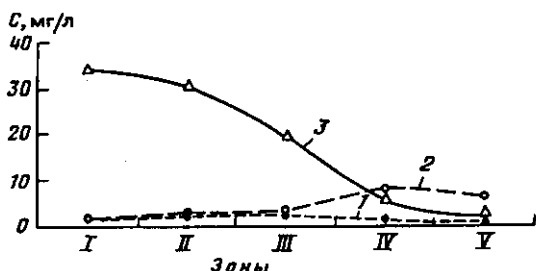


Рис. 15.25. Распределение концентрации металлов C по высоте сорбционной колонны, заполненной смолой "Россион-12":

1 – Au (I); 2 – Ag (I); 3 – Hg (II)

Таблица 15.50

Состав смолы и растворов

Показатель	Металл						
	Ni	Cu	Zn	Fe	Co	Ag	Au
Концентрация металлов в растворе после кислотной отмывки, мг/л	89	354	345	4,45	0,05	0,22	< 0,1
Содержание металлов в смоле после кислотной десорбции примесей, мг/г	0,12	7,9	2,32	0,28	0,7	0,32	3,23
Степень десорбции примесей со смолы, %	98	48	74	3,6	–0	1	0

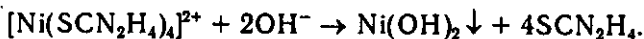
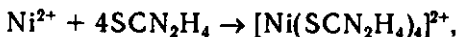
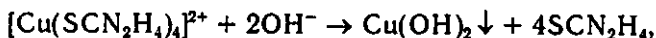
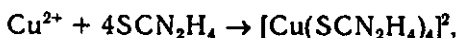
Результаты десорбции металлов со смолы

Металл	Концентрация металла в растворе, мг/л, при числе пропущенных удельных объемов элюента					
	1	2	3	4	5	6
Hg (II)	640	2850	3650	1130	800	700
Ag (I)	0,45	0,27	0,1	< 0,1	0,8	2,6
Au (I)	< 0,1	0,14	0,11	0,29	0,36	0,29

После десорбции ртути (II) со смолы последнюю промывали водой (1 удельный объем в час, 4 ч) и анализировали. Остаточное содержание ртути (II) в смоле составляло $2 \cdot 10^{-4}$ %. Как следует из табл. 15.51, потери золота (I) и серебра (I) при такой десорбции минимальны. Попытки десорбировать ртуть со смолы с помощью H_2SO_4 (без HNO_3) не дали необходимой степени отмывки: остаточное содержание ртути в смоле в тех же условиях составляло около 170 г/т.

Если использовать для этих же целей смесь, содержащую 40 г/л NaCN и 10 г/л NaOH, то содержание ртути (II) в смоле уменьшается еще медленнее. После пропускания шести удельных объемов подобного раствора со скоростью 1 удельный объем в час содержание Hg (II) в смоле уменьшилось с 1,9 до 1,4 %. Кроме того, наблюдали сильную десорбцию серебра (I) со смолы, что делает данную рецептуру непригодной для практического использования. Десорбат, характеризующийся значительным количеством ртути (II), поступал на узел электрохимической очистки. Очищенный от ртути (II) раствор доукрепляли по HNO_3 и H_2SO_4 и возвращали в процесс десорбции примесей.

В случае если в десорбате нет ртути (II), его доукрепляют по H_2SO_4 и вновь используют в процессе. При накоплении значительного количества солей цветных металлов, прежде всего Zn (II) и Cu (II), растворы смешивали с отработанным тиомочевинным электролитом и подщелачивали до pH = 9-10,5. В результате происходило осаждение $Cu(OH)_2$, $Zn(OH)_2$, $Fe(OH)_2$ и других гидроксидов в соответствии с уравнениями:



Осадки отделяют от растворов фильтрованием. Очищенные растворы используют для приготовления агломератов. Результаты очистки растворов с помощью тиомочевины (на месторождении Кировское) представлены далее.

Элемент	Cu (II)	Zn (II)	As (V)	Fe (III)	Ni (II)	Co (II)
Концентрация элемента, мг/л:						
в исходном растворе	22	532	0,51	3,8	6,8	0,1
в растворе после очистки	1,31	1,29	0,05	0,5	0,26	< 0,1

Десорбция серебра (I) и золота (I). Стандартная операция десорбции золота (I) и серебра (I) со смолы представляет собой подачу на колонну, насыщенную тиомочевинной, подкисленного (50–60 г/л H_2SO_4) раствора тиомочевинны (50 г/л). Скорость подачи обычно составляет 0,75–1 удельных объема элюента в час. Для практически полной десорбции Au (I) и Ag (I) со смолы достаточно пропустить 6–8 удельных объемов элюента. Для колонн с отношением диаметра к высоте, равным 1:4, экспериментально установлено, что при использовании элюента указанного состава выполняется условие практически полной десорбции Au (I) и Ag (I), которое в математической форме можно записать как $v_{уд} = 6-8$, где $v_{уд}$ – скорость подачи элюента, удельных объемов в час. В табл. 15.52 приведены результаты анализа элюатов и остаточных содержаний Au (I), Ag (I) и цветных металлов в смоле.

Как следует из представленных данных, практически все металлы десорбируются со смолы в результате кислотной отмывки и тиомочевинной десорбции золота (I) и серебра (I). Ниже показана кинетика десорбции Au (I) и Ag (I) со смолы (месторождение Западно-Озерное):

Число удельных объемов элюента	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Концентрация, мг/г:										
Au	11,4	130	167	144	120,4	93,9	53,3	42,8	40,5	27,8
Ag	222	256	230	140	75,6	41,8	18,8	9,96	6,77	3,55

Т а б л и ц а 15.52

Результаты анализа

Месторождение	Концентрация в элюате, мг/л							
	Au	Ag	Cu	Zn	Ni	Fe	Co	Hg
Западно-Озерное	109	79	13,6	3,3	1,6	3,4	0,24	4,2
Кировское	144	18,3	146	0,8	2,68	22	< 0,1	–
Муртыкты	234	89	17	22	0,7	7,1	–	–

О к о н ч а н и е т а б л. 15.52

Месторождение	Содержание в смоле, мг/г							
	Au	Ag	Cu	Zn	Ni	Fe	Co	Hg
Западно-Озерное	0,15	0,04	0,02	0,3	0,1	0,2	0,14	0,0002
Кировское	0,19	0,18	< 0,1	< 0,1	< 0,1	0,8	0,7	–
Муртыкты	0,21	0,01	< 0,1	0,1	< 0,1	0,4	–	–

Первая порция элюата обогащена серебром (I) и бедна золотом (I), что в принципе позволяет разделить выходящий элюат на "серебряный" и "золотой". Из первого в электролизере может быть получен сплав с преимущественным содержанием серебра, из второго — сплав Доре с более высоким содержанием золота.

С учетом того, что смола после отмывки водой и щелочной перезарядки вновь поступает на сорбцию Au (I) и Ag (I), а тиомочевинный раствор является оборотным, оказалось экономически целесообразным ограничиться пропусканьем 6 удельных объемов элюента через смолу.

Дальнейшую переработку элюатов осуществляют электрохимическими методами.

Цементацию используют для переработки растворов кучного выщелачивания золота и серебра на месторождениях Воронцовское, Муртыкты, Кировское.

Месторождение Воронцовское. В табл. 15.53 приведены концентрации элементов в продуктивном растворе, поступающем на узел цементации (с учетом накопления металлов-примесей):

Для растворов данного состава приняты следующие условия ведения процесса цементации:

- значение показателя pH — 10,8–11,5;
- концентрация свободного NaCN — 0,5 — 1 г/л;
- средний расход цинка на осаждение 1 г благородных металлов — 7 г;

Т а б л и ц а 15.53

Концентрации элементов в продуктивном растворе

Элемент	Диапазон концентраций, мг/л	Средняя концентрация, мг/л	Элемент	Диапазон концентраций, мг/л	Средняя концентрация, мг/л
Au	0,5–32	2,67	Zn	20–150	37,5
Ag	0,5–37,5	3,2	Ni	0,1–1	0,22
Fe	2–5	2,6	Co	0,1–1	0,24
Cu	5–50	17,7	As	0,1–1,2	0,3

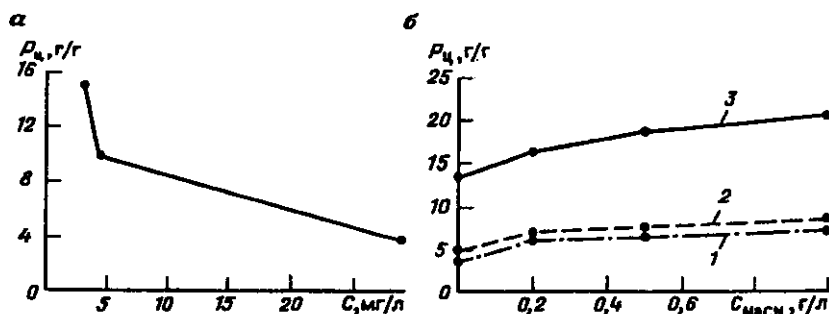


Рис. 15.26. Зависимость удельного расхода цинковой пыли $P_{\text{ц}}$ от суммарной концентрации благородных металлов C при концентрации свободного NaCN, равной 0,2 г/л (а) и концентрации свободного цианида натрия C_{NaCN} (б): 1–3 — растворы №№ 1–3 соответственно

• для улучшения фильтрации продуктивных растворов в цинковую пыль добавляют до 10 % диатомовой земли.

Также установлены зависимости расхода цинковой пыли от суммарной концентрации благородных металлов и концентрации цианида натрия для растворов различного состава (рис. 15.26). Так, раствор № 1 соответствует по своему составу продуктивным растворам в начальный период эксплуатации участка КВ; раствор № 2 — в основной период работы участка КВ; раствор № 3 — в зимний период работы участка КВ.

Ниже приведен состав цинковых цементатов, получаемых при переработке растворов КВ на месторождении Воронцовское.

Компонент	Au	Ag	Cu	Zn	Fe	Cr, Ni, Co и др.	Перлит (диатомовая земля)
Содержание, %:							
ориентировочное	2-20	2-20	1-10	50-90	0,5-5	0,1-0,2	0-50
среднее	7,09	8,48	4,73	59,93	1,22	0,08	18,54

Месторождение Западно-Озерное. Ниже приведены концентрации элементов в продуктивном растворе, поступающем на узел цементации (с учетом накопления металлов-примесей).

Элемент	Au	Ag	Cu	Zn	Hg	Pb
Средняя концентрация, мг/л ...	1,2	24	18,7	220	9,5	<0,05

Элемент	Co	Ni	Fe	Mn	Cd	Se
Средняя концентрация, мг/л ...	0,54	—	8	—	—	331

Для растворов данного состава приняты следующие условия ведения процесса цементации:

- значение показателя pH — 10,5—11,5;
- концентрация свободного NaCN — 0,2—0,7 г/л;
- средний расход цинка на осаждение 1 г благородных металлов — 3 г;
- активация цинковой пыли является необязательной, так как продуктивные растворы содержат значительное количество ртути;
- для улучшения фильтрации продуктивных растворов в цинковую пыль добавляют до 10 % диатомовой земли.

Состав цинковых цементатов, получаемых при переработке растворов КВ на месторождении Западно-Озерное:

Компонент	Au	Ag	Cu	Zn
Содержание, %:				
ориентировочное	0,5-5	10-80	0,1-5	5-70
среднее	0,98	19,91	0,86	28,17

Компонент	Fe	Hg	Se	Перлит (диатомовая земля)
ориентировочное	0,5-5	1-15	0-6	0-50
среднее	0,02	9,37	4,18	36,55

Месторождение Кировское. В табл. 15.54 приведены концентрации элементов в продуктивном растворе, поступающем на узел цементации (с учетом накопления металлов-примесей).

Концентрации элементов в продуктивном растворе

Металл	Диапазон концентраций, мг/л	Средняя концентрация, мг/л	Металл	Диапазон концентраций, мг/л	Средняя концентрация, мг/л
Au	0,2–32	3	Zn	0,7–250	158
Ag	0,01–2,5	0,27	Ni	0,02–9,6	1,82
Fe	0,21–7,3	2,72	Co	0,01–2,6	0,6
Cu	0,69–56	17,8	As	0,01–0,68	0,48

Для растворов данного состава приняты следующие условия ведения процесса цементации:

- значение показателя pH – 10,5–11,5;
- концентрация свободного NaCN – 0,2–0,5 г/л;
- средний расход цинка на осаждение 1 г благородных металлов – 20 г;
- для увеличения степени извлечения благородных металлов в цинковый цементат в продуктивные растворы искусственно вводят обратное серебро до достижения соотношения Ag:Au не менее двух;
- для улучшения фильтрации продуктивных растворов в цинковую пыль добавляют до 10 % диатомовой земли.

Ниже приведен состав цинковых цементатов, получаемых при переработке растворов КВ на месторождении Кировское.

Компонент	Au	Ag	Cu	Zn
Содержание, %:				
ориентировочное	2–10	2–20	0,2–8	50–90
среднее прогнозное	8,7	0,17	5,37	67,61
Компонент	Fe	Cr, Ni, Co и др.	Перлит (диатомовая земля)	
Содержание, %:				
ориентировочное	0,01–1,5	0,01–0,5	0–50	
среднее прогнозное	0,82	0,1	17,23	

Кислотная разварка цинковых цементатов. Цинковые осадки, при содержании в них благородных металлов более 10 %, могут быть направлены на пирометаллургический передел без специальной подготовки. Когда суммарное содержание золота и серебра в осадке меньше 10 %, их пирометаллургическая переработка без предварительного обогащения методом кислотной разварки может оказаться нецелесообразной.

Кислотную разварку цинковых цементатов обычно проводят с использованием серной, соляной, азотной или сульфаминовой кислот. В ОАО "МНПО "Полиметалл" были проведены исследования по кислотной разварке цинковых цементатов, результаты которых представлены в табл. 15.55.

Видно, что лучших результатов (максимальное содержание золота в осадке после разварки) удается добиться при использовании азотной и сульфаминовой кислот. Однако при использовании этих

Результаты кислотной разварки цинковых цементатов

Материал	Содержание, %				
	в исходном цементате	в цементате после разварки 15%-ной кислотой			
		серной	соляной	азотной	сульфаминовой
Золото	6,1	27,9	27,9	36,8	29,4
Серебро	5,1	23,4	23,3	7,2	24,8
Медь	0,2	0,7	0,6	0,3	1,2
Цинк	79,8	6,9	7,3	3	2,4
Другие металлы-примеси	0,4	1,4	1,1	0,3	0,5
Перлит	8,7	39,7	39,7	52,4	41,8

кислот происходит частичное растворение серебра (при использовании азотной кислоты — до 80 %, а сульфаминовой — до 5 %). Другим недостатком использования указанных кислот для обогащения цинковых осадков по благородным металлам является их высокая стоимость. Поэтому с технологической и экономической точек зрения наиболее предпочтительным выглядит использование для кислотной разварки растворов серной кислоты.

Для разварки цементата серной кислотой применяют чаны из титана марки ВТ 1.0. Перемешивание осуществляется импеллерными мешалками или сжатым воздухом. Температура процесса разварки 60–80 °С. Процесс выщелачивания протекает бурно и сопровождается пенообразованием. Чаны закрывают колпаками, присоединенными к вытяжной вентиляционной системе. По окончании растворения пульпу фильтруют, золотосодержащий осадок промывают водой (Ж:Т = 15) и передают на пирометаллургический передел.

Таким образом, для доводки бедных цинковых цементатов (суммарное содержание золота и серебра менее 10 %) до кондиций, необходимых для пирометаллургического передела, целесообразно проводить двухстадийную разварку 15%-ной серной кислотой в чанах из титана марки ВТ 1.0 с последующей промывкой полученных осадков технической водой.

Сравнивая два исследованных альтернативных варианта, следует отметить, что процесс цементации золота и серебра на цинке более прост и характеризуется меньшим числом технологических операций. Кроме того, при использовании МК-процесса возможно применение готовых модульных установок.

Вторым недостатком сорбционной технологии является то, что скорость сорбции золота на смолу сильно зависит от температуры раствора. При температуре растворов ниже 12°С процесс сорбции резко замедляется, а при 5 °С вообще прекращается. В результате возникает необходимость нагревать растворы в холодное время года, которое в условиях месторождений Уральского региона составляет 7–8 месяцев в году.

Недостатком сорбционной технологии также является обязательное использование кислых растворов (стадии десорбции цветных металлов, десорбции золота и серебра). Применение кислых тиомочевинных растворов обуславливает необходимость применения титановой аппаратуры. Также образуются кислые сбросные растворы, которые необходимо собирать и обезвреживать отдельно от цианидных стоков. В результате увеличивается число отстойников и усложняется технология обезвреживания сточных вод.

Количество кислых стоков, образующихся в процессе разварки цинкового цементата, при одной и той же производительности по золоту, не менее чем в 15 раз ниже, чем в варианте применения сорбционной технологии.

На основании вышеизложенного для переработки продуктивных растворов кучного выщелачивания в ОАО "МНПО "Полиметалл" широко применяют способ цементации благородных металлов с использованием цинковой пыли (Меррил-Кроу-процесс).

ПУТИ ОПТИМИЗАЦИИ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЗОЛОТА (УСЛОВИЙ РУДОПОДГОТОВКИ И ВЕДЕНИЯ ПРОЦЕССА КВ)

В результате многолетних исследований и опыта работ (1996–2000 гг.) по добыче золота на месторождениях Уральского региона установлена зависимость процесса кучного выщелачивания от следующих показателей:

- степени дробления окисленной руды;
- расхода цианида натрия при окомковании руды;
- расхода вяжущего при окомковании руды;
- продолжительности процесса окомкования руды;
- продолжительности выстаивания руды перед процессом КВ;
- интенсивности орошения руды рабочими растворами;
- длины пути фильтрации технологических растворов;
- продолжительности временной работы системы выщелачивания с оборотом растворов без извлечения золота;
- продолжительности временного прекращения орошения руды рабочими растворами;
- исходного содержания золота в руде.

Ниже рассмотрено влияние каждого из указанных показателей на процесс кучного выщелачивания золота.

Влияние степени дробления руды на извлечение золота в жидкую фазу. В результате многочисленных экспериментов установлено, что степень дробления окисленной руды месторождений Уральского региона влияет на показатели извлечения золота в цианидные растворы и интенсивность процесса КВ и, следовательно, на среднюю концентрацию металла в жидкой фазе.

Месторождение Муртыкты. Исследованы 2 варианта дробления руды (–20 и –10 мм). Остальные параметры рудоподготовки и ведения процесса выщелачивания были близки:

Класс дробления руды, мм	-20	-10
Исходное содержание Au, г/т	4,9	4,8
Концентрация Au в растворах, мг/л:		
максимальная	16	23,4
минимальная	0,14	0,16
средняя	1,62	2,16
Извлечение Au в раствор, %	78,5	78,3
Ж:Т	2,4	1,7
Расход NaCN, кг/т	0,28	0,32
Параметры при извлечении 70 % Au:		
средняя концентрация Au, мг/л	2,97	5,8
Ж:Т	1,125	0,581

При равной степени извлечения золота из руды по пробе с меньшей степенью дробления получены более высокие интенсивность процесса и средняя концентрация золота в выходном растворе. Данный эффект особенно проявляется при сравнении результатов на момент извлечения 70 % металла.

