В.Н.ВИНОГРАДОВ

# ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА КОМПЛЕКСНОГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

В. Н. ВИНОГРАДОВ

553.

# ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА КОМПЛЕКСНОГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

2645

МОСКВА «НЕДРА» 1978

УДК 553 : 003.1

*Виноградов В. Н.* Экономическая оценка комплексного минерального сырья. М., Недра, 1978, 223 с.

В работе рассмотрены вопросы геолого-экономической оценки комплексных руд цветных металлов и определения эффективности их использования. Выявлены тенденции развития минерально-сырьевой базы цветной металлургии в соответствии с новыми требованиями промышленности, вызванными научно-техническим прогрессом в горном деле и металлургии.

Приведена характеристика комплексных руд цветных и редких металлов как источников сырья для получения основных и попутных компонентов, и освещен современный уровень их промышленного использования. Рассмотрены методические особенности геолого-экономической оценки комплексных руд цветной металлургии, способы определения показателей эффективности извлечения отдельных компонентов из них, а также вопросы планирования, организации и стимулирования труда в этой отрасли народного хозяйства.

Рассмотрен комплекс мер, направленных на повышение эффективности промышленного использования комплексных руд.

Книга предназначена для геологов, горняков, технологов и экономистов, занимающихся вопросами геолого-экономической оценки месторождений руд цветных металлов, для работников хозяйственных, производственных, проектных и научно-исследовательских организаций, связанных с разработкой технологии, планированием, организацией и проектированием добычи и переработки сырья для цветной металлургии.

Табл. 8, ил. 45, список лит. — 96 назв.

В $\frac{20809-449}{043(01)-78}$ 25—78

© Издательство «Недра», 1978

# ВВЕДЕНИЕ

Проблема комплексного использования руд цветных металлов складывается из вопросов геологического изучения месторождения, технологии горного дела, обогащения, металлургии и, наконец, организации производства и экономики. Успех комплексного использования сырья зависит от правильности ведения работ на каждой стадии промышленного освоения месторождения.

Комплексное использование руд цветных металлов имеет многовековую историю, начало которой связывают с разработкой серебро-свинцовых руд. Научно-технический прогресс в геологии, горном деле, металлургии и химии постоянно открывает новые возможности совершенствования комплексного использования руд, одновременно предъявляя новые требования к производству продукции из минерального сырья. Многие из продуктов могут быть получены только из комплексного сырья в виде попутной продукции.

Быстрые темпы развития народного хозяйства определяют еще более быстрые темпы добычи минерального сырья (вследствие вовлечения в эксплуатацию более бедных источников сырья). Извлечение из недр громадного количества пород ведет к изъятию из народнохозяйственного пользования определенного количества сельскохозяйственных и лесных угодий, а химико-металлургическая переработка минерального сырья не способствует сохранению в чистоте воздушного и водного бассейнов.

В связи с этим на третьей сессии девятого созыва Верховного Совета СССР в 1975 г. были приняты постановление «О мерах по дальнейшему усилению охраны недр и улучшению использования полезных ископаемых» и «Основы законодательства Союза ССР и союзных республик о недрах», которые требуют значительно более бережного и рационального использования минеральных богатств страны, являющихся нашим всенародным достоянием. Одним из важнейших условий рационального подхода к природным богатствам является комплексное их использование. Это предъявляет повышенные требования как к геологоразведочным организациям, занимающимся изучением месторождений полезных ископаемых, так и к добывающим отраслям промышленности, которые должны обеспечивать «наиболее полное извлечение из недр и рациональное использование запасов основных и совместно с ними залегающих полезных ископаемых и содержащихся в них полезных компонентов» [4].

В цветной металлургии в отношении комплексного использования сырья имеется достаточно большой опыт. На передовых предприятиях отрасли достигнуты высокие показатели комплексного его использования: из сырья извлекается от 10 до 20 полезных компонентов. На Усть-Каменогорском свинцово-цинковом комбинате из сырья извлекаются все 18 содержащихся в нем полезных компонентов, а коэффициент комплексности использования сырья достиг 95%. Практика работы партийных организаций Усть-Каменогорского свинцово-цинкового и Балхашского горно-металлургического комбинатов по мобилизации коллективов

на достижение высоких показателей комплексного использования рудного сырья была рассмотрена и положительно оценена Центральным Комитетом КПСС.