Месторождение Кировское. Исследованы три варианта дробления руды (-20, -10, -5 мм). Остальные параметры рудоподготовки и ведения процесса выщелачивания были близки:

Класс дробления руды, мм	-20	-10	-5
Исходное содержание Au, г/т	8,6	8,3	8,6
Концентрация Au в растворах, мг/л:			
максимальная	21,7	36	30
минимальная	0,26	0,51	0,43
средняя	3,19	3,93	4,29
Извлечение Au в раствор, %	66,44	73,57	77,73
Ж:Т	1,79	1,68	1,64
Расход NaCN, кг/т	0,39	0,34	0,39
Параметры при извлечении 60 % Au:			
средняя концентрация Au, мг/л	7,77	9,17	14,4
Ж:Т	0,66	0,46	0,32

Уменьшение степени дробления руды повышает интенсивность выщелачивания золота и его среднюю концентрацию в жидкой фазе, что четко видно по показателям, достигнутым при извлечении Au, равном 60 %.

Месторождение Воронцовское. Исследованы два варианта дробления руды (-10 и -5 мм). Остальные параметры рудоподготовки и ведения процесса были близки. Основные результаты эксперимента:

Класс дробления руды, мм	-10	-5
Исходное содержание Au, г/т	6,68	6,8
Концентрация Au в растворах, мг/л:		
максимальная	48	52
минимальная	0,17	0,18
средняя	3,29	5,47
Извлечение Au в раствор, %	95,3	91,85
Ж:Т	1,94	1,14
Расход NaCN, кг/т	0,85	0,65

Параметры при извлечении 60 % Au:		
средняя концентрация Au, мг/л	23,58	29,96
Ж:Т	0,17	0,1
Параметры при извлечении 80 % Au:		
средняя концентрация Au, мг/л	11,12	31,67
Ж:Т	0,42	0,17

Уменьшение степени дробления руды значительно повышает интенсивность выщелачивания золота и среднюю концентрацию металла в жидкой фазе.

Влияние количества цианида натрия в жидкой фазе окомкования на показатели выщелачивания золота. Как известно, подача NaCN в жидкую фазу окомкования улучшает вскрываемость золотосодержащих руд и повышает интенсивность процесса фильтрационного выщелачивания золота, что было подтверждено в процессе работ на рудах месторождений Уральского региона.

Месторождение Муртыкты. Эксперименты проводили при равной исходной влажности руды (около 5 %) и равном содержании золота в руде (4,8 г/т). В первом эксперименте концентрация NaCN в жидкой фазе составляла 0,5 г/л (19 % общего удельного расхода на 1 т руды), во втором — 4 г/л (79 % общего удельного расхода на 1 т руды). Другие условия окомкования — вязущее, продолжительность пребывания окатышей в барабане, а также плотность орошения руды были близкими. Основные результаты экспериментов:

Концентрация NaCN в жидкой фазе, г/л	0,5	4
Концентрация Au в растворах, мг/л:		
максимальная	7,18	15,9
минимальная	0,21	0,22
средняя	0,96	1,44
Извлечение Au, %	60,2	72,5
Ж:Т	3	2,4
Расход NaCN, кг/т	0,27	0,42
Параметры при извлечении 50 % Au:		
средняя концентрация Au, мг/л	3,13	6,19
Ж:Т	0,541	0,416

Эксперименты были остановлены при концентрации золота в выходящем растворе на уровне 0,2 мг/л. Повышение в 8 раз количества NaCN в жидкой фазе окомкования увеличивает на 12 % извлечение золота из руды и в 1,5 раза — среднюю концентрацию металла в жидкой фазе. Одновременно в 1,5 раза увеличивается удельный расход реагента на 1 т руды, что в первую очередь связано с тем, что часть NaCN осталась невостребованной в руде, и концентрацию NaCN в выщелачивающих растворах следовало бы снизить до 0,2—0,1 г/л против 0,5 г/л в обоих экспериментах. Хотя в целом удельный расход NaCN для конкретной руды оценивается как небольшой (менее 0,5 кг/т).

В промышленных условиях добавка цианида натрия в жидкую фазу окомкования составляет 40—60 % общего удельного расхода реагента на 1 т руды.

Месторождение Кировское. Эксперименты выполняли для дробления руды до класса -10 мм. Испытаны концентрации цианида натрия в жидкой фазе окомкования, равные 2 и 4 г/л:

Концентрация NaCN в жидкой фазе, г/л	2	4
Концентрация Au в растворах, мг/л:		
максимальная	17,4	20,8
минимальная	0,1	0,1
средняя	1,99	2,1
Извлечение Au, %	67,65	70,1
Ж:Т	3,17	3,14
Расход NaCN, кг/т	0,15	0,25
Параметры при извлечении 50 % Au:		
средняя концентрация Au, мг/л	7,42	10,33
Ж:Т	0,62	0,45
Параметры при извлечении 60 % Au:		
средняя концентрация Au, мг/л	5,06	6,58
Ж:Т	1,11	0,85

Увеличение концентрации цианида натрия в жидкой фазе окомкования несколько повышает общее извлечение золота из руды и интенсифицирует процесс его выщелачивания, что особенно четко проявляется при извлечении из руды 60 % и менее благородного металла.

Месторождение Воронцовское. Эксперименты проводили при равной исходной влажности руды (около 13 %) и дроблении до класса -10 мм. В первом эксперименте концентрация NaCN в жидкой фазе составляла 2 г/л (19 % общего удельного расхода), во втором - 4 г/л (55,8 % общего удельного расхода). Другие условия окомкования - вяжущее, продолжительность пребывания окатышей в барабане, а также плотность орошения руды были одинаковыми. Основные результаты исследований представлены ниже:

Концентрация NaCN в жидкой фазе, г/л	2	4
Концентрация Au в растворах, мг/л:		
максимальная	23	33,3
минимальная	0,13	0,11
средняя	2,3	2,58
Извлечение Au, %	86,31	88,95
Ж:Т	2,82	2,76
Расход NaCN, кг/т	0,78	0,77
Параметры при извлечении 70 % Au:		
средняя концентрация Au, мг/л	8,33	16,97
Ж:Т	0,63	0,33
Параметры при извлечении 80 % Au:		
средняя концентрация Au, мг/л	4,44	9,85
Ж:Т	1,35	0,65

Повышение в 2 раза концентрации NaCN в жидкой фазе окомкования интенсифицирует процесс выщелачивания, что четко видно на период извлечения из руды 70 и 80 % золота.

Влияние количества вяжущего на показатели выщелачивания золота. Этот вопрос рассмотрен на примере окисленной сильногли-

нистой руды месторождения Воронцовское. Выполнено 4 эксперимента с различным расходом вяжущего при окомковании (15, 20, 30, 40 кг/т).

Условия окомкования представлены ниже.

Расход цемента, кг/т	15	20	30	40
Влажность руды перед окомкованием, %	5,5	4,7	4,7	4,7
Концентрация NaCN в жидкой фазе, г/л	4,03	4,07	4,07	4,07
Массовая доля жидкой фазы в руде, %	27	30	29,4	29,4
Продолжительность окомкования, мин	4	4	4	4
Влажность руды после окомкования, %	32,5	34,7	34,1	34,1

После созревания окомкованной руды в течение 6 сут было проведено определение ее гранулометрического состава (табл. 15.56).

Исследования показали слабую водо- и морозоустойчивость и низкую прочность окатышей, полученных при расходе вяжущего 15–20 кг/т, что связано с повышенной глинистостью окисленной руды, слагающей верхнюю часть месторождения Воронцовское. Высота слоя руды, при которой не происходит нарушения окатышей, составляет менее 5 м. В табл. 15.57 приведены результаты кучного выщелачивания золота из единичных объемов окисленной глинистой руды в зависимости от расхода цемента на 1 т руды (высота слоя руды 3 м).

Таблица 15.56

Гранулометрический состав окомкованной руды

№№ п/п	Фракции, мм	Выход фракции, %				
		Исходная руда, дробление до –10 мм	Окомкованная руда при расходе цемента, кг/т			
			15	20	30	40
1	–20+10	–	3,16	2,99	2,53	2,08
2	–10+5	21,7	33,31	36,21	34,43	33,51
3	–5+2	27,66	44,09	47,13	46,87	48,9
4	–2+1	13,33	12,67	12,06	13,87	13,74
5	–1+0,5	11,71	6,04	1,36	2	1,51
6	–0,5	25,49	0,54	0,23	0,29	0,26
7	Сумма фракций	99,89	99,8	100	100	100

Таблица 15.57

Влияние расхода цемента на результаты КВ золота

Расход цемента, кг/т	Концентрация Au в растворах, мг/л			Извлечение Au, %	Ж:Т	Расход NaCN, кг/т	Параметры при извлечении Au			
	максимальная	минимальная	средняя				60 %		80 %	
							Средняя концентрация, мг/л	Ж:Т	Средняя концентрация, мг/л	Ж:Т
15	7,8	0,11	1,3	92,55	2,58	1,5	6,6	0,33	2,85	1,02
20	9,8	0,1	1,14	91,33	2,81	1,3	6,4	0,33	3,91	0,72
30	9,1	0,1	1,12	88,86	2,75	1,01	5,46	0,38	2,82	0,98
40	9	0,11	1,1	87,83	2,78	0,98	4,46	0,47	1,97	1,42

В целом при высоком извлечении золота из руды (более 85 %) лучшие показатели по данному параметру получены для руды, окомкованной с минимальным расходом цемента (15 кг/т). От повышения содержания цемента в руде происходит также некоторое ухудшение интенсивности процесса, что особенно проявляется для извлечения золота, равного 80 % и менее. Однако удельный расход реагента (NaCN) снижается при увеличении расхода цемента при окомковании руды, что, по-видимому, связано с меньшим извлечением золота.

Таким образом, существует два пути обеспечения устойчивости массива окомкованной глинистой руды — это или уменьшение высоты штабеля — не менее чем в 2 раза (с 10 до 5 м), или увеличение примерно в 2 раза расхода вяжущего (до 30 кг/т) для обеспечения стабильности окатышей при давлении слоя руды высотой 8–10 м. Для конкретных условий месторождения Воронцовское (ограниченность площадей под рудные штабели) был выбран вариант увеличения расхода цемента при окомковании. По мере уменьшения глинистости руды расход цемента при окомковании будет снижаться.

На других месторождениях Уральского региона при дроблении руды до класса —10 мм расход вяжущего менее 10 кг/т не обеспечивает образования стабильных окатышей и нормальную (10 л/ч·м²) приемистость массива при высоте слоя руды 10 м.

В связи с этим для рассматриваемых месторождений расход цемента при окомковании принимают равным 10–15 кг/т.

Влияние продолжительности окомкования руды на показатели выщелачивания золота. Продолжительность окомкования руды подбирают индивидуально для каждого месторождения для получения, с одной стороны, устойчивого, а с другой стороны, непереуплотненного окатыша. Данный вопрос рассмотрен на примере месторождений Воронцовское и Кировское.

Месторождение Воронцовское. Исследования выполняли на пробах смешанной руды (по 50 % перемещенной и структурной кор вы-

Т а б л и ц а 15.58

Сравнение гранулометрического состава, %, неокомкованной и окомкованной руды

№№ п/п	Фракции, мм	Неокомкованная руда		Руда окомкованная в течение					
		Выход фрак- ции	Суммар- ный выход фракций	2 мин		3 мин		4 мин	
				Выход фрак- ции	Суммар- ный выход фракций	Выход фрак- ции	Суммар- ный выход фракций	Выход фрак- ции	Суммар- ный выход фракций
1	+10	—	58,75	21,68	97,95	21,01	99,32	22,75	99,25
2	-10+5	9,07		39,1		41,86		39	
3	-5+2	22,37		26,53		27,51		27,48	
4	-2+1	14,77		7,31		6,95		7,49	
5	-1+0,5	12,54		3,33		1,99		2,53	
6	-0,5+0,25	10,53	41,15	1,23	1,81	0,4	0,63	0,46	0,63
7	-0,25	30,62		0,58		0,23		0,17	
8	Всего	99,9	99,9	99,76	99,76	99,95	99,95	99,88	99,88

ветривания). Продолжительность окомкования составляла 2, 3 и 4 мин. Остальные условия рудоподготовки и выщелачивания были близки-ми. Гранулометрический состав окомкованной руды (дробление до класса —10 мм) представлен в табл. 15.58.

Из табл. 15.58 видно, что окомкование руды обеспечивает существенное сокращение количества мелких (—0,5 мм) фракций. С увеличением продолжительности окомкования с 2 до 4 мин несколько уменьшается количество фракций —0,5 мм.

Результаты выщелачивания золота при различной продолжительности окомкования руды представлены ниже.

Продолжительность окомкования, мин	2	3	4
Концентрация Au в растворах, мг/л:			
максимальная	73	48	41
минимальная	0,1	0,1	0,1
средняя	4,66	4,43	4,06
Извлечение Au, %	95,12	94,96	92,7
Ж:Т	1,46	1,49	1,64
Расход NaCN, кг/т	0,67	0,67	0,68
Средняя концентрация, мг/л, при извлечении Au:			
60 %	30,73	32	25,27
70 %	23,9	30,36	20,88
80 %	19,12	25,24	15,48
90 %	13,44	16,02	8,83
Ж:Т при извлечении Au:			
60 %	0,14	0,13	0,17
70 %	0,21	0,16	0,24
80 %	0,3	0,22	0,37
90 %	0,48	0,39	0,73

В целом показатели фильтрационного выщелачивания золота достаточно высоки. Установлено, что при уменьшении продолжительности окомкования (с 4 до 2 мин) показатели выщелачивания золота несколько улучшаются. Вероятно, при увеличении продолжительности окомкования руд происходит большее уплотнение окатышей с некоторым ухудшением значений основных параметров выщелачивания. Однако более продолжительный период окомкования руды обеспечивает лучшую водо- и морозоустойчивость окатышей и их стабильность при давлении слоя руды высотой около 10 м. В связи с этим продолжительность окомкования окисленной руды месторождения Воронцовское принята равной не менее 3 мин.

Месторождение Кировское. Исследованы 2 варианта продолжительности окомкования руды: 2 и 4 мин. Остальные условия рудоподготовки и выщелачивания были близкими. Результаты выщелачивания золота при различной продолжительности окомкования руды представлены ниже.

Продолжительность окомкования, мин	2	4
Концентрация Au в растворах, мг/л:		
максимальная	42,3	25,7
минимальная	0,51	0,5
средняя	5,37	3,85

Извлечение Au, %	67,58	60,62
Ж:Т	1,07	1,21
Расход NaCN, кг/т	0,38	0,39
Средняя концентрация, мг/л, при извлечении Au:		
50 %	15,72	8,04
55 %	14,4	5,64
Ж:Т при извлечении Au:		
50 %	0,27	0,51
55 %	0,33	0,8

Уменьшение продолжительности окомкования несколько улучшает значения основных параметров процесса, что особенно проявляется при извлечении из руды менее 55 % золота. Однако окатыши при продолжительности окомкования 2 мин не выдерживают давления слоя руды высотой 10 м, а также являются слабОВОдо- и слабОморозоустойчивыми.

В производственных условиях на месторождениях Муртыкты, Западно-Озерное, Кировское продолжительность окомкования руды составляет 3—4 мин, что обеспечивает достаточную устойчивость окатышей при высоте слоя окомкованной руды 8—12 м.

Влияние продолжительности созревания окомкованной руды на показатели выщелачивания золота. После окомкования уложенная в штабель (ленту) руда должна пройти стадию созревания перед процессом КВ. Для окомкованной без цианида натрия руды продолжительность созревания должна составлять не менее 24 ч (лучше 72 ч). Основное внимание при оценке продолжительности созревания руды следует уделять образованию стабильных окатышей и минимизации извлечения в жидкую фазу солей жесткости.

Для окомкованной с цианидом натрия руды продолжительность стадии созревания имеет еще большее значение. От этого зависит ряд важных показателей КВ (интенсивность процесса и соответственно продолжительность выщелачивания и средняя концентрация золота в жидкой фазе). По месторождению Муртыкты была выполнена серия экспериментов с различной продолжительностью созревания руды: 3, 20, 75 сут. Прочие показатели (исходная руда, параметры окомкования, выщелачивания) были близкими.

Основные результаты исследований представлены в табл. 15.59.

Увеличение продолжительности выстаивания (созревания) окомкованной с NaCN руды перед процессом выщелачивания положи-

Т а б л и ц а 15.59

Влияние продолжительности созревания окатышей на параметры КВ золота

Продолжительность созревания окатышей, сут	рН раствора		Извлеченные Au, %	Ж:Т	Концентрация Au в растворах, мг/л		
	рабочего	продуктивного			максимальная	минимальная	средняя
3	10,5—10,65	11,1—11,8	68,9	1,86	5,85	0,38	0,56
20	10,5—10,7	10,5—10,8	68	1,3	8	0,35	2,75
75	10,6—10,7	9,42—10,4	69	0,9	9,55	1,49	3,6

тельно сказывается на его основных показателях. Лучшие результаты получены при созревании руды в течение 75 сут. Отмеченный эффект можно логично объяснить тем, что при более продолжительном периоде созревания руды поданный при окомковании цианид натрия успевает перевести основную часть золота в форму $Au(CN)_2^-$. В этом случае достаточным является создание фильтрационного потока рабочего раствора или воды для извлечения золота в жидкую фазу.

Положительным моментом увеличения продолжительности созрева- ния руды является также стабилизация значения рН выходных растворов в среднем на уровне 10,2–10,5, тогда как при коротком периоде созреваания значение рН приближается к 12 и более, что не является оптимальным для выщелачивания золота. Одновременно при большем периоде созреваания руды за счет меньшего значения Ж:Т снижается суммарный вынос солей жесткости.

В производственных условиях отсыпка единичной ленты занимает 15–30 сут (в зависимости от производительности узла рудоподготов- ки и протяженности рудной ленты). С учетом последующего периода сооружения системы орошения минимальная продолжительность со- зревания руды (для части ленты, отсыпаемой в последнюю очередь) перед процессом КВ составляет не менее 10–12 сут, что оказывает положительное влияние на показатели выщелачивания золота.

Влияние интенсивности орошения руды на показатели выщела- чивания золота. Интенсивность орошения руды является важным по- кажателем фильтрационного выщелачивания золота, так как низкий дебит орошающей жидкости ведет к увеличению продолжительности процесса, а чрезмерно высокий — ухудшает качество (по золоту) продуктивных растворов, поступающих на переработку.

Исследования выполняли на месторождении Муртыкты при рав- ных значениях исходного содержания золота в руде (4,8 г/т). Усло- вия рудоподготовки и выщелачивания золота были близки.

Основные результаты экспериментов даны в табл. 15.60.

Т а б л и ц а 15.60

Влияние интенсивности орошения на параметры КВ золота

Средняя интен-сивность орошения, л/ч·м ²	Концентрация Au в растворах, мг/л			Извле-чение Au в раствор, %	Ж:Т	Продолжи-тельность опыта, сут		Расход NaCN, кг/т	Параметры при уровне извлечения Au 70 %	
	макси-мальная	мини-мальная	сред-няя			об-щая	при уровне извле-чения Au 70 %		Средняя концен-трация Au, мг/л	Ж:Т
9,63	19,5	0,22	1,44	72,5	2,4	10,5	7,5	0,42	1,98	1,7
19,88	6,04	0,25	0,89	70,5	4,26	9	8,5	0,46	1,28	2,4
28,78	4,45	0,14	0,61	78,7	6,29	9	4,5	0,56	0,83	3,1

В результате увеличения интенсивности орошения руды ($30 \text{ л/ч}\cdot\text{м}^2$ против $10 \text{ л/ч}\cdot\text{м}^2$) ухудшаются значения основных показателей процесса КВ, однако общая продолжительность процесса сокращается (для извлечения Au на уровне 70 %) примерно в 1,5 раза. Наиболее рациональным для выщелачивания золота из окомкованной с NaCN руды с учетом специфики перевода металла в жидкую фазу (наличие пика-максимума, высокое извлечение золота в начальный период выщелачивания и последующее плато относительно низких концентраций) является дифференцированный во времени режим орошения единичного рудного объема (лента и др.). Так, до извлечения 50–60 % исходного золота в руде интенсивность орошения следует поддерживать на уровне $12\text{--}15 \text{ л/ч}\cdot\text{м}^2$, затем — до максимально возможного или заданного извлечения золота интенсивность орошения следует снизить до $7\text{--}8 \text{ л/ч}\cdot\text{м}^2$. В среднем интенсивность орошения окомкованной руды в производственных условиях составляет около $10 \text{ л/ч}\cdot\text{м}^2$.

Влияние длины пути фильтрации растворов на показатели выщелачивания золота. Данную проблему изучали на каждом из рассматриваемых месторождений, в качестве примеров приведены месторождения Муртыкты и Воронцовское.

Месторождение Муртыкты. На единичных объемах руды с содержанием золота 4,8 и 9 г/т проведены по 2 эксперимента при различной длине пути фильтрации (мощности слоя руды) технологических растворов. Остальные показатели рудоподготовки и выщелачивания были близки. Результаты исследований представлены ниже.

Содержание Au в руде, г/т	4,8		9	
Номер эксперимента	1	2	1	2
Длина пути фильтрации, м	1,4	2,8	0,7	1,4
Концентрация Au в растворах, мг/л:				
максимальная	19,7	23,2	19,5	30,5
минимальная	2,29	1,44	0,52	0,22
средняя	3,8	2,32	0,85	0,15
Извлечение Au в раствор, %	78,5	72,6	72,5	78,8
Ж:Т	3,38	1,79	2,4	1,63
Расход NaCN, кг/т	0,615	0,454	0,42	0,39
Средняя концентрация Au при уровне его извлечения 70 %, мг/л	3,07	4,52	1,98	6,07
Ж:Т при уровне извлечения Au 70 %	2,17	1,48	1,7	0,533

Увеличение пути фильтрации приводит к снижению значения Ж:Т, увеличению средней концентрации Au в выходных растворах, снижению удельных затрат реагента.

Месторождение Воронцовское. Исследования проведены для руды с исходным содержанием золота 6,6 г/т. Основные результаты опытов приведены ниже.

Длина пути фильтрации, м	0,74	2,8
Концентрация Au в растворах, мг/л:		
максимальная	15	48
минимальная	0,22	0,17
средняя	1,72	3,29

Извлечение Au в раствор, %	91,93	95,3
Ж:Т	3,47	1,94
Расход NaCN, кг/т	0,74	0,85
Средняя концентрация Au, мг/л, при уровне его извлечения:		
70 %	5,6	18,34
90 %	1,91	6,61
Ж:Т при уровне извлечения Au:		
70 %	0,81	0,255
90 %	3,05	0,91

Увеличение пути фильтрации почти в 4 раза повышает интенсивность выщелачивания примерно в 2 раза. Эффект улучшения значений основных параметров процесса особенно четко проявляется для уровня извлечения золота из руды, составляющего менее 90 %.

Влияние временной работы системы с оборотом продуктивных растворов (без извлечения золота) на показателя выщелачивания. Функционирование системы КВ без извлечения золота из продуктивных растворов возможно при аварийных ситуациях на узлах переработки, а также при дебите орошения, превышающем пропускную способность узла переработки, и носит временный характер.

На единичном объеме руды (месторождение Муртыкты) был выполнен эксперимент, когда вначале (этап I) выщелачивание золота осуществлялось со сбросом продуктивных растворов для их накопления, затем эти растворы доукрепляли по цианиду натрия и возвращали несколько раз на выщелачивание (этап II) без сорбции золота:

Этап	I	II	
Ж:Т	0,396	0,396	3,239
Концентрация Au в растворах, мг/л:			
максимальная	9,55	1,72	2,13
минимальная	0,65	0,86	0,86
средняя	2,79	1,5	1,64
Извлечение Au в раствор, %	73,7	—	—

Результаты исследований продемонстрировали, что возврат золота в окисленную окомкованную руду является крайне нежелательным и ведет к частичной его потере в рудном массиве. Оборот растворов в тех же количествах, что были получены при работе системы со сбросом, снижает среднюю концентрацию золота в 1,86 раза (сравнивали равные значения Ж:Т = 0,396, что примерно равно двум поровым объемам). Оборот растворов несколько раз для этапа II (Ж:Т = 3,239) показал, что достичь средних концентраций золота в растворе, полученном при работе модели со сбросом, так и не удалось.

В промышленных условиях также зафиксированы частичные потери золота в штабеле при работе системы без сорбции золота (временная остановка узла переработки растворов на ремонт) при проведении опытно-промышленных работ на месторождении Муртыкты.

Возможными причинами потерь золота из растворов являются сорбция цианидных комплексов на глинистых или углистых части-

цах, которые являются естественными сорбентами, цементация золота на металлическом серебре и др.

Влияние временного прекращения орошения руды на показатели выщелачивания золота. Данный вопрос специально изучали в ходе эксперимента по кучному выщелачиванию золота на единичном объеме руды (месторождение Муртыкты). Выщелачивание золота проводили в 2 этапа.

На первом этапе ($Ж:Т = 0,71$) было достигнуто извлечение золота из руды на уровне 72,5 %, концентрация золота с 30,5 мг/л (в начале процесса) снизилась до 0,6 мг/л (на момент завершения первого этапа) при средней концентрации его в продуктивных растворах 4,87 мг/л. После этого эксперимент был остановлен на 10 сут. На втором этапе была продолжена подача рабочих цианидных растворов для выщелачивания золота. В течение первых 4 сут после возобновления эксперимента концентрация золота в выходных растворах была примерно в 1,5 раза выше, чем перед прекращением орошения (в среднем около 1,1 мг/л), затем началось снижение концентрации до 0,6 мг/л, а к концу эксперимента до 0,26 мг/л (в среднем — 0,32 мг/л). Извлечение золота на втором этапе составило 6,3 %. Было установлено, что временное прекращение процесса КВ не оказывает негативного влияния на конечные результаты выщелачивания.

Этот вывод был подтвержден в ходе промышленных работ по добыче золота способом КВ. Так, до разработки технологии ведения процесса в зимний период орошение окомкованной руды ввиду наступления холодов временно (на 4–6 мес) прекращали и возобновляли с наступлением теплого периода года без потерь золота. На ряде штабелей и после разработки технологии ведения работ в зимний период используют вариант временного прекращения орошения руды на 10–30 сут с последующим возобновлением процесса. При этом конечные показатели выщелачивания в ряде случаев даже улучшаются.

Влияние исходного содержания золота в руде на показатели процесса его выщелачивания. Этот вопрос специально исследовали на ряде месторождений. Число единичных объемов руды, рудоподготовка (дробление и окомкование) и ведение процесса выщелачивания (интенсивность орошения, концентрация $NaCN$ в рабочем растворе) при экспериментах на исследуемых месторождениях были близки.

Месторождение Муртыкты. Основные результаты исследований представлены ниже.

Проба	1	2	3
Исходное содержание Au, г/т	1,4	4,8	9,6
Максимальное извлечение Au в раствор, %	88,95	78,8	77,2
Ж:Т	1,05	1,6	2,3
Концентрация Au, мг/л:			
максимальная	7,84	18,5	28,2
минимальная	0,3	0,2	0,35
средняя	1,14	2,32	3,8

Удельный расход NaCN, кг/т	0,13	0,39	0,52
Параметры при извлечении Au на уровне 50 %:			
средняя концентрация, мг/л	4,2	15,46	21,3
Ж:Т	0,15	0,26	0,32
Параметры при извлечении Au на уровне 70 %:			
средняя концентрация, мг/л	2,15	5,1	8,4
Ж:Т	0,46	0,65	1,4
Содержание сульфидной серы, %	0,3	0,5	0,9

Видно, что при выщелачивании золота из окисленных руд щелочными растворами цианида натрия его концентрация в жидкой фазе прямо зависит от исходного содержания в твердой фазе.

При общей достаточно высокой интенсивности цианидного выщелачивания золота в фильтрационном режиме по всем трем экспериментам имеется ряд отличий в значениях основных параметров процесса в зависимости от его содержания в руде и, по-видимому, от содержания сульфидной серы.

Так, из руды с минимальным содержанием золота получено его наиболее высокое извлечение в жидкую фазу. Также отличается и интенсивность процесса выщелачивания — минимальное значение Ж:Т зафиксировано для руды с меньшим содержанием золота, максимальное — для руды с его высоким содержанием.

Полученные результаты можно объяснить неполным окислением сульфидов на участках с высоким содержанием золота, тогда как на участках с низким содержанием золота сульфидная сера практически отсутствует. Известно (по данным геолого-разведочных работ), что золото в первичных рудах месторождения Муртыкты ассоциируется в основном с пиритом (в рудах с максимальным содержанием сульфидной серы обычно фиксируют максимальное содержание золота). В процессе окисления, которое проявляется в верхних частях месторождений на глубину 40–60 м от поверхности, по-видимому, в первую очередь вскрывались (окислялись) руды с минимальным содержанием сульфидной серы. В рудах с повышенным содержанием сульфидной серы процессы окисления происходили медленнее, а на отдельных участках полностью не завершились. Причем рядовое (менее 5–7 г/т) содержание золота в руде обычно приурочено к наиболее окисленным участкам (с минимальным количеством сульфидной серы), а его повышенное (более 7 г/т) содержание — к участкам, где процессы окисления полностью не завершены. Следовательно, на месторождениях, где золото в первичных рудах тесно ассоциируется с сульфидами, степень окисленности руд оказывает большое влияние на показатели процесса КВ. В частности, руды с повышенным содержанием золота будут более упорными для выщелачивания слабыми цианидными растворами, чем руды с низким содержанием.

Установленную зависимость учитывали при переработке окисленных руд месторождений Муртыкты и Западно-Озерное. На рудном дворе обычно обеспечивали осреднение руд различного качества. Однако при больших годовых объемах (более 300 тыс. т/год) про-

цесс осреднения руд по содержанию золота (и соответственно по степени окисленности) существенно осложняется.

Месторождение Кировское. На данном месторождении отсутствует зависимость между содержанием золота и содержанием сульфидов в руде. Золото (преимущественно тонкодисперсное) относительно равномерно распределено в рудной массе. Результаты выщелачивания золота при его различных содержаниях в исходной руде приведены ниже.

Проба	1	2
Исходное содержание Au, г/т	4,87	13
Максимальное извлечение Au в раствор, %	65,14	76,54
Ж:Т	1,33	1,4
Концентрация Au, мг/л:		
максимальная	23	77
минимальная	0,14	0,18
средняя	2,39	7,11
Удельный расход NaCN, кг/т	0,34	0,235
Параметры при извлечении Au на уровне 50 %:		
средняя концентрация, мг/л	10,96	65,61
Ж:Т	0,22	0,1
Параметры при извлечении Au на уровне 65 %:		
средняя концентрация, мг/л	5,59	55,7
Ж:Т	0,53	0,14

При относительно равномерном распределении золота в руде показатели его выщелачивания улучшаются при повышении исходного содержания благородного металла в руде.

Месторождение Воронцовское. Результаты выщелачивания золота при его различных содержаниях в исходной руде:

Проба	1	2
Исходное содержание Au, г/т	3,63	7,16
Максимальное извлечение Au в раствор, %	92,55	92,7
Ж:Т	2,58	1,64
Концентрация Au, мг/л:		
максимальная	7,8	41
минимальная	0,11	0,11
средняя	1,3	4,06
Удельный расход NaCN, кг/т	1,5	0,68
Параметры при извлечении Au на уровне 70 %:		
средняя концентрация, мг/л	4,79	20,88
Ж:Т	0,53	0,24
Параметры при извлечении Au на уровне 80 %:		
средняя концентрация, мг/л	2,85	15,48
Ж:Т	1,02	0,37
Параметры при извлечении Au на уровне 90 %:		
средняя концентрация, мг/л	1,7	8,83
Ж:Т	1,92	0,73

Степень окисленности руд на месторождении Воронцовское высокая (содержание сульфидной серы не превышает 0,1 %). В связи с этим зафиксирована прямая зависимость значений параметров выщелачивания золота от его исходного содержания в руде.

Таким образом, в натуральных условиях и в ходе лабораторных исследований установлена зависимость показателей выщелачивания золота от условий рудоподготовки и ведения процесса КВ.

Степень дробления окисленной руды влияет на значения геотехнологических параметров процесса КВ: чем она ниже, тем выше вскрываемость золоторудной минерализации и показатели фильтрационного выщелачивания. Лучшие результаты по выщелачиванию получены при дроблении руды до класса -5 мм. Однако данный класс дробления требует установки дополнительного дробильного оборудования, что не всегда является рентабельным. Кроме этого, дробление руд до класса -5 мм осложняется в связи с их повышенной влажностью на объектах Уральского региона. Наиболее распространенным на рассматриваемых месторождениях является класс дробления -10 мм.

Введение в жидкую фазу окомкования руды раствора цианида натрия улучшает вскрываемость золоторудной минерализации и подготавливает золото к последующему процессу кучного выщелачивания. Чем большее количество NaCN на 1 т руды подают при окомковании, тем лучше значения геотехнологических параметров процесса КВ. В производственных условиях количество NaCN в жидкой фазе окомкования обычно составляет около 30–50 % удельного расхода реагента на 1 т руды.

Количество вяжущего (портландцемент марки 400) прямо влияет на прочностные свойства окатышей, их водо- и морозоустойчивость. При повышенной глинистости руды (при ее дроблении в среднем до класса -10 мм) и необходимости ведения процесса КВ в зимний период удовлетворительную устойчивость окатышей обеспечивают подачи цемента в количестве не ниже 10 кг на 1 т руды, а для сильно глинистых руд (типа верхней части месторождения Воронцовское) более 15 кг/т.

Продолжительность окомкования руды (2, 4, 6 мин) оказывает двойное влияние на показатели процесса. С одной стороны, более продолжительный период окомкования в последующем несколько ухудшает интенсивность выщелачивания золота, а с другой стороны, обеспечивает устойчивость окатышей при давлении слоя окомкованной руды высотой 10 м (данная высота принята в качестве базовой на предприятиях КВ ОАО "МНПО "Полиметалл"). В производственных условиях период окомкования руды составляет 3–4 мин.

Продолжительность созревания окомкованной с цианидом натрия руды влияет на показатели кучного выщелачивания золота и значения рН выходных растворов (обеспечивается лучшее вскрытие золоторудной минерализации, повышается интенсивность процесса КВ, стабилизируется значение рН). В производственных условиях продолжительность созревания цемента перед выщелачиванием составляет не менее 10–15 сут. Продолжительность выстаивания окомкованной без NaCN руды не оказывает такого существенного влияния на последующий процесс КВ и обычно составляет не менее 3 сут.

Интенсивность орошения окомкованной руды прямо влияет на качество по золоту продуктивных растворов, их количество и соответственно продолжительность процесса КВ. Оптимальным является дифференцированный режим орошения руды (в зависимости от степени извлечения золота). В среднем интенсивность орошения окомкованной руды на рассматриваемых месторождениях составляет 10 л/ч·м².

Увеличение пути фильтрации технологических растворов по окомкованной с NaCN руде положительно влияет на показатели процесса выщелачивания. Высота (путь фильтрации) рудных штабелей (лент) на предприятиях КВ ОАО "МНПО "Полиметалл" колеблется от 5 до 12 м (в среднем 10 м).

Временная работа системы КВ с оборотом продуктивных растворов (без извлечения из них золота) негативно сказывается на процессе выщелачивания, так как ведет к частичной потере золота в перерабатываемом массиве руды.

Временное прекращение орошения руды рабочими растворами цианида натрия не оказывает негативного влияния на показатели процесса КВ. В начальный период после возобновления орошения отмечены повышенные концентрации золота в продуктивных растворах, которые затем снижаются до уровня, достигнутого перед остановкой процесса. Прерывистый режим выщелачивания золота в ряде случаев применяют в производственных условиях.

Исходное содержание золота в руде и степень окисленности сульфидов влияют на показатели кучного выщелачивания. На месторождениях, где золото в первичных рудах ассоциируется с сульфидами (например, Муртыкты), при его повышенном содержании (более 5 г/т) в окисленной руде оно труднее извлекается слабыми (до 1 г/л) цианидными растворами из-за неполного окисления сульфидной серы. На месторождениях, где золото не имеет прямой связи с сульфидами (например, Кировское), лучшие показатели цианидного выщелачивания получены на рудах с повышенным исходным содержанием золота.

Полученные выводы помогают существенно оптимизировать технологический регламент проведения работ по кучному выщелачиванию.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В настоящей книге рассмотрена проблема кучного выщелачивания благородных металлов, начиная со стадии изучения геолого-минералогической характеристики руд, географических и климатических условий, влияющих на процесс КВ, и кончая обезвреживанием отработанного материала и растворов, экономическими аспектами и проектированием объектов КВ.

На территории Российской Федерации имеется много природных и техногенных объектов, содержащих благородные металлы, отработка которых методом КВ может оказаться весьма эффективной.

Технико-экономические показатели отработки месторождений и техногенных объектов методом КВ свидетельствуют о высокой эффективности таких работ.

В настоящее время цианидный способ выщелачивания золота и серебра является единственным, имеющим промышленное значение и обеспеченным технологиями на всех этапах его реализации.

В качестве альтернативных в ближайшем будущем могут найти применение серно-кислотно-хлоридная, йод-йодидная и бромидная системы выщелачивания. Наиболее вероятно, что благодаря высокой интенсивности процесса выщелачивания, что очень важно при работе в условиях короткого сезона положительных температур, серно-кислотно-хлоридная система найдет свое место в производстве раньше других. Имеются большие перспективы для вовлечения в процесс кучного выщелачивания с использованием серно-кислотно-хлоридной технологии сульфидных золотосодержащих руд.

Одной из перспективных технологических схем может оказаться схема, использующая сочетание гравитационного обогащения с кучным выщелачиванием хвостов обогащения.

При кажущейся простоте технологии кучного выщелачивания разработка технологического регламента для нее сложнее, чем для заводской технологии гидрометаллургической переработки руд. Это объясняется большим числом параметров, значения которых изменяются в зависимости от времени года и суток (температура наружного воздуха, солнечная радиация, испарение, влияние вечномерзлых пород) в отличие от строго очерченных при заводской технологии, большими объемами горно-рудной массы, изменением физико-механических свойств руд и т.д.

Имеются случаи значительного расхождения параметров, полученных в результате лабораторных и укрупненных испытаний, с па-

раметрами реальных опытно-промышленных и промышленных испытаний. Такие расхождения (особенно значений фильтрационных параметров) могут привести к существенным осложнениям при организации работ (недоизвлечение полезного компонента в отведенное графиком время, вынужденное обезвреживание технологических растворов, необходимость разборки штабелей (в зоне вечной мерзлоты) и т.д.).

Состояние экспериментальной базы КВ не позволяет смоделировать процесс с учетом большого числа факторов, влияющих на него. Поэтому без проведения укрупненных опытов на штабелях массой 5—10 тыс. т невозможно получить объективные исходные данные для проектирования.

При разработке проекта КВ с высокой производительностью переработки материала (300 тыс. т за сезон и более) необходимо на первой стадии начать отработку штабелей массой 50—100 тыс. т и по полученным результатам скорректировать исходные данные для крупномасштабного проекта.