В материалах XXV съезда КПСС отмечалось, что одним из главных резервов повышения эффективности производства в цветной металлургии в десятой пятилетке является более полное извлечение полезных компонентов из сырья и улучшение комплексной его переработки.

В ст. 18 Конституции СССР указывается, что «в интересах настоящего и будущих поколений в СССР принимаются необходимые меры для охраны и научно обоснованного, рационального использования земли и ее недр, водных ресурсов, растительного и животного мира, для сохранения в чистоте воздуха и воды...».

Экономическая оценка комплексного использования сырья при разведке месторождений — определение рациональной степени использования комплексных руд и расчет показателей его эффективности — имеет свои особенности. Без четкого определения критериев рационального использования руд нельзя ставить конкретные задачи перед геологическими организациями и промышленными предприятиями по достижению оптимального использования комплексного сырья на данный период времени.

Автор в настоящей работе рассматривает вопросы экономики и совершенствования комплексного использования сырья (на примере комплексных руд цветных металлов) в целом, начиная от геолого-экономической оценки месторождений комплексных руд и кончая производством из них конечных, товарных видов продукции, выпускаемых металлургическими предприятиями.

РАЗДЕЛ I.

# ОСНОВЫ ЭКОНОМИКИ КОМПЛЕКСНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ СЫРЬЯ

## *ГЛАВА 1.*
## НАРОДНОХОЗЯЙСТВЕННОЕ ЗНАЧЕНИЕ КОМПЛЕКСНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВЫХ РЕСУРСОВ

Минерально-сырьевые ресурсы, которыми располагает Советский Союз, позволяют развивать производство многих цветных металлов — алюминия, меди, свинца, цинка, никеля, титана, магния, вольфрама, молибдена, сурьмы, ртути, редких металлов, редкоземельных и рассеянных элементов. На предприятиях цветной металлургии получают продукцию, включающую свыше 70 элементов периодической таблицы Д. И. Менделеева.

Характерной особенностью руд цветных и редких металлов является комплексный их характер, т. е. наличие в них многих полезных компонентов. Наиболее эффективное использование содержащихся в рудах полезных компонентов, необходимых для народного хозяйства, является важнейшей задачей цветной металлургии.

В рудах цветных металлов, за исключением бокситов и нефелинов, содержание основных полезных компонентов составляет 5—1% и менее. Следовательно, свыше 95—98% объема извлекаемых из недр руд (не считая вскрышных и пустых пород) не использовалось, если бы из сырья извлекались только основные компоненты.

Развитие наиболее прогрессивного, открытого способа добычи полезных ископаемых влечет за собой резкое возрастание извлекаемой из недр горной массы, большие нарушения земного покрова, выведение из народнохозяйственного оборота сельскохозяйственных и лесных угодий. Требуются обширные территории под отвалы горных пород, хвосты обогатительных фабрик, шлаки и шламы металлургических заводов.

Подземная добыча сопровождается меньшими объемами извлекаемой из недр горной массы, однако она не обеспечивает столь полного извлечения полезных ископаемых из недр, как открытая добыча. Потери руды в охранных целиках, блоках, не вошедших в отрабатываемые контуры при подземных горных работах, значительно выше, чем при открытых, составляя 10—20%, а иногда для особо сложных рудных тел и условий отработки достигая 50% против 5—7% при открытых горных работах. Особенностью минерально-сырьевых ресурсов является их невозобновляемость, что заставляет крайне бережно к ним относиться.

Промышленная разработка месторождений и производство цветных металлов — процессы, не способствующие сохранению окружающей среды, а наоборот, разрушающие почвенный покров и загрязняющие водный и воздушный бассейны. Но поскольку потребность и производство цветных металлов будут неуклонно возрастать, так как их применение является в обозримой перспективе необходимым условием научно-технического прогресса, то цветная металлургия должна развиваться с нанесением наименьшего ущерба для окружающей среды и человека.

Принятые на третьей сессии девятого созыва Верховного Совета СССР в июле 1975 г. «Основы законодательства Союза ССР и союзных республик о недрах» предусматривают осуществление обширных мероприятий по улучшению *изучения, использования и охраны минерально-сырьевых ресурсов*. В данном документе подчеркивается взаимосвязь этих трех аспектов рационального использования минерально-сырьевых ресурсов.

Первым необходимым условием эффективного использования минеральных ресурсов является высококачественное проведение геологоразведочных работ, особенно достоверность разного рода сведений о месторождении. Безусловно, некоторые важные сведения, полученные в результате геологоразведочных работ, носят вероятностный характер вследствие специфических особенностей изучаемого объекта. Так, вероятностный характер имеют данные о количестве и качестве запасов руды или песков и содержащихся в них полезных компонентов и данные геолого-экономической оценки месторождений. Такой же характер, особенно по количеству и качеству запасов, они сохраняют и при проектировании и даже эксплуатации месторождений. Относительно точно можно подсчитать запасы содержащихся полезных компонентов в блоке руды только тогда, когда он будет вынут и отправлен на обогатительную фабрику.

Достоверность данных о количестве и качестве полезных ископаемых должна быть такова, чтобы в среднем за весь период отработки месторождений отклонения по отдельным блокам и участкам месторождения не изменили коренным образом геолого-экономическую оценку месторождения, позволили бы правильно определить оптимальный вариант отработки рудного тела и обеспечить максимальную полноту выемки полезных компонентов из недр, выбрать технологию переработки, позволяющую оптимально использовать сырье.

Второе необходимое условие — оптимальное использование разведанных минерально-сырьевых ресурсов. Оно зависит от качества проекта, определяющего самые рациональные методы вскрытия рудного тела и добычи полезных ископаемых, обеспечивающих наиболее полное и экономически целесообразное извлечение запасов из недр, а также предлагающего оптимальные технологические схемы переработки сырья.

Эксплуатацию месторождения и промышленное использование минерального сырья необходимо вести в соответствии с проектом, но постоянно изыскивая дополнительные резервы повышения эффективности использования минерально-сырьевых ресурсов в результате доразведки месторождения и совершенствования технологии и организации производства.

Третье условие — охрана окружающей среды — подразумевает обеспечение полного и комплексного геологического изучения недр и рациональной эксплуатации их с народнохозяйственных позиций настоящего и будущего, т. е. организацию ее таким образом, чтобы она обеспечивала сохранность и доступность запасов, отходов и полупродуктов производства, не используемых в настоящее время, для последующей их отработки или переработки.

Воздействие цветной металлургии на окружающую среду весьма разнообразно: это и отчуждение земель под горные предприятия, а также под отвалы пустых пород месторождений, хвостов обогатительных фабрик, шлаков и шламов металлургических заводов, и загрязнение водной среды химически активными остатками отработанной воды и раз-

мывающимися отвалами различных отходов, и загрязнение воздушного бассейна пылью и газами металлургических агрегатов и эродирующих отвалов, в первую очередь мелкодисперсных хвостов обогатительных фабрик. Основным методом борьбы с этими нежелательными воздействиями предприятий цветной металлургии на природу является комплексное использование перерабатываемого сырья. Чем выше коэффициент комплексности использования сырья, т. е. чем меньше разница между абсолютным показателем использования горной массы или полезного компонента и объемами добычи и переработки в соответствующих единицах, тем меньше отходов будет на предприятиях цветной металлургии и тем меньше отрицательное воздействие их на окружающую среду.

Кроме того, соблюдение требований по охране водного и воздушного бассейнов и оснащение предприятий соответствующими очистительными устройствами создают предпосылки для повышения уровня комплексности использования сырья вследствие извлечения улавливаемых в очистительных устройствах полезных компонентов из пылей, шламов и растворов.

Повышая степень комплексности использования сырья, мы тем самым в какой-то степени полнее удовлетворяем потребность в добыче минерального сырья.

Важное значение для охраны природы имеет организация оборотного водоснабжения на предприятиях цветной металлургии. Обогатительные и металлургические предприятия цветной металлургии являются крупными потребителями воды. При обогащении на 1 т переработанной руды расходуется до 10 м³ воды, при выплавке 1 т цинка расход воды только на технологические нужды составляет 150—170 м³, свинца — 40—60 м³ и т. д. Поэтому вопросы снижения потребления свежей воды из природных источников и максимального использования оборотной воды являются крайне актуальными. Для некоторых предприятий цветной металлургии, особенно в гидрометаллургическом производстве, переход на 80—90% на оборотное водоснабжение создает возможность дополнительного извлечения полезных компонентов. В отработанной воде всегда содержатся какие-либо полезные компоненты, полностью очистить от которых воду не удается вследствие их небольших концентраций, однако при многократном обороте происходит накопление этих полезных компонентов до концентраций, позволяющих извлекать их; следовательно, можно утверждать, что осуществление оборотного водоснабжения способствует улучшению комплексного использования сырья.