В связи с тем, что районы размещения золотосодержащих месторождений России характеризуются суровыми климатическими условиями, необходимо серьезно изучать тепловой баланс штабеля как инженерного сооружения, осуществлять теплофизические расчеты, прогнозирующие его температурный режим, как системы "руда—порода", расчеты тепла, необходимого для поддержания положительных температур растворов, обеспечивающих нормальное течение физико-химических реакций, подбирать реагенты, способствующие выделению тепла. В районах распространения вечномерзлых пород в штате ИТР следует иметь мерзлотоведа.

В случае работы объекта в сезонном режиме для гарантии завершения цикла "выщелачивание — переработка растворов" может возникнуть необходимость удлинить сезон работы на 1—2 мес. С этой целью можно использовать теплоизолирующие покрытия, подогрев растворов, строительство навесов над штабелями.

Анализ технических средств, которые могут быть использованы горно-добывающими предприятиями для реализации технологии КВ, показал, что на первых порах, до разработки специализированного оборудования, можно использовать серийно выпускаемое в стране оборудование.

Для оперативного контроля за ходом процесса КВ необходимо разработать ряд экспресс-методов определения состава растворов и анализа твердой фазы.

Предприятие КВ производительностью до 150 тыс. т руды в год может работать в сезонном режиме. При этом добычу можно осуществлять круглый год, рудоподготовку — в зимнее время. В связи с этим очень важно на объектах КВ иметь многопрофильных специалистов, обладающих квалификацией в горной, обогащательной и гидрометаллургической областях. Предприятие с годовой производительностью 500 тыс. т и более должно работать исключительно в круглогодичном режиме.

Во всей зарубежной литературе рекомендуется для КВ использовать бедные руды с максимальной концентрацией золота 2,5 г/т. Опыт работы российских предприятий (артель "Амур") показал, что для более быстрого ввода объекта в эксплуатацию в ряде случаев на КВ можно отправлять руды с содержанием золота 30—40 г/т.

Экономические показатели КВ могут быть существенно улучшены в случае реализации направлений совершенствования процессов КВ, рассмотренных в книге. Каждый из рассмотренных методов (серно-кислотно-хлоридное выщелачивание, сочетание гравитационного обогащения и выщелачивания, сочетание автоматической сепарации с кучным выщелачиванием, нетрадиционные методы вскрытия упорных руд, новые технологии сооружения оснований и укладки штабелей КВ, применение экстракционных методов извлечения золота и серебра из растворов КВ) в состоянии внести существенный вклад в снижение себестоимости золота.

Бесконечные реорганизации в экономике страны привели к тому, что система финансирования разрушена, отсутствует единая техническая политика в области разработки техники и технологии золотодобычи.

Для развития золотодобывающей отрасли в стране необходимо централизовать проведение научно-исследовательских, опытно-конструкторских работ под руководством единого административного центра. Целесообразно разработать перспективный план освоения месторождений и техногенных образований, содержащих благородные металлы, методом КВ и предложить его для реализации руководителям соответствующих регионов страны, коммерческим банкам, золотодобывающим предприятиям с устойчивым финансовым состоянием. Только при таком подходе к проблеме увеличения добычи золота методом кучного выщелачивания можно добиться весомых результатов.

При составлении ТЭО инвестиций в строительство предприятия, проектировании объектов КВ для расчетов необходима информация по характеристикам используемых технических средств и материалов. В этом разделе приведены технические характеристики основного оборудования и материалов, применяемых при КВ, сгруппированные по следующим разделам:

А. Оборудование для рудоподготовки.

Б. Оборудование для сооружения штабелей кучного выщелачивания.

В. Оборудование для процесса кучного выщелачивания.

Г. Оборудование для переработки продуктивных растворов кучного выщелачивания.

Д. Материалы и реагенты, применяемые при КВ, их производители и поставщики.

Описания оборудования и материалов, приведенные в книге ранее, в настоящий раздел не включены.

А. ОБОРУДОВАНИЕ ДЛЯ РУДОПОДГОТОВКИ

1. ДРОБИЛЬНО-РАЗМОЛЬНОЕ ОБОРУДОВАНИЕ

ЩЕКОВЫЕ ДРОБИЛКИ С ПРОСТЫМ ДВИЖЕНИЕМ ПОДВИЖНОЙ ЩЕКИ ШДП

1.1. Дробилка СМД-117А размером 1500×2100 мм

Предназначена для дробления гранитов, базальтов, кварцитов, песчаников, известняков, руд и других крепких горных пород.

Техническая характеристика

Производительность, м ³ /ч	600
Размеры приемного отверстия, мм:	
ширина	1500
длина	2100
Наибольший размер исходного материала, мм	1300
Ширина выходной щели в фазе раскрытия, мм	180
Мощность двигателя основного привода, кВт	До 250
Габаритные размеры, мм:	
длина	До 7500

ширина	До 5100
высота	До 5120
Масса дробилки (без электрооборудования, комплектных устройств, управления электроприводами, запчастей, сменных (быстроизнашивающихся) частей, инструмента, привода), кг	207 600

Дробилка отгружается транспортными частями в соответствии с комплектующей ведомостью. В комплект поставки входят составные части дробилки, техническая документация, принадлежности и инструмент. Комплект запасных частей поставляется в соответствии с ведомостью по отдельному договору.

Разработчик и изготовитель — Волжский завод цементного машиностроения "Волгоцеммаш".

1.2. Дробилки щековые СМД-118А и СМД-118.1А размером 1200×1500 мм

Предназначены для дробления крепких пород. Конструкция дробилок обеспечивает сохранение всех параметров при температуре окружающего воздуха от +40 до -45 °С. При этом электрооборудование дробилок, исключая двигателя привода и аппаратуры ручного управления, должно находиться в помещении с температурой не ниже +1 °С.

Дробилка СМД-118.1А отличается от дробилки СМД-118А разъемным корпусом.

Техническая характеристика

Производительность, м ³ /ч	310
Размеры приемного отверстия, мм:	
ширина	1200
длина	1500
Наибольший размер исходного материала, мм	1000
Ширина выходной щели в фазе раскрытия, мм	155
Мощность двигателя основного привода, кВт	160
Габаритные размеры, мм:	
длина	6355
ширина	6430
высота	4300
Масса (без электрооборудования, запчастей, инструмента, привода), кг	115 700

Разработчик и изготовитель — Волжский завод цементного машиностроения "Волгоцеммаш".

1.3. Дробилка щековая СМД-184 размером 900×1200 мм

Предназначена для дробления горных пород с пределом прочности при сжатии не более 300 МПа.

Техническая характеристика

Производительность, м ³ /ч	180
Размеры приемного отверстия, мм:	
ширина	900 ±45
длина	1200 ±60
Наибольший размер куска загружаемого материала, мм	750

Ширина выходной щели, мм:	
номинальная	130
диапазон регулирования	95—195
Мощность двигателей, кВт	2×55
Частота вращения главного вала, с ⁻¹	3,3
Габаритные размеры, мм:	
длина	3960
ширина	4570
высота	3460
Масса (без привода, электрической части, запчастей, инструмента), кг	60 000

Разработчик и изготовитель — Волжский завод цементного машиностроения "Волгоцеммаш".

ЩЕКОВЫЕ ДРОБИЛКИ СО СЛОЖНЫМ ДВИЖЕНИЕМ ПОДВИЖНОЙ ЩЕКИ

1.4. Дробилка щековая ЩДС-II-6×9 СМД-110А

Предназначена для дробления горных пород с пределом прочности при сжатии 300 МПа (граниты, базальты, кварциты, песчаники, известняки и пр.).

Техническая характеристика

Производительность, м ³ /ч	75
Размеры приемного отверстия (длина × ширина), мм	900×600
Наибольший размер загружаемого материала, мм	500
Ширина выходной щели, мм:	
номинальная	100
диапазон регулирования	75—130
Частота вращения эксцентрикового вала, с ⁻¹	4,58
Установленная мощность, кВт	75
Габаритные размеры, мм:	
длина	3000
ширина	2500
высота	2600
Масса, кг	19 500

В комплект поставки входят дробилка с приводом, техническая документация, комплект запасных частей, принадлежностей и инструмента.

Разработчик и изготовитель — Выксунский завод дробильно-размольного оборудования.

1.5. Дробилка щековая ЩДС-I-4×9 СМД-109А

Предназначена для дробления горных пород с пределом прочности при сжатии 300 МПа.

Техническая характеристика

Производительность, м ³ /ч	35
Размеры приемного отверстия (длина × ширина), мм	900×400
Наибольший диаметр куска загружаемого материала, мм	340
Ширина выходной щели, мм:	

номинальная	60
диапазон регулирования	40—90
Частота вращения эксцентрикового вала, с ⁻¹	4,83
Установленная мощность, кВт	45
Габаритные размеры, мм:	
длина	2500
ширина	2400
высота	2200
Масса, кг	11 000

В комплект поставки входят дробилка с приводом, техническая документация, комплект запасных частей, принадлежностей и инструмента.

Разработчик и изготовитель — Выксунский завод дробильно-размольного оборудования.

1.6. Дробилка щековая ШДС-1-2,5×9 СМД-109А, СМД-108А

Предназначена для дробления пород с пределом прочности при сжатии 300 МПа.

Техническая характеристика

Производительность, м ³ /ч	22
Размеры приемного отверстия (длина × ширина), мм	900×250
Наибольший размер куска загружаемого материала, мм	210
Ширина выходной щели, мм:	
номинальная	40
диапазон регулирования	25—60
Частота вращения эксцентрикового вала, с ⁻¹	4,83
Установленная мощность, кВт	45
Габаритные размеры, мм:	
длина	2300
ширина	2400
высота	1900
Масса, кг	8500

В комплект поставки входят дробилка, техническая документация, комплект запасных частей, принадлежностей и инструмента.

Разработчик и изготовитель — Выксунский завод дробильно-размольного оборудования.

1.7. Дробилка щековая СМД-116

Предназначена для дробления горных пород с пределом прочности при сжатии 250 МПа.

Техническая характеристика

Производительность (при ширине выходной щели 40 мм), м ³ /ч	7,8
Размеры приемного отверстия, мм:	
длина	400
ширина	250
Размер загружаемого материала, мм	До 210
Ширина выходной щели, мм	20—80
Частота вращения эксцентрикового вала, с ⁻¹	4,58
Установленная мощность, кВт	17

Габаритные размеры, мм:	
длина	1330
ширина	1300
высота	1435
Масса (без двигателя и комплектующих), кг	2500

В комплект поставки входят дробилка с приводом, техническая документация, комплект запасных частей, принадлежностей и инструмента.

Разработчик — Кемеровский завод "Строммашина".
Изготовитель — Костромской завод "Строммашина".

1.8. Валковая дробилка СМД-115.2

Предназначена для мелкого дробления пород с пределом прочности при сжатии 250 МПа.

Техническая характеристика

Производительность (при ширине выходной щели 30 мм), м ³ /ч	3
Размеры приемного отверстия, мм	160x250
Размер загружаемого материала, мм	130
Частота вращения эксцентрикового вала, с ⁻¹	5,33
Размеры валков, мм:	
диаметр	400
длина	250
Частота вращения валков, с ⁻¹	2,4; 3,8; 4,8
Установленная мощность, кВт	2x7,5
Габаритные размеры, мм:	
длина	2100
ширина	1600
высота	1950
Масса (без двигателя и комплектующих), кг	3300

В комплект поставки входят дробилка с приводами, техническая документация, комплект запасных частей и инструмент.

Разработчик — Российский научно-исследовательский институт строительного и дорожного машиностроения НПА "ВНИИСтройдор-маш".

Изготовитель — Ухоловский завод "Строммашина".

КОНУСНЫЕ ДРОБИЛКИ

В горно-рудной промышленности конусные дробилки используются на всех стадиях дробления. Они делятся на дробилки крупного (ККД), среднего (КСД) и мелкого дробления (КМД).

Дробилки ККД характеризуются шириной приемного отверстия и изготавливаются с конусом диаметром 500, 900, 1200 и 1500 мм. Они могут перерабатывать куски горных пород размером от 400 до 1200 мм. Размер выходной щели 75—300 мм, производительность — до 2300 м³/ч.

Основной параметр дробилок КСД и КМД — диаметр основания подвижного конуса. Они изготавливаются с конусами диаметром 600,

900, 1200, 1750, 2200 и 3000 мм, подразделяются на дробилки грубого и тонкого помола и отличаются формой и размерами камеры дробления.

Дробилки КСД могут перерабатывать куски горных пород размером 60–300 мм и имеют выходную щель шириной 12–60 мм, их производительность – 12–580 м³/ч.

Дробилки КМД принимают куски размером 30–100 мм, ширина выходной щели этих дробилок – 3–15 мм, их производительность – 12–22 м³/ч.

Камера дробления конусных дробилок образуется двумя коническими поверхностями, из которых одна (внешняя) неподвижная, а другая (внутренняя), эксцентрично двигаясь относительно первой, совершает непрерывное дробление материала, находящегося в камере дробления.

Для мелкого дробления крепких хрупких материалов применяют конусные инерционные дробилки (КИД) с конусом диаметром у основания 300 и 600 мм. Привод дробящего конуса осуществляется вибровозбудителем дебалансного типа. Степень дробления таких дробилок 10–15.

1.9. Дробилка конусная КСД-900 СМД-120А

Предназначена для дробления горных пород с пределом прочности при сжатии 300 МПа.

Техническая характеристика

Производительность (материал средней твердости с влагосодержанием до 4 % в открытом цикле), м ³ /ч	45–88
Диаметр основания дробящего конуса, мм	900
Ширина приемного отверстия на открытой стороне, мм	145
Ширина выходной щели, мм	15–40
Размер кусков питания, мм	До 120
Установленная мощность, кВт	72,5
В том числе главного привода, кВт	55
Габаритные размеры, мм:	
длина	2800
ширина	2500
высота	2100
Масса (без двигателя, оборудования, масло- и гидросистемы, системы подачи воздуха, электрошкафа), кг	11 600

В комплект поставки входят конусная дробилка, насосная станция, техническая документация, комплект запасных частей, принадлежностей и инструмента.

Разработчик и изготовитель – Выксунский завод дробильно-размольного оборудования.

1.10. Дробилка конусная КСД-600Гр СМД-119

Предназначена для среднего дробления горных пород с пределом прочности при сжатии 300 МПа.

Техническая характеристика

Производительность, м ³ /ч, при щели шириной, мм:	
12	14
35	40
Диаметр основания дробящего конуса, мм	600
Размер загружаемого материала, мм	До 60
Ширина выходной щели, мм	12-35
Частота качаний подвижного конуса, с ⁻¹	6,16
Установленная мощность, кВт	30
Габаритные размеры, мм:	
длина	1600
ширина	1500
высота	1500
Масса (без двигателя и комплектующих), кг	4300

В комплект поставки входят дробилка с маслonaсосной станцией, техническая документация, комплект запасных частей, принадлежностей и инструмента.

Разработчик и изготовитель — Костромской завод "Строммашина".

1.11. Дробилки конусные инерционные

Конусные инерционные дробилки (КИД) предназначены для мелкого дробления горных пород. Основное отличие КИД от конусных дробилок состоит в том, что в качестве привода дробящего конуса вместо эксцентрикового механизма используется вибропитатель дебалансного типа, который позволяет дробящему конусу обкатываться по неподвижной чаше неподвижного конуса, совершая "гирационное" движение. Корпус дробилки играет роль "наковальни", под которой наносит удары дробящий подвижный конус под действием силы инерции дебаланса.

Преимущества КИД:

- степень дробления достигает 15-18 вместо 3-4 в дробилках с эксцентриковым приводом;
- крупность продукта дробления не повышается при увеличении выходной щели при абразивном износе футеровок;
- обеспечивается работа дробилки под завалом, пуск и остановка под нагрузкой;
- исключается перегрузка механизма при попадании в камеру дробления недробимых тел;
- нет необходимости в сооружении массивных фундаментов.

Основным недостатком КИД является невозможность "сухого" дробления зашламованного влажного рудного материала за счет запрессовки материалом выходной щели.

Техническая характеристика

Марка дробилки	КИД-300	КИД-600	КИД-1750
Диаметр дробящего конуса, мм	300	600	1750
Максимальная крупность загружаемого материала, мм	20	50	90

Объемная производительность (руда средней крепости, влажностью $W = 4\%$, без глинистых примесей), $m^3/ч$, не более	1	13	90
Номинальная крупность дробленого материала (по 5%-ному остатку на ситах), мм	2	8	10
Электродвигатель привода дробилки:			
мощность, кВт	10	75	500
напряжение, В	380	380	6000
частота вращения, $мин^{-1}$	1500	1000	590
Масса дробилки (без электрического и смазочного оборудования), т	1	5,5	90
Габаритные размеры, мм:			
длина (с электродвигателем)	1300	2270	6500
ширина	800	1280	4000
высота	1450	2170	5400

САМОБАЛАНСНЫЕ ГРОХОТЫ СРЕДНЕГО ТИПА

Предназначены для окончательного грохочения. Для них используют вибраторы с направленными колебаниями, что позволяет устанавливать грохот горизонтально. Устанавливаются в основном на передвижных дробильно-сортировочных установках. Процесс грохочения оценивается двумя показателями: производительностью (количеством материала, поступающего на грохот за единицу времени) и эффективностью грохочения (отношением массы материала, прошедшего сквозь отверстия сита, к массе материала данной крупности, содержащегося в исходном продукте).

1.12. Грохот инерционный вибрационный СМД-125А

Предназначен для промежуточного и товарного грохочения на дробильно-сортировочных установках для разделения по крупности дробленого материала с насыпной плотностью $1,8 \text{ т/м}^3$.

Техническая характеристика

Размер просеивающей поверхности, мм:	
ширина	2000 ± 40
длина	6000 ± 200
Число ярусов просеивающих поверхностей	2
Наибольший размер куска питания, мм	200
Амплитуда колебаний, мм	$3,2 \pm 0,3; 3,9 \pm 0,4$
Частота колебаний, Гц	$16,2 \pm 0,3$
Угол наклона просеивающих поверхностей, градус	12–18
Установленная мощность, кВт	22
Габаритные размеры, мм:	
длина	7500
ширина	3000
высота	1650
Масса грохота, кг	7000

В комплект поставки входят грохот с приводом, техническая документация, комплект запасных частей, принадлежностей и инструмента.

Разработчик и изготовитель — Костромской завод "Строммашина".

1.13. Грохот инерционный наклонный СМД-121А

Предназначен для разделения на фракции дробленого материала с насыпной плотностью $1,8 \text{ т/м}^3$ с кусками максимальной крупностью 200 мм и используется на стационарных дробильно-сортировочных установках.

Техническая характеристика

Производительность (ориентировочная), $\text{м}^3/\text{ч}$	220
Размер просеивающей поверхности, мм:	
длина	5000 ± 150
ширина	1750 ± 35
Число ярусов просеивающих поверхностей	2
Угол наклона просеивающей поверхности, градус	12–18
Амплитуда (полуразмах) колебаний, мм	3,2–4,5
Частота колебаний, Гц	$16,2 \pm 0,3$
Крупность кусков исходного материала, мм	До 200
Установленная мощность, кВт	15
Габаритные размеры, мм:	
длина	6200
ширина	2700
высота	1550
Масса, кг	До 4500

В комплект поставки входят грохот, техническая документация, комплект запасных частей, принадлежностей и инструмента.

Разработчик и изготовитель — Костромской завод "Строммашина".

1.14. Грохот инерционный СМД-148А

Предназначен для разделения на фракции дробленого материала с кусками крупностью до 250 мм и насыпной плотностью до $1,8 \text{ т/м}^3$, используется на стационарных и передвижных дробильно-сортировочных установках.