Проведение горных работ открытым способом вызывает нарушение поверхностного слоя земли на относительно обширной площади и сопровождается выемкой больших объемов вскрышных пород, иногда превосходящих объем отрабатываемых рудных тел в 10—12 раз, однако в результате этих работ полностью обеспечивается полнота выемки рудного тела, расположенного в контуре карьера. При этом потери промышленных запасов при добыче составляют 5—10%, а величина разубоживания колеблется в пределах 5—7%, лишь иногда превышая 10%, но обычно она будет ниже, чем на подземных горных работах.

Первостепенное значение в отношении охраны окружающей среды и улучшения извлекаемых из недр пород при открытых горных работах имеет использование вскрышных пород. Они могут быть представлены как пустыми породами, так и продуктивными на какое-либо другое полезное ископаемое.

Если вскрышные породы пустые, то следует рассмотреть возможность их использования в качестве простейшего сырья или строительного материала. Это позволит частично или полностью удовлетворять потребность района в том или ином сырье и не создавать мелких предприятий по добыче щебенки, песка, гравия и т. п. Как следствие, стоимость вскрышных пород в стоимости продукции горных или горно-обогатительных предприятий не будет значительной и вряд ли превысит 1—2%, однако основной эффект будет достигнут в промышленности стройматериалов, где не потребуется вкладывать капитальные вложения и привлекать рабочую силу на мелкие горные предприятия, на которых удельные капитальные вложения на 1 т горной массы выше, а производительность труда одного рабочего ниже, чем на крупных карьерах цветной металлургии. И, наконец, еще один положительный результат использования вскрышных пород — отпадает потребность в выделении территории для отвалов и не засоряется воздушный бассейн пылью с отвалов.

Условия проведения открытых горных работ по сравнению с подземными позволяют лучше отделять при добыче продуктивные породы от пустых и осуществлять селективную добычу в зависимости от типа руд, т. е. каждый тип руд обогащается по своей наиболее эффективной схеме.

После завершения эксплуатации месторождения необходимо провести рекультивацию нарушенных земель. Для крупных карьеров эта задача представляет значительные трудности, особенно если вскрышные породы использовались в процессе эксплуатации.

Особенности подземных горных работ по сравнению с открытыми — отчуждение территории, но с частичным нарушением почвенного слоя; значительно меньший объем пустых пород в основном из горно-капитальных и горно-подготовительных выработок; значительный процент разубоживания, особенно при разработке рудных тел неправильной формы, тонких жил или жил переменной мощности; потери руды в недрах в охранных целиках, в слепых рудных телах и в блоках, не вскрытых горными выработками (величина таких потерь составляет обычно от 10 до 20%, а на отдельных рудниках 30 и даже 50%).

Важнейшей задачей улучшения использования минеральных ресурсов является обеспечение наиболее полной выемки полезного ископаемого из недр в первую очередь за счет отработки охранных целиков после завершения эксплуатации очистных блоков. Это осуществимо при системах отработки с закладкой выработанного пространства, для чего можно использовать пустые породы, а иногда и хвосты обогатительных фабрик. Это мероприятие обычно дает большой эффект, так как увеличивает продолжительность срока службы рудника на 25—35%, значительно уменьшает объем отвалов, а по завершении эксплуатации полностью ликвидирует их и позволяет с меньшими затратами рекультивировать землю.

Внедрение операции первичного обогащения в тяжелых средах позволяет в голове процесса отбить 40—50% объема поступившей руды. Организация этой простейшей операции на рудных горизонтах сократит расходы по подъему и спуску пустой породы, которая на месте может быть использована для закладки выработанного пространства.

В целом вопросы охраны окружающей среды более успешно решаются при разработке месторождений подземным, а не открытым

способом, но полнота извлечения из недр руды карьерами несравненно выше.