Техническая характеристика

Производительность (ориентировочная), $\text{м}^3/\text{ч}$	150
Размер просеивающей поверхности, мм:	
длина	4250 ± 150
ширина	1500 ± 30
Крупность кусков питания, мм	250
Число ярусов сит	2
Угол наклона просеивающей поверхности, градус	12–18
Амплитуда колебаний, мм	3,2–4,5
Частота колебаний, Гц	$16,2 \pm 0,3$
Установленная мощность, кВт	11
Габаритные размеры колеблющейся части грохота, мм:	
длина	5500
ширина	2500
высота	1550
Масса, кг:	
колеблющейся части грохота	3600
колеблющейся части электропривода и амортизирующих устройств	4130
грохота с запасными частями	4250

В комплект поставки входят грохот, техническая документация, комплект запасных частей, принадлежностей и инструмента.

Разработчик и изготовитель — Костромской завод "Строммашина".

1.15. Пластинчатый питатель ТК-15А

Предназначен для равномерной подачи кускового материала в приемные отверстия дробилок, на просеивающие поверхности грохотов и в другое технологическое оборудование. Может быть использован также как перегрузочный конвейер. Полотно питателя способно воспринимать большие нагрузки от массы материала и от ударов крупных кусков материала, падающих с большой высоты.

Главными параметрами питателя являются ширина рабочего полотна и его длина, измеряемая между центрами звездочек.

Техническая характеристика

Производительность, м ³ /ч	40; 50; 80; 100; 120; 200
Ширина полотна, мм	1000
Расстояние между центрами звездочек, мм	6000
Скорость перемещения полотна, м/ч	0,04; 0,05; 0,08; 0,1; 0,12; 0,2
Размер транспортируемого материала, мм	До 600
Угол наклона питателя, градус	До 25
Установленная мощность, кВт	5; 6,3; 10
Габаритные размеры, мм:	
длина	7200
ширина с приводом	2610
ширина без привода	1940
высота	1160
Масса, кг	10 500

В комплект поставки входят питатель, техническая документация, комплект запасных частей, принадлежностей и инструмента.

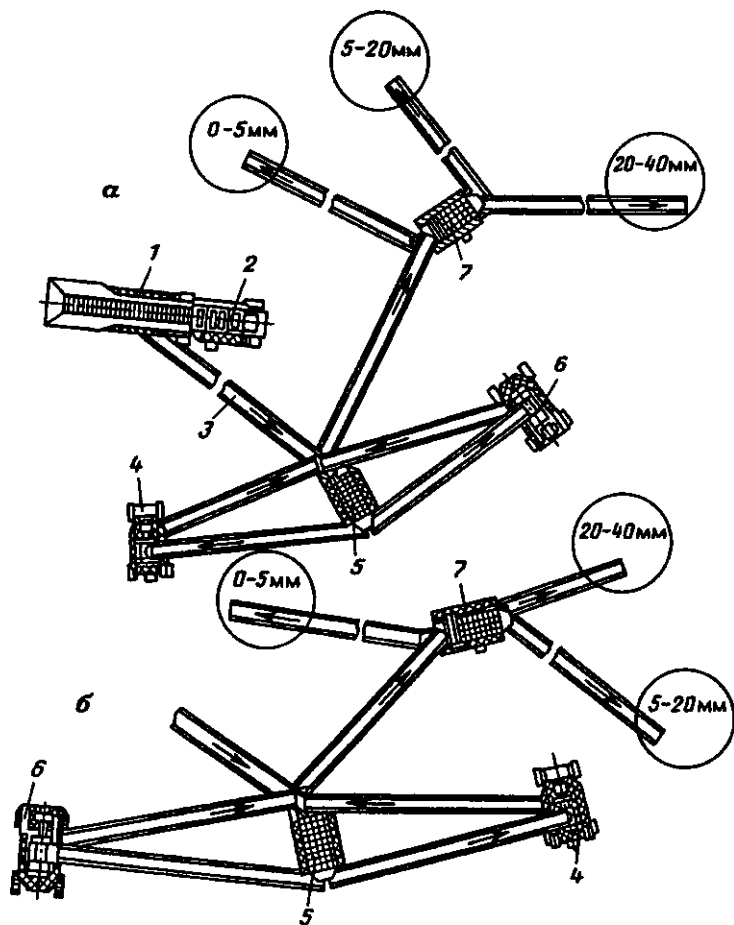
Разработчик и изготовитель — Костромской завод "Строммашина".

ПЕРЕДВИЖНЫЕ ДРОБИЛЬНО-СОРТИРОВОЧНЫЕ УСТАНОВКИ

1.16. Передвижная дробильно-сортировочная установка большой производительности ПДСУ-200

Комплект передвижной дробильно-сортировочной установки большой производительности состоит из агрегатов, каждый из которых выполняет одну технологическую операцию. Это дает возможность использовать их в различных сочетаниях для получения дробленого материала из осадочных и изверженных пород и гравийно-песчаных смесей. На рисунке показаны возможные схемы расположения агрегатов ПДСУ-200.

Все агрегаты, входящие в ПДСУ, смонтированы на тележках с пневмоколесами и оборудованы тормозами. Они снабжены площадками для обслуживания и опорами, на которые устанавливаются во время работы.



Основные варианты компоновки технологических схем ПДСУ-200:

a — для переработки изверженных пород; *б* — для переработки гравийно-песчаных пород; 1 — пластинчатый бункер-питатель ТК-16А; 2 — агрегат крупного дробления СМД-133А; 3 — ленточный конвейер; 4 — агрегат мелкого дробления СМД-134А; 5 — сортировочный агрегат СМД-174 для промежуточного грохочения; 6 — агрегат среднего дробления СМД-131А; 7 — сортировочный агрегат СМД-174 для окончательного грохочения

Оборудованием агрегатов управляют с агрегата управления.

Для приготовления дробленого материала крупностью до 40 мм из абразивных (изверженных) пород высокой прочности (до 300–350 МПа) предусматривается трехстадийное дробление с замкнутыми циклами на второй и третьей стадиях. В этой технологической линии используются бункер-питатель ТК-16А, агрегат крупного дробления СМД-

133А, агрегат среднего дробления СМД-131А, агрегат мелкого дробления СМД-134А, два агрегата сортировки СМД-174, конвейер СМД-152, шесть конвейеров СМД-151 и агрегат управления.

Исходный материал поступает в бункер-питатель и далее направляется в агрегат крупного (первичного) дробления со щековой дробилкой с приемным отверстием размером 600×900 мм. Раздробленный материал ленточным специальным конвейером с лентой шириной 800 мм направляется на агрегат сортировки с двухъярусным грохотом для промежуточного разделения. Надрешетный материал с верхнего яруса поступает в агрегат среднего (вторичного) дробления с двумя щековыми дробилками с приемным отверстием размером 250×900 мм.

Вышедший из дробилки материал снова поступает в агрегат сортировки для промежуточного разделения. Продукт верхнего яруса направляется в агрегат мелкого дробления с конусной дробилкой и после дробилки снова подается на агрегат промежуточной сортировки. Продукт, прошедший агрегат промежуточной сортировки, подается на агрегат сортировки с двухъярусным грохотом для окончательного разделения на фракции 0–5, 5–20 и 20–40 мм. Производительность при такой схеме 85 м³/ч, установленная мощность 320 кВт. Размеры площади для установки всего оборудования 40×45 м. Общая масса оборудования 145 т. Для получения дробленого материала размером до 70 мм агрегат мелкого дробления заменяют вторым агрегатом среднего дробления или совсем убирают.

Ниже приводится краткая характеристика механизмов, входящих в ПДСУ-200.

1.17. Питатель пластинчатый передвижной ТК-16А

Предназначен для загрузки исходной горной массы в щековую дробилку крупного дробления.

Техническая характеристика

Производительность, м ³ /ч	40; 50; 80; 100; 120; 200
Ширина полотна, мм	1000
Длина транспортирования, мм	6000
Скорость движения ленты, м/с	0,04; 0,05; 0,08
Размер транспортируемого материала, мм	До 600
Установленная мощность, кВт	5; 6,3; 10
Габаритные размеры, мм:	
длина	8300
ширина	3810
высота	4700
Масса, кг	16 000

В комплект поставки входят пластинчатый питатель, бункер, техническая документация, комплект запасных частей, принадлежностей и инструмента.

Разработчик и изготовитель — Костромской завод "Строммашина".

1.18. Агрегат крупного дробления СМД-133А

Предназначен для дробления горных пород и получения несортированного дробленого материала.

Техническая характеристика

Производительность (при ширине выходной щели 130 мм), м ³ /ч	Не менее 98
Размер исходного материала, мм	До 500
Скорость перемещения, км/ч	До 20
Установленная мощность, кВт	До 78
В том числе основного привода, кВт	До 75
Габаритные размеры, мм:	
длина	11 000
ширина	3500
высота	4500
Масса (без запчастей и инструмента), кг	До 30 000

В комплект поставки входят агрегат, техническая документация, ЗИП. Агрегат отгружается без упаковки в частично демонтированном виде. Запасные части, инструмент и принадлежности, пульт управления, кабельная продукция, а также техническая документация отгружаются в ящике. Запасные дробящие плиты отгружаются без упаковки.

Агрегат можно транспортировать железнодорожным и водным транспортом, а также по автомобильным дорогам тягачом.

Разработчик и изготовитель — Выксунский завод дробильно-размольного оборудования.

1.19. Агрегат среднего дробления СМД-131А

Предназначен для дробления горных пород с кусками размером до 210 мм, поступающих из агрегата крупного дробления, и получения несортированного дробленого материала. В состав агрегата входят две щековые дробилки СМД-108А.

Техническая характеристика

Производительность (при ширине щели 40 мм), м ³ /ч	44
Размер загрузочного материала, мм	До 210
Скорость перемещения, км/ч	До 20
Установленная мощность, кВт	До 96
В том числе основных приводов, кВт	90
Габаритные размеры, мм:	
длина	8000
ширина	3200
высота	3300
Масса (без запчастей и инструмента), кг	25 500

В комплект поставки входят агрегат, техническая документация, ЗИП. Агрегат отгружается без упаковки в частично демонтированном виде. Запасные части, инструмент, принадлежности и техническая документация отгружаются в ящике. Агрегат можно транспортировать железнодорожным и водным транспортом, а также по шоссе дорогам.

Разработчик и изготовитель — Выксунский завод дробильно-размольного оборудования.

1.20. Агрегат мелкого дробления СМД-134А

Предназначен для дробления горных пород и получения несортированного дробленого материала.

Техническая характеристика

Производительность (при ширине выходной щели 23 мм), м ³ /ч	56
Диаметр основания дробящего конуса, мм	900
Размер загружаемого материала, мм	До 120
Скорость перемещения, км/ч	До 20
Установленная мощность (без двигателя насоса гидросистемы), кВт	58
Габаритные размеры, мм:	
длина	8200
ширина	2900
высота	3500
Масса (без запчастей и инструмента), кг	19 000

В комплект поставки входят агрегат, техническая документация, ЗИП. Агрегат отгружается без упаковки в частично демонтированном виде. Запасные части, инструмент и принадлежности, пульт управления, кабельная продукция, а также техническая документация отгружаются в ящике, запасные конусы — отдельным местом. Станция гидропривода и электроаппаратный шкаф отгружаются на раме агрегата.

Агрегат можно транспортировать железнодорожным транспортом, а также по автомобильным дорогам, прицепленным к тягачу.

Разработчик и изготовитель — Выксунский завод дробильно-размольного оборудования.

1.21. Агрегат сортировки СМД-174 передвижной

Предназначен для механической сортировки дробленого материала на три фракции. Агрегат может работать в составе передвижных дробильно-сортировочных установок большой производительности или самостоятельно на открытой площадке в условиях умеренного (от -25 до +40 °С) климата.

1.22. Агрегат сортировки СМД-174

Представляет собой двухколесный прицеп, на котором установлены инерционный грохот СМД-148, ленточный конвейер, бункер и течка.

Агрегат работает следующим образом. Исходный материал, подлежащий сортировке, подается загрузочным конвейером на верхнее сито грохота. Материал, не прошедший через верхнее сито, поступает в верхнюю течку и далее отвальным ленточным конвейером подается на склад готовой продукции или на вторую стадию дробления. Прошедший через верхнее сито материал поступает на нижнее сито грохота, не прошедший через сито материал поступает в течку и да-

лее на склад готовой продукции или на окончательное дробление. Материал, прошедший сквозь нижнее сито грохота, попадает в бункер и отводится на ленточный конвейер склада готовой продукции.

Техническая характеристика

Производительность, м ³ /ч:	
при самостоятельной работе	От 125
при работе в составе ПДСУ (производство щебня размером до 40 мм)	От 98
Число ярусов сит	2
Размер просеивающей поверхности, мм:	
ширина	1500
длина	3750
Размер, мм:	
исходного материала	До 200
готового продукта:	
предварительной сортировки	40–70; > 20
окончательной сортировки	0–5; 5–20; > 20
смешанного	0–40
Скорость перемещения, км/ч	20
Установленная мощность, кВт	15
Габаритные размеры, мм:	
длина	9500
ширина	4000
высота	4000
Масса, кг	10 000

В комплект поставки входят агрегат, техническая документация, ЗИП. Агрегат отгружается без упаковки в частично демонтированном виде, мелкие запасные части, инструменты и принадлежности, пульт управления, кабельная продукция, а также техническая документация — в ящике. Агрегат можно транспортировать железнодорожным и водным транспортом, а также по автомобильным дорогам прицепленным к тягачу.

Разработчик и изготовитель — Выксунский завод дробильно-размольного оборудования.

1.23. Конвейеры специальные СМД-151 и СМД-152

Применяются для комплектования технологических линий автоматизированных передвижных дробильно-сортировочных установок большой производительности, кроме того, их можно использовать в качестве самостоятельного транспортного средства.

Техническая характеристика

Марка конвейера	СМД-151	СМД-152
Производительность, м ³ /ч	187	260
Ширина ленты, мм	650	800
Расстояние между центрами барабанов, мм	15 000	15 000
Угол наклона, градус	До 18	До 18
Установленная мощность, кВт	7,5	11
Габаритные размеры, мм:		
длина	16 500	16 500

ширина	2800	3000
высота	5500	5500
Масса, кг	3600	4300

В комплект поставки входят конвейер в разобранном виде (монтаж производится на месте эксплуатации ПДСУ), техническая документация и комплект запасных частей, принадлежностей и инструмента.

Разработчик и изготовитель — Выксунский завод дробильно-размольного оборудования.

1.24. Агрегат управления передвижными дробильно-сортировочными установками У-7810.4А

Предназначен для управления передвижными дробильно-сортировочными агрегатами, смонтированными в единую технологическую линию.

Техническая характеристика

Вид управления	Кнопочное, дистанционное
Температура в кабине, °С, при температуре окружающего воздуха, °С:	
—30	14
+30	26
Промышленный шум в кабине, дБ	До 85
Запыленность в кабине, мг/м ³	До 2
Размеры кабины управления (внутренние по полу), мм:	
длина	2000
ширина	2000
высота	2300
Габаритные размеры агрегата, мм:	
длина	7100
ширина	5000
высота	7500
Масса (без электрооборудования), кг	3800

Разработчик и изготовитель — Выксунский завод дробильно-размольного оборудования.

1.25. Передвижная дробильно-сортировочная установка средней производительности

Предназначена для дробления и сортировки крепких горных пород с выдачей готового продукта трех фракций.

В состав ПДСУ средней производительности входят два агрегата: передвижной агрегат среднего дробления и передвижной агрегат дробления и сортировки. В состав ПДСУ может входить и дизельный агрегат, который обеспечивает электроэнергией не только приводные двигатели оборудования ПДСУ, но и отвальные ленточные конвейеры, и освещение площадки в ночное время.

ПДСУ работает следующим образом. Из приемного бункера, днищем которого служит пластинчатый питатель, материал через колосниковую решетку подается в щековую дробилку, где дробится

до определенных размеров. Дробленый продукт и материал, прошедший через колосниковую решетку, ленточным конвейером подается в приемный лоток бокового ленточного конвейера агрегата дробления и сортировки, который направляет их на вибрационный грохот, где разделяется на три фракции (0—5; 5—20; 20—40 мм), затем поступает в расположенный под грохотом бункер с тремя отсеками. Под каждый отсек подводится отвальный ленточный конвейер, который направляет готовую фракцию на склад или автотранспорт.

Надрешетный продукт верхнего яруса (> 40 мм) поступает в конусную дробилку. Прошедший конусную дробилку материал возвратным ленточным конвейером направляется на виброгрохот. Так образуется замкнутый цикл сортировки и дробления.

Описанная последовательность работ (в частности, получения трех фракций) в зависимости от предварительных технологических исследований может быть изменена. Ниже приводится краткая характеристика агрегатов, входящих в ПДСУ средней производительности.

1.26. Агрегат среднего дробления СМД-186

Предназначен для дробления крепких горных пород и выдачи несортированного продукта дробления.

Техническая характеристика

Производительность (при ширине выходной щели 60 мм), м ³ /ч	33
Размер загружаемого материала, мм	До 340
Вместимость бункера-питателя, м ³	7
Размер приемного отверстия дробилки, мм	400×900
Размер готового продукта, мм	До 90
Скорость транспортирования, км/ч	До 20
Установленная мощность, кВт	55
Габаритные размеры, мм:	
длина	11 000
ширина (без лестниц и электрошкафа)	4600
высота:	
в рабочем положении	4600
в транспортном положении	3600
Масса (без ЗИП), кг	24 000

В комплект поставки входят передвижной агрегат, техническая документация, ЗИП. Агрегат отгружается без упаковки в частично демонтированном виде. Мелкие запасные части, инструмент и принадлежности, пульт управления, кабельная продукция, а также техническая документация отгружаются в ящике, запасные дробящие плиты — отдельным местом. Агрегат может транспортироваться железнодорожным, водным транспортом, а также по автомобильным дорогам прицепленным к тягачу.

Разработчик и изготовитель — Выксунский завод дробильно-размольного оборудования.

1.27. Агрегат мелкого дробления и сортировки СМД-187

Может использоваться самостоятельно для дробления горных пород с пределом прочности при сжатии до 300 МПа и разделения продукта дробления на три фракции. Агрегат представляет собой двухосный прицеп, состоящий из рамы, передней и задней тележек. На прицепе установлены боковой ленточный конвейер, виброгрохот, бункер выдачи, конусная дробилка и ленточный конвейер возврата.

Агрегат работает следующим образом. Материал, подлежащий дроблению и сортировке, поступает с промежуточного склада (агрегата среднего дробления при работе в ПДСУ) в приемный лоток, откуда по боковому ленточному конвейеру на виброгрохот, где разделяется на фракции, и поступает в расположенный под грохотом бункер выдачи с тремя течками. Под каждую течку подводится отвальный конвейер. Дробленый материал размером более 40 мм, не прошедший через сита грохота, поступает для дробления в конусную дробилку. Из-под конусной дробилки возвратным ленточным конвейером материал повторно поступает в приемный лоток и боковым конвейером снова подается на виброгрохот. Так образуется замкнутый цикл сортировки и дробления.

Техническая характеристика

Производительность, м ³ /ч	33
Размер загружаемого материала, мм	До 90
Диаметр основания дробящего конуса дробилки, мм	600
Просеивающая поверхность грохота, мм:	
ширина	1200
длина	3000
Размер готового продукта, мм	0—5; 5—20; 20—40
Частота колебаний просеивающей поверхности, Гц	11,7
Скорость перемещения, км/ч	До 20
Установленная мощность, кВт	50
Габаритные размеры, мм:	
длина	12 000
ширина в рабочем положении	5000
высота:	
в рабочем положении	4500
в транспортном положении	3730
Масса, кг	14 500

В комплект поставки входят агрегат, техническая документация, ЗИП. Агрегат отгружается без упаковки в частично демонтированном виде. Мелкие запасные части, инструкция и принадлежности, пульт управления, кабельная продукция, а также техническая документация отгружаются в ящике. Запасные дробящие конусы отгружаются отдельным местом.