При обогащении руд цветных металлов выход концентратов составляет 2—6% медных, 2—3% цинковых (из свинцово-цинковых руд), 3—5% свинцовых, 1—1,5% оловянных, т. е. свыше 90% объема исходной руды, если не выделяется пиритный концентрат, уходит в отвалы и должно складироваться. Создание и поддержание хвостохранилищ дело капиталоемкое, требующее от 20 до 35%, а иногда и более общего объема капитальных вложений в строительство обогатительной фабрики. Выход годного материала из комплексной руды может быть повышен за счет получения нескольких концентратов, в том числе неметаллических полезных ископаемых (например, пиритного или пирротинового, баритового), получения кондиционных кварцевых песков и других видов неметаллических полезных ископаемых. Благодаря этому выход товарных продуктов может быть повышен до 40—60%, и тем не менее в настоящее время отвальные хвосты все же составляют внушительную долю от переработанной руды, а следовательно, потребность в площадях, выводимых из сельского или лесного хозяйства, еще достаточно велика. Хвосты обогатительных фабрик обычно представляют мелкодисперсный материал, подверженный распылению, вымыванию и в какой-то мере выщелачиванию дождями и грунтовыми водами. Это ведет к загрязнению воздушного и водного бассейнов.

Генеральным направлением улучшения комплексного использования сырья в обогащении является переход на безотвальную технологию, использование всего объема руды или, точнее, горной массы, поступающей на обогатительную фабрику. Этого можно добиться за счет повышения извлечения полезных компонентов из руд и увеличения выхода промышленных концентратов, не снижая качества последних.

При обогащении необходимо извлекать полезные компоненты не в любые концентраты, а в такие, из которых они легче всего извлекаются,— так называемые собственные концентраты. Так, при современной технологии в металлургии можно извлекать цветные металлы из различных концентратов, где они содержатся в небольших количествах. Например, медь из цинковых концентратов после их обжига и выщелачивания переходит в кеки, откуда она может быть извлечена. Однако степень извлечения цветных металлов из побочных продуктов обычно ниже, чем из собственных концентратов. Кроме того, наличие примесей тех или иных цветных металлов в концентратах может быть нежелательным для ведения металлургических процессов, например цинка в медном концентрате. Важнейшей задачей обогащения являются возможно более полное разделение содержащихся в руде основных полезных компонентов и извлечение в одноименные концентраты. Решение ее будет способствовать улучшению использования сырья в народнохозяйственном плане, но вместе с тем и увеличивать выход отвальных хвостов.

Использование отвальных хвостов в том виде, в котором они находятся после завершения обогатительного процесса, и будет решением вопроса создания безотвального хозяйства. Хвосты обогатительных фабрик можно использовать либо непосредственно для тех или иных нужд (наиболее вероятно в качестве вспомогательного материала для производства строительных материалов), либо после дополнительной переработки с целью доизвлечения из них полезных компонентов и получения концентратов новых полезных компонентов, либо для получения конди-

ционного сырья для промышленности строительных материалов. Переход обогатительных фабрик цветной металлургии на безотвальную технологию имеет большое социально-экономическое значение.

Задачи рационального использования минерального сырья и охраны окружающей среды на металлургических заводах аналогичны подобным задачам на обогатительных фабриках. Но в металлургическом производстве помимо сырья расходуется значительное количество основных и вспомогательных материалов, которые участвуют в производственном процессе, меняют свой химический состав и физическое состояние и переходят в те или иные полупродукты или отходы производства. Поэтому на металлургических заводах к задаче рационального использования минерального сырья добавляется задача эффективного использования основных материалов за счет регенерации их из полупродуктов и отходов основного производства. Например, при переработке ильменитовых концентратов на металлический титан для вскрытия концентратов применяется хлор, для восстановления четыреххлористого титана — магний, в результате получается титановая губка и в качестве отхода — хлористый магний. Подвергая последний электролизу, из него можно получить хлор и магний, и направить их опять в основной металлургический процесс, что позволит снизить расход свежего магния на 80%, а хлора на 60%.

При металлургических процессах получаются отходы различных видов и составов: горячие сернистые и хлорные газы, пыль, шлаки, шламы, пески, растворы, пар, горячая вода и т. д. В них содержатся полезные компоненты в самых различных сочетаниях и концентрациях. Для металлургических заводов не менее важно, чем для обогатительных фабрик, перейти на безотвальное производство, так называемый замкнутый технологический процесс. Цель его — не иметь отходов производства, а любой полупродукт или отход производства доводить до товарного вида.

Характер воздействия металлургического завода на воздушный бассейн более опасен, чем обогатительной фабрики, ибо при металлургическом производстве выделяются сернистый газ, хлор, фтор и другие вредные вещества в газообразном состоянии, причем из металлургических агрегатов они выносятся с очень высокой температурой, большой скоростью и сильной запыленностью. Герметичность металлургических агрегатов и вытяжных систем является обязательным условием предохранения от загрязнения воздушного бассейна и рабочих мест в цехе пылью и ядовитыми газами.

Вместе с тем отходящие, запыленные горячие газы являются носителями значительных материальных ценностей: во-первых, это тепло, во-вторых, полезные компоненты, содержащиеся в пыли, наконец, сера или другие химические элементы, находящиеся в газообразном состоянии. Рациональное их использование зависит от степени концентрации полезных компонентов в пылях и газах и возможности утилизации тепла отходящих газов. Промышленное значение пылей металлургических агрегатов уже не подлежит сомнению — они могут либо перерабатываться в самостоятельном цикле для извлечения содержащихся в них полезных компонентов, либо возвращаться в оборот в основные металлургические агрегаты. Достаточно ясен вопрос и о необходимости и целесообразности утилизации тепла, повсеместное решение которого носит организационный характер. Что касается использования химических элементов из газов, то эффективно их можно извлекать лишь при определенных концентрациях этих элементов.

В цветной металлургии успешно утилизируется сера из так называемых «крепких» газов, где содержание сернистого ангидрида составляет 4—7%, но производство серной кислоты из газа с концентрацией сернистого ангидрида 1,5—2% пока неэффективно. Эта проблема может быть решена либо путем повышения концентрации сернистого ангидрида в газах в результате интенсификации технологического процесса, либо путем разработки технологии, позволяющей утилизировать эти бедные газы.

Шлаки, пески, шламы и другие виды отходов могут успешно перерабатываться, как правило, гидрометаллургическими методами, и задача повышения эффективности их использования заключается в повышении процента извлечения и увеличении количества извлекаемых компонентов.

Отходы металлургических заводов, переработка которых неэффективна в настоящее время, но которые содержат ценные полезные компоненты и могут быть использованы в перспективе, следует временно складировать, обеспечив их изоляцию от воздействий внешней среды.

Совсем бедные шлаки и другие твердые отходы могут гранулироваться и использоваться в строительстве или промышленности строительных материалов. Видимый экономический эффект для металлургического завода при этом невелик, однако социально-экономическое значение этого мероприятия достаточно ощутимо.

Для металлургических заводов не менее важно, чем для обогатительных фабрик, максимально использовать оборотную воду. В гидрометаллургии это осуществляется за счет возврата растворов, выходящих из различных операций и содержащих хотя бы в незначительных концентрациях какие-либо полезные компоненты, в предшествующие операции или смежные производства. Из некоторых растворов регенерируются содержащиеся в них полезные компоненты, особенно широко это распространено в экстракционных процессах. В пирометаллургических процессах оборотная вода в основном используется для охлаждения агрегатов, поскольку она является носителем тепла. Возвращение ее в оборот связано с охлаждением, что не представляет технических трудностей. В сбрасываемых водах не содержится в промышленных концентрациях полезных компонентов, и они подвергаются очистке только с целью охраны водного бассейна.

Производство некоторых цветных и редких металлов связано с выделением радиоактивных отходов. Концентрация в них радиоактивных элементов невелика, и промышленного значения они не имеют, однако отходы эти необходимо захоранивать с тем, чтобы они не оказывали вредного воздействия.

В заключение следует сказать, что вопросы улучшения использования сырья и охраны природы для цветной металлургии настолько тесно взаимосвязаны, что являются единой проблемой, которая решается путем более полного использования минерального сырья и основных материалов на всех стадиях производства цветных металлов. Это необходимо учитывать при решении вопросов экономической оценки комплексного использования сырья.

Минерально-сырьевая база, горнодобывающее и металлургическое производство как экономические понятия не являются чем-то постоянным, они диалектические, т. е. изменяющиеся и развивающиеся в зависимости от развития средств общественного производства. Это легко заметить, совершив экскурс в недалекое прошлое добычи и переработки

руд цветных металлов. Для нас это представляет интерес с целью выявления тенденции развития минерально-сырьевой базы. Характер и состояние минерально-сырьевой базы очень сильно зависят от научно-технического уровня горного дела, обогащения и металлургии. Научно-технический прогресс в первую очередь в этих сферах материального производства, а также во всем народном хозяйстве определяет спрос на новые виды минеральной продукции.