Агрегат может транспортироваться железнодорожным и водным транспортом, а также по автомобильным дорогам прицепленным к тягачу.

Разработчик и изготовитель — Выксунский завод дробильно-размольного оборудования.

1.28. Агрегат дизель-генераторный У-4060.02

Предназначен для питания электроэнергией передвижных дробильно-сортировочных агрегатов на карьерах, где отсутствует электроэнергия, и поставляется с дробильно-сортировочными установками средней производительности. Агрегат работает при температуре окружающего воздуха от -40°C до $+40^{\circ}\text{C}$.

Техническая характеристика

Номинальная мощность, кВт	100
Частота тока, Гц	50
Напряжение, В	400
Род тока	Переменный, трехфазный
Нестабильность частоты, %	± 1
Точность поддержания частоты, %	± 2
Удельный расход топлива, г/кВт	260
Габаритные размеры, мм:	
длина	3000
ширина	1400
высота (без выхлопных труб)	2000
Масса, кг	2400

В комплект поставки входят агрегат, техническая документация, ЗИП.

Разработчик и изготовитель — Выксунский завод дробильно-размольного оборудования.

2. ГРАНУЛЯТОРЫ

2.1. Техническая характеристика барабанных грануляторов

Марка гранулятора	2,8×11	3,6×10	3,6×14
Производительность:			
т/ч	40–50	90–110	100–120
т/сут	800–1000	1800–2200	2000–2400
Диаметр барабана внутренний, мм	2800	3600	3600
Длина барабана, м	9	10	14
Угол наклона, градус	4–6	6–10	8
Частота вращения, об/мин	8–12	15–16	8–12
Расход воды, м ³ /ч	3	0,5–1	—

Изготовитель — Уралмашзавод (УЗТМ).

2.2. Техническая характеристика чашевых грануляторов

Марка гранулятора	Ø 5,5	Ø 7,0	Ø 7,5
Диаметр чаши, м	5,5	7	7,5
Производительность:			
т/ч	40	90	130
т/сут	800	1800	2600
Частота вращения, об/мин	6–10	4–6,5	4–7
Установленная мощность двигателя, кВт	90	120	110

Изготовитель — Уралмашзавод (УЗТМ).

Б. ОБОРУДОВАНИЕ ДЛЯ СООРУЖЕНИЯ ШТАБЕЛЕЙ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

В главе 7 изложены методы сооружения штабелей кучного выщелачивания с помощью различных технических средств. Ниже приведены технические характеристики основного оборудования, выпускаемого отечественной промышленностью и используемого на этой стадии процесса КВ.

1. Фронтальные пневмоколесные погрузчики

Марка погрузчика	ТО-19	ТО-16	ТО-6Б	ТО-17
Грузоподъемность, т	0,5	0,8	1,8	2
Вместимость основного ковша, м ³	0,28	0,4	1	1
Максимальная высота разгрузки, мм	2635	2050	2300	2700
Мощность двигателя, л.с.	40-50	50	75	90
Наибольшая скорость движения по передачам, км/ч:				
вперед	7 (1,62-26,68)*	3,4-30	7,5-29	6,4-37,9
назад	5,28	6,27	8-21	До 20,6
Масса в заправленном состоянии, кг	3909	4130	7500	8500
Производительность при дальности перевозок 200-400 м, т/ч	5-10	10-15	20-30	20-30
Марка погрузчика	ТО-18	ТО-11	ТО-8	
Грузоподъемность, т	3	4	5	
Вместимость основного ковша, м ³	1,5	2	2,7	
Максимальная высота разгрузки, мм	2750	3200	3350	
Мощность двигателя, л.с.	130	212	240	
Наибольшая скорость движения по передачам, км/ч:				
вперед	3 (7-42)	4 (9,5-44,2)	0-40	
назад	7-25,2	До 44	0-40	
Масса в заправленном состоянии, кг	10 700	16 340	19 900	
Производительность при дальности перевозок 200-400 м, т/ч	30-40	40-50	50-70	

* В скобках указан разброс от минимального до максимального значения.

2. Скреперные лебедки

Марка лебедки	10ЛС	17ЛС	30ЛС	55ЛС	100ЛС	К100ЛС
Вместимость скрепера, м ³	0,5	0,25	0,6	1	1,6	1,6
Среднее тяговое усилие на рабочем барабане, кН	10	16	28	45	60	63
Номинальная скорость каната, м/с:						
рабочего	1,08	1,11	1,17	1,32	1,37	1,7
холостого	1,49	1,54	1,61	1,80	1,90	2,36
Расчетная канатоемкость барабана, м	45	60	90	100	125	300
Мощность электродвигателя, кВт	10	17	30	55	100	90

Масса лебедки с двигателем, кг	528—610	797—610	1403—1872	2444—3200	4115—5460	7465
Производительность, м ³ /ч, при длине скреперования:						
50 % канатоемкости						
барабана	14	6	10	17	24	14
100 % канатоемкости						
барабана	9	4	7	10	14	8

3. Самоходный бункер-штабель БПП-300 5/15

Вид перемещаемых пород	Связные
Техническая производительность, м ³ /ч	300
Тип питателя	Пластинчатый
Ширина питателя, мм	1000
Вместимость приемной воронки, м ³	5
Вылет разгрузочного конвейера, м	15
Ширина ленты конвейера, мм	800—1000
Поворотность, градус	340
Высота загрузки, м	3,7
Максимальный угол подъема разгрузочного конвейера, градус	15
Скорость движения ленты разгрузочного конвейера, м/с	1,8
Давление на грунт, МПа	0,095
Скорость передвижения, м/с	165
Установленная мощность, кВт	52,5
Масса, т	23,5
Ходовой механизм	Гусеничный

Разработчик — ВНИИжелезобетон.

4. Самоходный отвалообразователь ОГ-30/350

Вид перемещаемых пород	Связные
Техническая производительность, м ³ /ч	350
Угол поворота отвалообразователя в плане, градус	360
Длина приемной консоли, м	9
Максимальный угол подъема разгрузочной консоли, градус	15
Вылет разгрузочной консоли при максимальном угле подъема, м	28
Высота загрузки, м	9,5
Ширина ленты конвейера, мм	1000
Скорость движения ленты разгрузочного конвейера, м/с	3,5
Давление на грунт, МПа	0,045
Преодолеваемый уклон, градус	4,5
Ходовой механизм	Гусеничный
Длина гусеничного хода, мм	2700

Изготовитель — Донецкий машиностроительный завод.

5. Отвалообразователи звеньевые поворотные (СПЗ)

Марка отвалообразователя	ОЗП-800-1	ОЗП-800-2	ОЗП-1000
Длина, м	40,73	53,23	51,7—67,7
Число звеньев	3	4	3—4
Длина одного звена, м	12,5	12,5	16
Скорость движения ленты, м/с	1,6	1,6	1,5
Ширина конвейерной ленты, мм	800	800	1000

Угол наклона, градус	15	15	15
Угол поворота по горизонтали, градус	150	150	150
Массовая подача, м ³ /ч	70	70	160
Вместимость отсыпаемого отвала, м ³	26-10 ³	56-10 ³	(56-134)·10 ³
Масса, т	8,9	10,5	21,1-25,4
Климатическое исполнение		ХЛ (холодный климат)	
Устройство для передвижки		Салазки	

Изготовитель — Магаданский РМЗ.

6. Стакеры поворотно-звеньевые (СПЗ)

Марка отвалообразователя	СПЗ-11-650	СПЗ-11-800
Длина, м	25,8-40,8	26,1-63,6
Число звеньев	3-5	3-8
Длина одного звена, м	7,5	7,5
Скорость движения ленты, м/с	1,1-1,5	1,1-1,5
Ширина конвейерной ленты, мм	650	800
Угол наклона, градус	13-16	13-16
Угол поворота по горизонтали, градус	До 150	До 150
Массовая подача, м ³ /ч	50-70	80-110
Вместимость отсыпаемого отвала, м ³	До 40·10 ³	До 125·10 ³
Масса, т	6,1-7,4	8,3-12,9
Климатическое исполнение		ХЛ
Устройство для передвижки		Салазки

Изготовитель — Магаданский РМЗ.

7. Бульдозеры

Марка бульдозера	ДЗ-110А	ДЗ-141ХЛ
Базовый трактор	Т-130МГ-1	Т-500Р-1
Мощность двигателя, кВт	118	367
Номинальное тяговое усилие, кН	100	350
Параметры отвала, мм	1180×3220	2000×4800
Объем грунта, перемещаемого отвалом, м ³	3,5	8,5
Наибольшая высота подъема отвала (над опорной поверхностью), мм	995	1430
Наибольшая величина опускания отвала (ниже опорной поверхности), мм	465	640
Основной угол резания, градус	55	55
Угол установки отвала в плане, градус	90	90
Угол поперечного перекоса отвала, градус	12	8
Габаритные параметры бульдозера, мм	5490×3220×3087	10380×4820×4170
Угол въезда, градус	24	—
Масса бульдозерного оборудования, т	2	8,6
Общая масса бульдозера, т	16	59,9

Изготовитель — АО "Дормаш", г. Челябинск.

Сменная производительность бульдозеров

Тяговый класс трактора, кН	100	150	250	350
Сменная производительность бульдозера, м ³ , при расстоянии перемещения, м:				
30	530	960	1350	1500
50	310	560	805	1000
70	—	370	530	640

8. Автосамосвалы

Марка самосвала	КамАЗ-5611	КрАЗ-256Б-1
Грузоподъемность, т	10	12
Вместимость кузова, м ³	7,2	6,0
Масса снаряженного автосамосвала, т	9	11
Полная масса, т	19	23
В том числе на заднюю ось, т	14,7	18,5
Габариты, м	7,2×2,5×2,7	8,1×2,7×2,8
Наименьший радиус поворота, м	8,5	11
Погрузочная высота, м	2,2	2,3
Номинальная статическая нагрузка на заднюю ось, кН	40×2	50×2
Среднее расчетное давление на основание автодороги, МПа	0,44	0,54
Наибольшая скорость, км/ч	80	68
Контрольный расход топлива на 100 км, л	27	36

Изготовители – Камский автозавод (КамАЗ-5611), Кременчугский автозавод (КрАЗ-256Б-1).

В. ОБОРУДОВАНИЕ ДЛЯ ПРОЦЕССА КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

1. Установки для вскрытия барабанов с монолитным реагентом (NaOH)

Марка установки	УВРМ-М-У6	УВРМ-М-У10	УВРМ-М-У16
Число барабанов за цикл	6	10	16
Производительность, кг/ч	990	1650	2400
Длительность цикла, мин	57,2	60	66
Расход воды, м ³ /ч	90	150	240
Габариты, мм	4120×2770×2200	5120×2770× 2200	6560×2770×2200
Масса, кг	—	5680	—
Давление воды, кН/м ²		500	
Мощность, кВт		6,42	
Напряжение (в цепях управления 24, 36, 220 В), В		380	
Масса реагента в барабане, кг		165	
Габариты барабанов, мм		D = 435+443; H = 657+685	

Изготовитель: Восточно-Казахстанский машиностроительный завод "Востокмашзавод", г. Усть-Каменогорск.

2. Установки для вскрытия барабанов с сухим реагентом (NaCN)

Марка установки	УВРМ-С-У2	УВРМ-С-У4	УВРМ-С-У6	УВРМ-С-У8
Число барабанов за цикл	2	4	6	8
Производительность: барабан/ч	3,2	6,5	9,7	13
кг/ч	211	420	634	845

Длительность цикла, мин	32	33,5	35	36,6
Габариты, мм	1400×2300×1650	2300×2300×1650	3200×2300×1650	4100×2300×1650
Масса, кг	1400	1900	2400	2900
Давление воды, кН/м ²			350	
Расход раствора, м ³ /ч			10	
Мощность, кВт			0,9	
Напряжение (в цепях управления 24, 36, 220 В), В			380	
Щит управления, мм			800×600×2200	
Масса реагента в барабане, кг			65	
Габариты барабанов, мм				

$$D = 435-443; H = 657-705$$

Изготовители: Восточно-Казахстанский машиностроительный завод "Востокмашзавод", г. Усть-Каменогорск; ПО "Геофизика", г. Красноярск, ул. акад. Киренского, 89.

3. Характеристики контактных чанов для приготовления и хранения крепких растворов NaOH и NaCN

Рабочий объем, м ³	0,8	1,6	3,15	6,3	12,5	25
Габариты, м:						
внутренний диаметр без футеровки	1,04	1,29	1,64	2,04	2,54	3,19
высота	2,5	2,716	3,304	3,761	4,815	5,52
Мощность электродвигателя, кВт	1,5	1,5	2,2	6,5	7,5	15
Масса, т	0,609	0,751	1,172	1,94	3,079	4,821
Исполнение	По желанию заказчика: обычное, обычное с укрытием; кислотостойкое с укрытием					

Изготовители: Восточно-Казахстанский машиностроительный завод "Востокмашзавод", г. Усть-Каменогорск; Дмитровградский завод химического машиностроения, Ульяновская обл., г. Дмитровград.

4. Характеристики резервуаров для продуктивных и рабочих растворов

Наименование	Вместимость, м ³	Габариты, м		Масса, т
		диаметр	длина	
Резервуар стальной горизонтальный цилиндрический	3	1,408	2,038	0,5
	5	1,908	2,038	0,73
	10	2,228	2,85	1,07
	25	2,768	4,278	1,8
	50	2,768	9,61	3,42
	75	3,248	9,73	4,25
Резервуар вертикальный для неагрессивных химических продуктов	100	3,248	12,71	5,42
	50	4,73	2,98	3,4
Резервуар из нержавеющей стали для агрессивных химических продуктов	80	4,73	4,47	4,1
	50	3,77	5,23	—
Резервуар стальной для агрессивных сред с плоским дном	100	4,73	6,85	—
	100	4,73	5,96	—

Резервуары изготавливаются по типовым проектам, имеющимся в проектных организациях.

5. Основные характеристики насосных агрегатов, применяемых на объектах КВ

Марка насосного агрегата	Производительность Q , м ³ /ч	Напор H , м	Мощность N , кВт	Завод-изготовитель
X2/30-Р-СД	2	30	2	Целиноградский насосный завод
АХ 50-32-160-А-СД	12,5	32	2,6	То же
ПР 12,5/12,5	12,5	12,5	1	Бобруйский машиностроительный завод
X2/30-Р	36,4	15,8	4	Кусинский машиностроительный завод
X45/23/4-П	45	21	7	г. Кирово-Чепецк, учреждение ОР-216/5
X45/31-Ф-С-УЧ	45	31	11	Славянский керамический комбинат
ХВС-45/54-Ж-СД	45	54	30	Щелковский насосный завод
К80-50-200-СД	50	50	15	Катайский насосный завод
КМ-80-50-200-С	50	50	15	То же
Х-80-50-200-К-СД	50	50	18,5	— " —
Х80-50-250-К-СД	50	80	37	— " —
Х80-50-160Д-С	50	32	15	— " —
АХ100-65-400-К-СД	50	50	30	— " —
2ЦГ50/80-К-30-4	50	80	30	НПО "Молдавгидромаш"
АХ-125-80-250-К-СД	80	20	15	Целиноградский насосный завод
К-100-65-200а-С	80	40	18,5	Катайский насосный завод
К-100-65-250а-С	80	67	37	То же
Х90/33-Ф-С-У4	90	33	22	Славянский керамический завод
К100-65-250-СД	100	80	45	Катайский насосный завод
К-100-65-200-СД	100	50	30	То же
К100-80-160-СД	100	32	15	— " —
КМ100-65-200-С	100	50	30	— " —
КМ 100-80-160-С	100	32	15	— " —
Х100-65-200К-СД	100	50	37	— " —
Х100-65-250-К-СД	100	80	75	— " —
Х100-80-160-К-СД	100	32	22	— " —
ЦГ100/32-К-15-2	100	32	15	НПО "Молдавгидромаш"
1ЦГ100/80-К-45-5	100	80	45	То же
АХ 125-100-400-К-СД	125	50	55	Катайский насосный завод
АХ125-100-315-К-СД	125	32	37	То же
АХ125-100-315-И-СД	125	32	37	— " —
К150-125-315-С	200	32	30	— " —
Х150-125-315-К-СД	200	32	45	— " —
Х150-125-400-К-СД	200	50	75	— " —
1ГЦ-200/50-К-45-5	200	50	45	— " —
Х200-150-500-К-СД	315	80	200	Уральский завод гидромашин
АХ200-150-400-И-СД	315	50	110	То же
СМ-200-150-500/4	130-400-450	85-80-78	200	Рыбинский насосный завод

6. Техническая характеристика капельниц

Наименование капельниц	Технические решения по гашению напора и стабилизации	Режим истечения		Рабочий расход, л/ч	Рабочее давление, МПа	Материал капельниц	Масса, г
		Рабочий	Промывной				
"Молдавия-1А"	Дроссель со спиральным каналом и мембранным регулятором	Капельный	Струйный	4—8	0,1—0,4	Термопласт полимер, резина	15
"Водополимер-3"	Калиброванный дозирующий канал с мембранным регулятором	То же	То же	5	0,1—0,3	То же	15
"Таврия-1"	Дроссель с игольчатым поплавковым регулятором	Струйный	— " —	1—10	0,04—0,08	Светостабилизированный полиэтилен	40
"Горная"	Мембранный регулятор с радиальным каналом	Капельный	Струйный	1,5—2,5	0,1—1	Светостабилизированный полиэтилен, резина	10
КУ-1 (Укрспроект)	Резиновая диафрагма для регулирования расхода	То же	То же	4	0,1—0,6	Термопласт полимер	25
К-383	Свободно ориентированный мембранный регулятор	— " —	— " —	5,5	0,1—0,6	То же	10

Г. ОБОРУДОВАНИЕ ДЛЯ ПЕРЕРАБОТКИ ПРОДУКТИВНЫХ РАСТВОРОВ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

1. ИЗВЛЕЧЕНИЕ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ ЦЕМЕНТАЦИЕЙ НА МЕТАЛЛИЧЕСКИЙ ЦИНК

Перечень нестандартного оборудования, его производители и поставщики

1. Цементатор колонного типа для осаждения благородных металлов на цинковую стружку — АО "Иргиредмет", 664000, Иркутск.

2. Цементатор ящичного типа — АО "Иргиредмет", 664000, Иркутск.

3. Комплектное оборудование по извлечению золота и серебра модели "Мерилл—Кроу" пропускной способностью 20 м³/ч — компания "Ди-Ар-Си Интернэшнл, Инк", США.

4. Аппарат для кислотной обработки осадка — Старорусский завод химического машиностроения — 175200, Новгородская обл., г. Старая Русса.

5. Нутч-фильтр — Сибгипрозолото, 630007, г. Новосибирск.

6. Промывочный барабан для грохочения золотосодержащей цинковой стружки — АО "Иргиредмет", 664000, Иркутск.

7. Рамный осветлитель — Сибгипрозолото, 630007, г. Новосибирск.

8. Вакуум-ресивер — НПО точного машиностроения, 617740, Пермская обл., г. Чайковский.

9. Вакуум-насос типа ВВН 1-3 — НПП "Промоборудование", 660062, г. Красноярск; Бессоновский компрессорный завод, 442780, Пензенская обл., г. Бессоновка; Ясногорский машиностроительный завод, Тульская обл., г. Ясногорск.

10. Смеситель — Ухоловский завод "Строммашина", Рязанская обл., пос. Ухолово; Дмитровградский завод химического машиностроения, 433510, Ульяновская обл., г. Дмитровград.