Основные направления научно-технического прогресса в горнодобывающей промышленности выражаются в увеличении единичной мощности основного технологического оборудования, емкости ковша экскаватора, диаметра и скорости бурения скважин, повышении грузоподъемности автомобильного транспорта, применении самоходных машин на подземных работах, более мощных взрывчатых веществ и новых способов разрушения горных пород, понижении технически возможного и экономически целесообразного предельного уровня открытых горных работ.

Технический прогресс в сфере обогащения позволяет практически полностью измельчать руду до размера 0,074 мм и менее и разрушать самые тонкие сростки минералов. Применение обогащения в тяжелых средах в голове процесса обогащения обеспечивает почти двукратное сокращение исходного материала, поступающего на последующие стадии обогащения, и позволяет эффективно перерабатывать руды с очень низким содержанием полезных компонентов. Применение разветвленных стадиальных схем обогащения, коллективных и селективных методов флотации, а также гидрометаллургических методов позволяет вовлекать в промышленное использование новые виды минерального сырья.

Интенсификация традиционных методов металлургической переработки сырья посредством широкого внедрения кислорода и использования более эффективных видов топлива, внедрение металлургических агрегатов, резко интенсифицирующих химико-металлургические процессы, широкое развитие гидрометаллургических методов переработки, применение новейших экстракционных, сорбционных и ионнообменных процессов позволили повысить извлечение основных компонентов, добиться разделения металлов, близких по физико-химическим свойствам, извлекать полезные компоненты с очень низким содержанием в перерабатываемом сырье.

Следует также отметить, что высокий уровень развития народного хозяйства, освоение новых слабо развитых территорий создали предпосылки для промышленной разработки месторождений, расположенных в труднодоступных районах со сложными экономико-географическими условиями.

Тенденции развития минерально-сырьевой базы под воздействием научно-технического прогресса представляются следующими:

— вовлечение в промышленную эксплуатацию новых видов минерального сырья;

— постоянное увеличение числа извлекаемых полезных компонентов и повышение коэффициентов их извлечения из комплексного сырья, т. е. повышение степени комплексности использования сырья;

— понижение содержания полезных компонентов в рудах промышленных категорий;

— значительное увеличение масштабов промышленных месторождений.

Комплексное использование сырья имеет большое значение для обеспечения народного хозяйства необходимой минеральной продукцией. Так, основные цветные металлы производятся не только из собственных руд, но и из руд других металлов, где они содержатся в ограниченном количестве, например медь извлекается из полиметаллических (свинцово-цинковых), никель-кобальтовых, молибденовых, оловянных руд, вольфрам из комплексных молибденовых, оловянных, редкометальных руд и т. д. Из руд цветных металлов эффективно извлекаются драгоценные металлы: золото, серебро, платина, палладий и другие платиноиды; целый ряд малых, редких и рассеянных металлов получают только в результате комплексной переработки сырья цветной металлургии как попутную продукцию, без отнесения на них затрат по добыче и обогащению основной металлургии. Цветная металлургия за счет комплексного использования сырья удовлетворяет значительную часть потребностей страны в серной кислоте, производит широкий ассортимент химической продукции, различные строительные материалы. Развитие и совершенствование комплексного использования сырья цветной металлургии является крупной и важной народнохозяйственной проблемой.

## *ГЛАВА 2.*

## СИСТЕМА И МЕТОДИКА РАСЧЕТОВ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ОЦЕНКИ КОМПЛЕКСНОГО СЫРЬЯ

При геолого-экономической оценке и определении эффективности промышленного использования комплексного сырья используются те же показатели, что и при подобных расчетах для мономинерального сырья, однако определение их методически более сложно. Кроме того, имеются дополнительные показатели, характерные только для комплексного сырья.

Выделение специфических технико-экономических показателей комплексного сырья обусловлено характером комплексных руд и необходимостью определения промышленного значения отдельных компонентов в данном их сочетании с другими полезными компонентами.

Из комплексных руд цветных металлов извлекаются: основные цветные металлы, минералы которых являются рудообразующими, основные цветные металлы, являющиеся попутчиками в данных рудах; драгоценные металлы; малые и редкие металлы; рассеянные элементы; нерудные полезные компоненты. Все эти компоненты резко отличаются друг от друга по стоимости, концентрации в рудах, по потребности и дефицитности, а следовательно, и по промышленному значению.