11. Цементатор с графитизированным ватином — АО "Иргиредмет", 664000, Иркутск.

2. ИЗВЛЕЧЕНИЕ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ СОРБЦИЕЙ НА ИОНООБМЕННЫЕ СМОЛЫ АМ-2Б И "РОССИОН-12"

2.1. Техническая характеристика сорбционных колонн для извлечения золота из растворов кучного выщелачивания

Марка колонны	СНК-1	СНК-2	СНК-3
Производительность по растворам, м ³ /ч	30—40	90	210—280
Объем смолы в колонне, м ³	4,1	15	42
Материал колонны	Ст.3 ГОСТ 380—88		
Габаритные размеры, м:			
высота	6,1	5,55	9,1
в плане	1,1	2,2	3,9
диаметр	1	2	3
Масса колонны, т	2,425	5,2	9,7
Масса колонны при полной загрузке, т	8,2	27	68,5

Рабочие чертежи напорных сорбционных колонн имеются в проектных институтах и на горно-металлургических предприятиях Минатома РФ.

2.2. Перечень нестандартного оборудования, его производители и поставщики

1. Электролизер типа ГН-2-120 — АО "Иргиредмет", 664000, Иркутск.

2. Аппараты с перемешивающими устройствами для приготовления растворов реагентов — Ухоловский завод "Строммашина", Рязанская обл., пос. Ухолово.

3. ИЗВЛЕЧЕНИЕ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ НА АКТИВНЫЙ УГОЛЬ

Перечень нестандартного оборудования, его производители и поставщики

1. Модульная установка для осаждения золота на активный уголь – АО "Иргиредмет", 664000, Иркутск.

2. Модульная установка десорбции и электролиза – АО "Иргиредмет", 664000, Иркутск.

4. ПОЛУЧЕНИЕ СЛИТКОВ ЗОЛОТА

Перечень нестандартного оборудования, его производители и поставщики

1. Муфельная печь типа СДО 10 125/10 5А или СНО – предприятие п/я А-3411.

2. Рудно-термическая печь – АО "Иргиредмет", 664000, Иркутск.

3. Индукционная печь типа УПВ-8-06 и УПВ-8-3,7 – АО "Алмаз-золотоавтоматика", 660062, г. Красноярск.

4. Трансформатор типа РТТМ-25/05 ТУ – Агропромэнерго, 682270, Хабаровский край, с. Ленинское; Завод силовых трансформаторов, 682220, Хабаровский край, г. Биробиджан.

Д. МАТЕРИАЛЫ И РЕАГЕНТЫ, ПРИМЕНЯЕМЫЕ ПРИ КУЧНОМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ, ИХ ПРОИЗВОДИТЕЛИ И ПОСТАВЩИКИ

1. Бура (тетраборат натрия) – ПО "Агрохим", Костромская обл., г. Буй; Приморское ПО "Бор", 692430, Приморский край, г. Дальнегорск.

2. Селитра натриевая – АО "Рязанский нефтеперерабатывающий завод", 390016, г. Рязань, пос. Никуличи; АО "Азот", 618401, Пермская обл., г. Березники.

3. Селитра калиевая – АО "Азот", 618401, Пермская обл., г. Березники.

4. Кремниевая кислота (безводная) – Подольский химико-металлургический завод, 142100, Московская обл., г. Подольск.

5. Кислота азотная – ПО "Азот", 618401, Пермская обл., г. Березники; ПО "Омскнефтеоргсинтез", 644040 г. Омск; Новомосковское ПО "Азот", 301670, Тульская обл., г. Новомосковск и др.

6. Кислота серная – Кемеровское ПО "Азот", 650099, г. Кемерово, пос. Предзаводской; Мелеузовский химзавод, 453310, Башкортостан, г. Мелеуз; ПО "Омскнефтеоргсинтез", 644040 г. Омск; Новомосковское ПО "Азот", 301670, Тульская обл., г. Новомосковск и др.

7. Кислота соляная — НПО "Завод синтетического каучука", 620026, Татарстан, г. Казань; НПО "Синтез", 109088, г. Москва.

8. Сода кальцинированная — ПО "Сода", 453122, Башкортостан, г. Стерлитамак; Ачинский ГЗК, г. Ачинск.

9. Гидроксид натрия — АО "Усольехимпром", 665470, Иркутская обл., г. Усолье-Сибирское.

10. Гипохлорит кальция (марка А) — "Усольехимпром", 665470, Иркутская обл., г. Усолье-Сибирское.

11. Купорос железный — Ижевский метзавод, 426000, Удмуртия, г. Ижевск; Саратовский метизный завод, 410076, г. Саратов.

12. Натрий цианистый — Навоийский химкомбинат, Узбекистан, г. Навои; Нижегородская обл., г. Дзержинск, ООО "Корунд", ул. 1 Мая; АО "Агрохимэкспорт", 199900, г. Москва.

13. Тиомочевина (тиокарбамид) — АО "Агрохимэкспорт", 199900, г. Москва.

14. Пленка полиэтиленовая (толщина 0,2 и 0,4 мм) — АО "Ангарская нефтехимическая компания", 665805, Иркутская обл., г. Ангарск; Мелеузовский химзавод, 453310, Башкортостан, г. Мелеуз и др.

15. Пленка поливинилхлоридная толщиной 0,43—0,8 мм ГОСТ 16272—79 и толщиной 2 мм — АО "Химпласт", 630007, г. Новосибирск; завод "Полимерматериалы", г. Екатеринбург.

16. Поливинилхлоридная хлорированная смола ПХС-ЛС (ОСТ 6-01-37—88) — АО "Химпласт", 630007, г. Новосибирск.

17. Этилацетатный растворитель (ГОСТ 8981) — АО "Химпласт", 630007, г. Новосибирск.

18. Ватин графитизированный — НПО "Неорганика", Московская обл., г. Электросталь.

19. Уголь активированный — НПО "Неорганика", Московская обл., г. Электросталь.

20. Ионообменная смола АМ-2Б — Приднепровский химзавод, г. Днепродзержинск.

21. Ионообменная смола "Россион-12" — ПО "Омскхимпром", 644035, г. Омск, т./ф. (3812) 65—08—88.

22. Цинковая пыль — Беловский цинковый завод, Кемеровская обл., г. Белово.

23. Цинк металлический — Челябинский электролитный цинковый завод, 454106, г. Челябинск; АО "Промстройкомплект", Иркутская обл., г. Ангарск и др.

24. Уксуснокислый свинец — Лениногорский полиметаллический комбинат, Казахстан, г. Лениногорск; Ставропольский завод химических реактивов "Люминофор", 355036, г. Ставрополь; Дальневосточное горно-металлургическое ПО "Дальполиметалл", 692430, Приморский край, г. Дальнегорск и др.

25. Дренажные трубы (диаметром от 70 до 150 мм) — АО "Рострубпласт", 143980, Московская обл., г. Железнодорожный; Балахнинский экспериментальный завод полимерных и дренажных труб,

606404, Нижегородская обл., г. Балахна; Первоуральский новотрубный завод, 623112, Свердловская обл., г. Первоуральск.

26. Запорная арматура (вентили, задвижки и т.д.) — АО "Трубопроводная арматура и спецоборудование", 665825, Иркутская обл., г. Ангарск.

27. Стальные трубы (диаметром от 50 до 200 мм) — Первоуральский новотрубный завод, 623112, Свердловская обл., г. Первоуральск; Новосибирский металлургический завод им. Кузьмина, 630032, г. Новосибирск и др.

28. Глина, песок, гравий, портландцемент (марки 300–600), известь (комовая) — продукция местного производства.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Ассанович К.С., Ковальчук В.А., Левитин А.И. Применение фотометрического сепаратора для сортировки руд, отличающихся по цвету // Труды Всесоюзного научно-технического семинара "Электронные методы обогащения", Окт. 1978 г. — М.: Госкоматом СССР, ВНИИХТ, 1978. — С. 149–159.
2. Барон Л.И. Коэффициенты крепости горных пород. — М.: Наука, 1972. — 176 с.
3. Бурькин С.Н., Стародубцева Л.И. Выбор высоты отвалов при организации их отсыпки при кучном выщелачивании // Цветная металлургия. — 1991. — № 4. — С. 30–34.
4. Введение в оценку, проектирование и получение благородных металлов способом КВ / Под ред. Дирк Ван Зила, Йена Хатчисона, Джин Кил. — Литтлтон, Колорадо, 1988.
5. Верховский И.М. Основы проектирования и оценки процессов обогащения полезных ископаемых. — М.-Л.: Углетехиздат, 1949.
6. Вскрытие упорных золотосодержащих руд при воздействии мощных электромагнитных импульсов / В.А. Чантурия, Ю.В. Гуляев, В.Д. Лунин и др. // Доклады РАН. — 1999. — Т. 366. — № 5. — С. 680–683.
7. Высокоэффективные методы рудоподготовки и комплексной переработки полиметаллических руд / В.А. Чантурия, В.Е. Вигдергауз, В.Д. Лунин, В.В. Беликов // Горный вестник. — 1997. — № 5. — С. 93–102.
8. Геотехнология. Кучное выщелачивание бедного минерального сырья / Л.И. Водолазов, В.П. Дробаденко, Д.П. Лобанов, Н.Г. Малухин. — Москва, 2000.
9. Гидрометаллургия золота / Под ред. Б.Н. Ласкорина. — М.: Недра, 1980.
10. Горшков А.И., Кошелев И.В., Николаев В.А. Основы теории и технологии фотометрического метода обогащения полезных ископаемых // Труды Всесоюзного научно-технического семинара "Электронные методы обогащения", Окт. 1978 г. — М.: Госатом СССР, ВНИИХТ, 1978. — С. 128–148.
11. Давыдова Л.А., Таужнянская З.А. Зарубежный опыт кучного выщелачивания цветных и драгоценных металлов из забалансовых руд // Цветная металлургия. — 1982. — № 19. — С. 19–21.
12. Захаров Е.И., Рябчиков Б.Е., Дьяков В.С. Ионообменное оборудование атомной промышленности. — М.: Энергоатомиздат, 1987. — 248 с.
13. Зеленев В.И. Методика исследования золотосодержащих руд. — М.: Недра, 1978.
14. Зеленев В.И. Методика исследования золото- и серебросодержащих руд. — 3-е изд., перераб. и доп. — М.: Недра, 1989. — 302 с.

15. Зефилов А.П., Бахуров В.Г., Луценко И.К. Подземное выщелачивание — способ экономичного извлечения урана из бедных руд: Доклад СССР на международном симпозиуме по переработке бедных руд. NPL-014. — Вена: МАГАТЭ, 1966.

16. Золото-2000 // Матер. 2-й международной конференции "Золото-добывающая промышленность России на пороге третьего тысячелетия. Проблемы и перспективы". — М., 22–23 февраля 2000 г.

17. Иноземцев С.Б. Геофизические аспекты и разведка рудных месторождений // Горный журнал. — 1998. — № 8. — С. 27–29.

18. Инструкция о порядке разработки, согласования, утверждения и составе проектной документации на строительство предприятий, зданий и сооружений. СНиП 11-01–95. М.: Минстрой России, 1995.

19. Кастальский А.А., Минц Д.М. Подготовка воды для питьевого и промышленного водоснабжения. — М.: Высшая школа, 1962. — 550 с.

20. Классен П.В., Гришаев И.Г. Основы техники гранулирования в промышленности. — М.: Химия, 1982.

21. Кучное выщелачивание при разработке урановых месторождений / Р.П. Петров, П.Ф. Долгих, И.П. Шумилин и др. Под ред. Д.И. Скороварова. — М.: Энергоатомиздат, 1988. — 152 с.

22. Лодейщиков В.В., Игнатъева К.В. Рациональное использование сербросодержащих руд. — М.: Недра, 1973.

23. Лунев Л.И. Шахтные системы разработки месторождений урана подземным выщелачиванием. — М.: Энергоиздат, 1982.

24. Лунев Л.И., Грабовников В.А., Толкунов Б.Л. Инженерные расчеты подземного выщелачивания металлов: Учебно-методическое пособие. — М.: МГРИ, 1977.

25. Луценко И.К., Белецкий В.И., Давыдова Л.Г. Бесшахтная разработка рудных месторождений. — М.: Недра, 1986. — 176 с.

26. Макаров В.А., Шрайнер А.Д. Проблемы геологической переоценки техногенных месторождений золота // Горный журнал: — 1998. — № 5. — С. 29–32.

27. Маклелан Д., Зиа Д. Введение в оценку, проектирование и получение благородных металлов способом КВ // Рудоподготовка, дробление, агломерация. — Литтлтон, Колорадо, 1988.

28. Масленицкий И.Н., Чугаев Л.В. Металлургия благородных металлов. М.: Metallurgia, 1987. — 432 с.

29. Меретуков М.А., Орлов А.М. Metallurgia благородных металлов (зарубежный опыт). — М.: Metallurgia, 1991.

30. Методические рекомендации по выбору месторождений золотых руд, пригодных для отработки способом КВ. — М.: ЦНИГРИ, 1989.

31. Минеев Г.Г., Шутова А.М. Возможности добычи золота подземным выщелачиванием россыпей // Физико-химические проблемы разработки полезных ископаемых. — 1979. — № 4. — С. 110–115.

32. Модель процесса микроволнового воздействия на упорный золотосодержащий концентрат / В.Д. Лунин, А.В. Нарсеев, Н.И. Барашнев, Е.В. Ратников // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. — 1997. — № 4. — С. 89–94.

33. Мокроусов В.А., Лилеев В.А. Радиометрическое обогащение нерадиоактивных руд. — М.: Недра, 1979.

34. Патент 205896 РФ. Способ выщелачивания металлов из руд, хвостов обогащения и концентратов и установка для его осуществления / В.П. Дробаденко, О.А. Луконина и др. Приоритет от 14.05.96 г.

35. Патент 207221 РФ. Способ кучного выщелачивания / В.П. Дробаденко, Н.Г. Малухин и др. Приоритет от 21.02.97 г.

36. Патент 2139142 РФ. Способ переработки материалов, содержащих благородные металлы / В.А. Чантурия, В.Д. Лунин, И.Ж. Бунин и др., 1999.

37. Передвижной рудосепарационный комплекс для покускового обогащения полезных ископаемых автоматическими методами / Н.С. Абрамов, Ю.А. Бродский, М.П. Зайцев и др. // Цветная металлургия. — 1993. — № 10. — С. 8—10.

38. Польшкин С.И. Обогащение руд и россыпей редких и благородных металлов. — М.: Недра, 1987.

39. Порядок разработки, согласования, утверждения и состав обоснований инвестиций в строительство предприятий, зданий и сооружений. СП 11-101-95. — М., Минстрой России, 1995.

40. Практические аспекты оценки обогатимости полезных ископаемых методами автоматической сепарации, проектирования и освоения рудосепарационных фабрик / А.П. Татарников, В.Н. Звонарев, В.А. Николаев и др. // Проблемы комплексной переработки сырья и охраны окружающей среды (Плаксинские чтения), г. Петрозаводск, 15—18 сентября 1998 г. — М., 1999. — С. 114—128.

41. Практическое пособие к СП 11-101-95 по разработке раздела "Оценка воздействия на окружающую среду" при обосновании инвестиций в строительство предприятий, зданий и сооружений. — М.: Госстрой России, ГП "Центринвестпроект", 1998.

42. Предварительное обогащение руд благородных металлов с помощью сортировки. / Arvidson // Proc. 16 Int. Process. Congr., Stockholm, June 5—10 1988. — Амстердам, 1988. — С. 867—876.

43. Применение метода кучного выщелачивания золота на Майском руднике / А.П. Татарников, Г.А. Строганов, А.А. Синакевич и др. // Цветные металлы. — 1998. — № 5. — С. 29—31.

44. Производство тяжелых металлов: Экспресс-информация. Цветметинформация, 1983. — Вып. 24.

45. Пути повышения эффективности горнодобывающих предприятий на основе рентгенорадиометрической сепарации бедных и забалансовых руд / Ю.О. Федоров, В.П. Цой, О.В. Корнев и др. // Цветная металлургия. — 1998. — № 2—3. — С. 1—8.

46. Пухальский Л.Ч. Рудничная геофизика. — М.: Энергоатомиздат, 1983.

47. Развитие методов автоматической покусковой сепарации полезных ископаемых / А.П. Татарников, В.Н. Звонарев, В.А. Николаев и др. // Цветные металлы. — 1995. — № 8. — С. 70—73.

48. Рекомендации по экологическому сопровождению инвестиционно-строительных проектов. — М.: Госстрой России, ГП "Центринвестпроект". — 1998.

49. Свойства элементов: Справочник. В 2 т. — М.: Металлургия, ГУП "Журнал цветные металлы", 1997.

50. Сенявин М.М. Ионный обмен в технологии и анализе неорганических веществ. — М.: Химия, 1980. — 270 с.

51. Скороваров Д.И., Фазлуллин М.И. Разработка типовых технологических схем для основных типов золотосодержащего сырья на базовые производительности 150 и 500 тыс. т руды в год: Отчет по теме. — М.: ВНИИХТ, 1995.
52. Справочник по обогащению руд. Т. 1. Подготовительные процессы. — М.: Недра, 1972. — 446 с.
53. Татарников А.П. Ядерно-физические обогащения полезных ископаемых. — М.: Атомиздат, 1974.
54. Тверитинов Ю.И. К проблеме тонкого и связанного золота россыпных техногенных месторождений золота // Горный журнал. — 1998. — № 5. — С. 26—28.
55. Технологическая оценка минерального сырья. Методы исследований: Справочник / Под ред. П.Е. Остапенко. — М.: Недра, 1990.
56. Толстов Е.А. Разработка физико-химических геотехнологий освоения месторождений урана и золота в Кызылкумском регионе при рациональном использовании ресурсов: Автореф. дисс. на соискание ученой степени д-ра техн. наук. — МГГА, 1999.
57. Универсальные сепараторы для покусковой автоматической сепарации полезных ископаемых / А.П. Татарников, Н.С. Абрамов, А.П. Герасимов и др. // Цветная металлургия. — 1993. — № 5. — С. 17—19.
58. Фазлуллин М.И., Гуров В.А., Смирнова Р.Н. Кучное серноокислотно-хлоридное выщелачивание благородных металлов из руд и материалов // Цветные металлы. — 1997. — № 8. — С. 20—23.
59. Федоров Ю.О., Коренев О.В., Цой В.П. Возможности радиометрического обогащения и опробования полезных ископаемых // Цветные металлы. — 1995. — № 8. — С. 76—79.
60. Федоров Ю.О., Коренев О.В., Цой В.П. Предварительная концентрация при обогащении бедных и забалансовых руд // Горный журнал. — 1998. — № 1. — С. 26—29.
61. Федотова Н.В. Экономические аспекты добычи и обогащения золота в современных условиях // Горный журнал. — 1998. — № 5. — С. 24—27.
62. Чантурия В.А., Вигдергауз В.Е. Электрохимия сульфидов: Теория и практика флотации. — М; Наука, 1993. — 206 с.
63. Электрохимическая интенсификация процесса вскрытия упорных золотосодержащих руд / В.А. Чантурия, А.А. Федоров, Т.В. Чекушина и др. // Горный журнал. — 1997. — № 10. — С. 51—55.
64. Экономическая энциклопедия / Науч.-ред. совет изд-ва "Экономика"; Ин-т экон. РАН; Гл. ред. Л.И. Абалкин. — М.: ОАО "Издательство "Экономика", 1999. — 1055 с.
65. Якжин А.А. Опробование и подсчет запасов твердых полезных ископаемых. — М.: Госгеолтехиздат, 1954.
66. Ahsan M.Q., Griffittus A. Detoxification of spent heaps with Hydrogen Peroxide: Gold Forum on Technology and Practices. World Gold-89. — Littleton, Colorado, 1989.
67. Argall G.O.J. Heap Leaching Smoky Valley Gold // Eng. and M.J. — 1985. — Vol. 186. — № 12. — P. 18—23.
68. Bartlett P.W. Solution Leaching and Fluid Recovery of Materials. — Gordon and Breach Science Publishers, 1992.
69. Brewis T. Metal extraction by bacterial oxidation // Mining Mag. — 1995. — Vol. 47. — № 10. — P. 197—201.

70. Brower S.J. Mine planning at Round Mountain Gold Corporation: Gold Forum on Technology and Practices. World Gold-89. — Littleton, Colorado, 1989. — P. 191.

71. Burger J.R. Ortiz, Gold Fields New World gold mine, has high recovery rate from heap leach // Eng. and Mining J. — 1983. — 184 (9). — P. 58–63.

72. Butwell J.W. Heap leaching of fine agglomerated tailings at Asamera's Gooseberry Mine // Min.&Eng. — 1990. — V.42. — № 12. — P. 1327.

73. Chamberlin P.J., Pajar M.J. Gold and silver leaching practices in the United States: Bureau of Mines Information Circular, 1c-8852, 1981. — P. 8–16.

74. Clem B.M. Heap leaching gold and silver ores // Eng. and Mining J. — 1982. — V.183. — № 4 — P. 68–76.

75. Cyanide: Recovery and Destruction // Eng. and Mining J. — 1995. — V. 196. — № 6. — P. 44–47.

76. Dayton S.H. Pegasus Gold // Eng. and Min. J. — 1983. — V. 184. — № 12. — P. 24–28.

77. Denton O.K., Kerson S.C., Gosling B.B. A methodology for determining cyanide heap leach reclamation performance sands // USA Bureau of Mines, 1989.

78. Development of automatic methods for lump separation of minerals / A.P. Tatarnikov, V.N. Zvonarev, V.A. Nikolaev et al: Proceeding the second international conference on Hydrometallurgy. Changsha, China. October 23–26, 1992. — Vol. 1. — P. 169–174.

79. Devnyst E.A., Conard B.R., Robbins G. "INCO SO₂+AIR". Cyanide removal process update: Gold Forum on Technology and Practices. World Gold-89. — Littleton, Colorado, 1989.

80. Economic and Practice Heap Leach Gold Mining: Workshop Conf., 3–6 Aug. 1988. — Austral. Inst. Mining and Met. — Parkville, 1988.

81. Frank F. Improving recovery from Gold and Silver Heap Leaching Operations // Eng. and Min. J. — 1995. — Vol. 196. — № 6. — P. 52–53.

82. Gold in Latin America // Eng. and Min. J. — 1994. — V. 195. — № 6. — P. 26–28.

83. Haldane T.Q. Heap leaching and dump leaching at the Mesquite Mine // Min. & Eng. — 1990. — № 12. — P. 1321–1322.

84. Harris L., Krol L. Newmont's Mines and Mills along the Carlin Trend // Min. Mag. — 1989. — № 110. — P. 25–30.

85. Heap leaching of low-grade ore proves successful in Montana // Eng. and Min. J. — 1983. — V. 184. — № 5. — P. 21.

86. Heap leaching is small miners golden opportunity // Min. & Eng. — 1979. — V. 31. — № 2. — P. 133–136.

87. Johnson J. Gold regions heap leach requirements Pokrovskoye project. — Draft Golden Associates. Denver. Colorado, 1995.

88. Maki T.D. Heap leaching at FMS Gold Paradise Peak mine // Min.&Eng. — 1989. — V. 12. — P. 1189–1190.

89. Marsden J.O., Mansanti J.G., Sass S.A. Innovative methods for precious Metals recovery in North America // Min.&Eng. — 1993. — V. 45. — № 9. — P. 1144–1151.

90. Pegasus Gold // Min. J. Gold Int. Quart. — 1993. — V. 37. — № 2. — P. 62.

91. Phifor S.E. Agglomerating Gold Ores at the Haile gold mine // Min.&Eng. — 1988. — V. 40. — № 6. — P. 447–450.

92. **Potter G.M.** Design factors for heap leaching operation // *Min.&Eng.* – 1981. – V. 33. – № 3. – P. 277–281.
93. **Sawyer F.P., Hendrix J.Z.** – Proc. Ist. int Conf. Hydromet, Beijing, 1988: ICHM'88 – Beijing: Oxford, 1989. – P. 452–456.
94. **Smith A.** Cyanide Degradation and Detoxification in a Heap leach: Gold Forum on Technology and Practices. World Gold-89. – Littleton, Colorado, 1989.
95. **Smith A., Struhsacker D.M.** Cyanide Geochemistry and Detoxification Regulations: Gold Forum on Technology and Practices. World Gold-89. – Littleton, Colorado, 1989.
96. **Spickelmier K.** Round Mountain halves its cutoff grade // *Min.&Eng.* – 1993. – V. 45. – № 1. – P. 41–48.
97. **Stannton W.R., Formby S., Schulz R.C., Avraamides J.** Transportation of liquid sodium cyanide – response strategies for spills: Gold Forum on Technology and Practices. World Gold-89. – Littleton, Colorado, 1989.
98. **Suttle V. Maricuga** – The world's next great Gold province? // *Eng. and Min. J.* – 1991. – V. 192. – № 10.
99. **Whincup P.R., Mc Donald D.C., Dukett P.H.** In situ leaching of Western Australian Palacorshanuel: Gold: Gold Forum on Technology and Practices. World Gold-89. – Littleton, Colorado, 1989. – P. 261–269.
100. **Worstell J.H.** Clay Agglomeration in precious metal heap leaching // *Mining Mag.* – 1990. – № 7. – P. 28–33.

ОГЛАВЛЕНИЕ

Предисловие Н.П. Лаверова	5
Предисловие В.В. Рудакова	7
Введение (М.И. Фазлуллин)	8
Глава 1. Общие сведения о кучном выщелачивании благородных металлов (М.И. Фазлуллин, Р.Х. Садыков)	15
Глава 2. Геолого-минералогические, географические и климатические условия, влияющие на процесс кучного выщелачивания (М.И. Фазлуллин, Р.Х. Садыков, В.Е. Дементьев, С.М. Плотишков)	36
2.1. Виды сырья	36
2.2. Краткая характеристика золотосодержащих месторождений	37
2.3. Природные факторы, влияющие на процесс кучного выщелачивания	40
2.3.1. Географические условия	40
2.3.2. Климатические условия	41
2.3.3. Условия химического взаимодействия при КВ. Минералого-структурные особенности руд и пород	51
2.3.4. Средние содержания металла и запасы золотосодержащих руд месторождений, подвергаемых КВ	55
Глава 3. Физико-химические основы процесса кучного выщелачивания благородных металлов (Р.Х. Садыков, М.И. Фазлуллин, В.В. Шталов)	62
3.1. Общие сведения	62
3.1.1. Золото. Общие сведения и методы получения	62
3.1.2. Серебро. Общие сведения и методы получения	64
3.2. Физико-химические основы растворения минералов в процессах отработки руд кучным выщелачиванием	68
3.3. Химия цианидного выщелачивания	71
3.4. Химия тиокарбамидного выщелачивания	86
3.5. Химия тиосульфатного, аммиачно-тиосульфатного и сульфитного выщелачивания	93
3.6. Химия хлоридного выщелачивания	96
3.7. Химия йодидного выщелачивания	103
3.8. Химия бромидного выщелачивания	106
3.9. Извлечение золота из руд с применением органических растворителей	109
Глава 4. Изучение природных свойства сырья и проведение технологических исследований (Р.Х. Садыков, М.И. Фазлуллин, Р.Н. Смирнова, К.Г. Бровин, В.В. Тен)	112
4.1. Изучение природных свойств сырья	112
4.1.1. Отбор проб на объектах исследований	112
4.1.2. Подготовка пробы к исследованию	113
4.1.3. Анализ руды по крупности	114

4.1.4. Физическая характеристика руд и вмещающих пород	116
4.1.5. Водно-физическая характеристика выщелачиваемого сырья	118
4.1.6. Исследования вещественного состава руд	120
4.2. Технологические исследования	122
4.2.1. Гидродинамические режимы выщелачивания	123
4.2.2. Определение рационального режима орошения и способа подачи раствора	124
4.2.3. Предварительные исследования	125
4.2.4. Детальные исследования	126
4.2.5. Стадия полупромышленных испытаний	128
4.2.6. Выбор метода переработки продуктивного раствора	131
4.2.7. Исследования по обезвреживанию выщелоченной руды и остаточных растворов	132
4.2.8. Получение исходных технологических параметров	134
Глава 5. Рудоподготовка (М.И. Фазлуллин, Р.Х. Садыков, В.И. Ступин, И.Г. Абдульманов, В.И. Разумов, Г.М. Адосик)	136
5.1. Дробление руды	137
5.2. Агломерация руды и материалов	149
5.2.1. Примеры агломерации дробленной руды	159
5.2.2. Примеры окомкования хвостов	162
5.2.3. Исследование прочности материалов агломерации	164
Глава 6. Сооружение оснований штабелей КВ (М.И. Фазлуллин, Р.Х. Садыков, В.И. Ступин, К.Г. Бровин, В.В. Тен, И.Г. Абдульманов, В.И. Разумов, Г.М. Адосик)	172
6.1. Выбор местоположения площадки КВ. Виды площадок	172
6.2. Требования к основанию штабеля	177
6.3. Выбор основания штабеля	179
6.4. Глинистые экраны	181
6.5. Экраны из предварительно обработанных грунтов	183
6.6. Геомембранные экраны	184
6.6.1. Характеристика материалов геомембран	184
6.6.2. Выбор и размещение геомембранного экрана	189
6.7. Конструкции противофильтрационных экранов	191
6.8. Контроль герметичности экранов основания штабеля	196
6.9. Примеры сооружения оснований площадок на полигонах КВ	197
Глава 7. Сооружение штабелей (Р.Х. Садыков, М.И. Фазлуллин, В.И. Ступин, К.Г. Бровин, В.В. Тен, И.Г. Абдульманов, В.И. Разумов, Г.М. Адосик)	200
7.1. Общие сведения	200
7.2. Первый метод строительства штабелей	201
7.3. Второй метод строительства штабелей	203
7.4. Третий метод строительства штабелей	205
7.5. Влияние высоты штабеля на процесс КВ	210
7.6. Изоляция поверхности штабеля	211
7.7. О возможности разрушения штабеля	212
Глава 8. Системы орошения и дренажа растворов (Р.Х. Садыков, М.И. Фазлуллин, В.И. Ступин, К.Г. Бровин, В.В. Тен, И.Г. Абдульманов)	214
8.1. Система орошения	214
8.2. Система дренажа	222
8.3. Прудки (карты) продуктивных и оборотных растворов при КВ. Водный баланс	224

8.4. Определение вместимости прудков	229
8.5. Осадкообразование и меры по его предотвращению	232
Глава 9. Контроль химического состава растворов (М.И. Фазлуллин, К.Г. Бровиц, В.В. Тен)	236
Глава 10. Переработка продуктивных растворов (В.В. Шаталов, А.З. Перелобский, М.И. Фазлуллин, В.В. Доброскокич, В.Е. Дементьев)	242
10.1. Цементация благородных металлов	244
10.1.1. Основы цементации благородных металлов из цианидных растворов	246
10.1.2. Описание завода модели "Меррил-Кроу" по извлечению благородных металлов из растворов КВ	248
10.2. Сорбционные методы извлечения	251
10.2.1. Основы сорбционной технологии извлечения золота из растворов кучного выщелачивания	252
10.2.2. Сорбционное оборудование	255
10.2.3. Передвижная установка для переработки растворов кучного выщелачивания	258
10.3. Направления разработки новых сорбентов для кучного выщелачивания золота и серебра	266
10.4. Выбор технологии переработки продуктивных растворов	268
Глава 11. Обезвреживание штабелей кучного выщелачивания после завершения их отработки (Р.Х. Садыков, М.И. Фазлуллин, В.В. Шаталов, К.Г. Бровиц, В.В. Тен)	271
11.1. Геохимия цианидов	271
11.2. Методы обезвреживания цианидов	276
11.2.1. Природное обезвреживание	277
11.2.2. Обезвреживание химической обработкой	279
Глава 12. Экономика кучного выщелачивания благородных металлов (М.И. Фазлуллин, В.В. Скрипченко, А.И. Тертичный, В.И. Разумов, Г.М. Адосик)	299
12.1. Условия применимости кучного выщелачивания золота из руд и материалов	302
12.2. Основные участники золотого рынка России	307
12.3. Порядок финансирования предприятий КВ	309
12.4. Финансовые показатели деятельности предприятия КВ	312
Глава 13. Проектирование предприятий кучного выщелачивания благородных металлов (М.И. Фазлуллин, В.И. Ступин, В.В. Скрипченко, М.Л. Подолько, Б.А. Гарбарский)	316
13.1. Разработка обоснования инвестиций в строительство предприятия КВ	316
13.1.1. Исходные данные	317
13.1.2. Мощность предприятия КВ, номенклатура выпускаемой продукции	318
13.1.3. Основные технологические решения	318
13.1.4. Обеспечение предприятия ресурсами	318
13.1.5. Место размещения предприятия	318
13.1.6. Основные строительные решения	318
13.1.7. Оценка воздействия на окружающую среду	319
13.1.8. Кадры и социальное развитие	319
13.1.9. Эффективность инвестиций	319
13.1.10. Выводы и предложения	320
13.2. Разработка, согласование и утверждение проектной документации на строительство предприятия КВ	321

13.2.1. Общая пояснительная записка	321
13.2.2. Основные технологические решения	322
13.2.3. Генеральный план и транспорт	325
13.2.4. Управление производством и предприятием, организация условий и охраны труда рабочих и служащих	326
13.2.5. Архитектурно-строительные решения	326
13.2.6. Инженерное оборудование, сети и системы	327
13.2.7. Организация строительства	331
13.2.8. Охрана окружающей среды	331
13.2.9. Инженерно-технические мероприятия гражданской обороны. Мероприятия по предупреждению чрезвычайных ситуаций	332
13.2.10. Сметная документация	332
13.2.11. Эффективность инвестиций	334
13.3. Экологическое сопровождение проектов кучного выщелачивания благородных металлов	334
13.3.1. Природно-экологическая оценка района размещения предприятия КВ	337
13.3.2. Оценка воздействия на окружающую среду (ОВОС)	340
13.3.3. Оценка воздействия на окружающую среду при разработке раздела "Охрана окружающей среды" (ООС)	342
13.3.4. Экологический мониторинг окружающей среды	345
Глава 14. Направления совершенствования кучного выщелачивания благородных металлов (М.И. Фазлуллин, И.А. Золотенков, А.Н. Кадаков, В.А. Чаптурия, А.П. Татарников, В.Н. Звонарев, Ю.О. Федоров, В.П. Дробаденко, Н.Г. Малухин, В.С. Круцко, И.Д. Остроумова)	349
14.1. Кучное серноокислотно-хлоридное выщелачивание благородных металлов из материалов и руд	350
14.2. Сочетание гравитационного обогащения и перколяционного выщелачивания золотосодержащих материалов	364
14.2.1. Гравитационное обогащение золотосодержащих песков методом гидравлической классификации	364
14.2.2. Перколяционное выщелачивание золота	369
14.3. Сочетание автоматической сепарации руд благородных металлов с кучным выщелачиванием	372
14.3.1. Основные методы автоматической сепарации руд	373
14.3.2. Технологические свойства руд, определяющие степень их обогатимости	375
14.3.3. Рудосепарационное оборудование	379
14.3.4. Технологические показатели покусковой сепарации руд и возможные схемы комбинирования АРС и КВ	384
14.4. Нетрадиционные методы вскрытия упорных золотосодержащих руд	391
14.4.1. Электрохимическое выщелачивание сульфидов	392
14.4.2. Воздействие энергии ускоренных электронов на дезинтеграцию и вскрытие минеральных комплексов	399
14.4.3. Вскрытие упорных золотосодержащих руд при воздействии мощных электромагнитных импульсов	403
14.5. Новые технологии сооружения гидронизоляционных оснований и укладки штабеля кучного выщелачивания с помощью намыва гидротранспортными аппаратами	410
14.5.1. Технология сооружения гидронизоляционных оснований методом намыва	415
14.5.2. Формирование штабеля кучного выщелачивания методом намыва	420
14.6. Экстракционные методы выделения золота и серебра из растворов кучного выщелачивания	425
Глава 15. Примеры объектов кучного выщелачивания (Р.Х. Садыков, М.И. Фазлуллин, В.В. Скрипченко, К.М. Цитлидзе, К.Г. Бровин, В.В. Ген, Н.В. Воробьев-Десятовский, В.А. Дудник, А.Б. Белоусов, В.И. Стулин)	434

15.1. Соединенные Штаты Америки	434
15.1.1. Месторождения компании "Ньюмонт"	439
15.1.2. Рудник "Раунд Маунтин"	441
15.1.3. Рудник "Парадаиз Пик"	449
15.1.4. Рудник "Коуер Рочестер"	451
15.1.5. Рудник "Месквит"	455
15.1.6. Рудник "Ортиз"	459
15.1.7. Рудники "Зортман" и "Ландаски"	466
15.2. Австралия	469
15.2.1. Рудник "Маунт Лейшон"	470
15.2.2. Рудник "Марвел Лоч Голд"	474
15.2.3. Рудник "Ред Доум"	479
15.3. Канада	481
15.3.1. Месторождение Хоуп Брук	481
15.4. Перу	485
15.4.1. Месторождение Янакоша	485
15.5. Чили	487
15.5.1. Рудник "Эл Хуесо"	487
15.6. Республика Узбекистан	489
15.6.1. Карьер "Мурунтау"	489
15.7. Российская Федерация	499
15.7.1. Предприятия ЗАО "Золотодобывающая компания "Золотая звезда"	499
15.7.2. Опытный участок кучного выщелачивания на месторождении Комсомольская залежь	516
15.7.3. Комбинированная технология переработки рудного золота на месторождении Сопка Рудная, Чукотский АО	522
15.7.4. Куранахский проект	527
15.7.5. Кучное выщелачивание на предприятиях Межрегионального научно-производственного объединения (МНПО) "Полиметалл"	537
Заключение (М.И. Фазлуллин)	604
Справочно-информационные материалы (М.И. Фазлуллин, В.В. Скрипченко, В.Е. Дементьев, В.И. Ступин, Г.М. Адосик, В.И. Разумов)	607
Список литературы	637

НАУЧНОЕ ИЗДАНИЕ

КУЧНОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ

Редакторы издательства *Е.Г. Баркова, Е.И. Кит, Н.С. Качармина*
Переплет художника *И.А. Бранделиса*
Технический редактор *С.В. Павлова*
Корректор *М.В. Дроздова*

Лицензия ЛР № 021083 от 27 ноября 1996 г. Подписано в печать с репродуцированного оригинал-макета 23.04.2001. Формат 60×90 1/16. Гарнитура Литературная. Печать офсетная. Усл. печ. л. 40,5. Уч.-изд. л. 50,06. Тираж 500 экз. Заказ № 1269.

ЗАО "Издательство Академии горных наук".
129337, г. Москва, ул. Федоскинская, д. 7.
Контактный телефон 360-42-48,

Отпечатано с готового оригинал-макета в ФГУП Ордена "Знак Почета" Смоленской областной типографии им. В.И. Смирнова
214000, г. Смоленск, пр-т им. Ю. Гагарина, 2
Тел. 3-01-60; 3-46-20; 3-46-05