В зависимости от народнохозяйственного значения полезные компоненты обычно делятся на основные, удельный вес которых в промышленной ценности руды составляет свыше 50%, и попутные, удельный вес каждого из которых невелик, но в сумме может достигать 25—30% и более промышленной ценности.

Характерным представителем комплексных руд являются полиметаллические. Промышленная ценность основных компонентов (свинца и цинка) в них составляет 55—60%, меди — около 20%, серы — 10%. Прочие элементы, удельный вес которых в общей промышленной цен-

ности невелик (например, кадмия 3,5%, индия 0,2%, селена 0,1%, теллура 0,01%), также имеют важное значение для народного хозяйства.

Развитие науки и техники предъявляет все новые и новые требования к материалам, в результате чего народнохозяйственное значение отдельных полезных компонентов может изменяться. Например, в полиметаллических рудах вначале основным компонентом являлось серебро, затем доминирующее положение перешло к свинцу, а цинк почти не извлекался и до недавнего времени являлся второстепенным после свинца элементом, а в настоящее время это равноправные элементы с явной тенденцией перехода превалирующей роли к цинку. Еще недавно ниобий в тантало-ниобиевых рудах не имел самостоятельного значения, и вопрос о промышленной ценности таких руд решался только по танталу, теперь это по крайней мере равноправные элементы по народнохозяйственному значению.

Два-три десятилетия назад практически не имели никакого промышленного значения большинство рассеянных и редкоземельных элементов. Теперь многие из них стали остродефицитными в мировом масштабе. Процесс все более широкого использования полезных компонентов, содержащихся в минеральном сырье, необратим, как необратим процесс снижения содержания полезных компонентов в перерабатываемом сырье вследствие отработки в первую очередь месторождений и участков с наиболее богатыми рудами.

Конечно, еще возможно открытие новых месторождений руд с высоким содержанием полезных ископаемых, однако вероятность этого постоянно будет снижаться, и это обстоятельство может рассматриваться только как исключение из правил. Совершенствование процессов обогащения и химико-металлургической переработки позволяет извлекать на промышленных установках полезные компоненты при очень низком содержании их в сырье. Технический прогресс в горном деле, в основном связанный с увеличением единичной мощности технологического и транспортного оборудования, позволяет эффективно эксплуатировать крупные месторождения с более низким содержанием полезных компонентов в рудах. Таким образом, постоянно происходит изменение (снижение) содержания полезных компонентов в промышленных рудах.

При геолого-экономической оценке комплексного сырья и характеристике эффективности его промышленного использования необходимо определить следующие технико-экономические показатели: коэффициент эффективности капитальных вложений, срок их окупаемости, приведенные затраты, рентабельность, прибыль, себестоимость, капитальные вложения, основные фонды, оборотные средства, потенциальную, извлекаемую и промышленную ценность руд, коэффициент комплексности использования сырья и др.

Одни показатели (например, ценность руд) для комплексного сырья по сравнению с мономинеральным определяются довольно просто (суммированием показателей по каждому из компонентов), для других показателей требуются вспомогательные расчеты, а некоторые (например, приведенные затраты) просто неприемлемы. Последние обычно определяются на весовую единицу сырья или на весовую единицу готового продукта, а из комплексного сырья получается несколько продуктов. Можно, конечно, произвести расчет приведенных затрат на каждый из полученных видов продукции, но эти показатели практически не имеют никакого значения, так как одни и те же весовые единицы различных

компонентов будут получаться из различного количества исходного сырья. Приведенные затраты на весовую единицу исходного сырья также не могут иметь практического значения, поскольку они требуются для лучшего варианта отработки и переработки руды или выбора наиболее эффективного месторождения для первоочередного вовлечения его в промышленную эксплуатацию. Найти же два объекта с идентичным соотношением всей гаммы полезных компонентов практически невозможно.

Приведенные затраты для комплексного сырья могут быть показательны только в том случае, если будут определяться не на весовую единицу, а на стоимостный показатель товарной продукции или на условный готовый продукт, очевидно, тот или иной основной цветной металл, в который будут пересчитаны все прочие полезные компоненты.

Общеизвестный показатель комплексного использования руд, так называемый коэффициент комплексности использования сырья, представляет собой не что иное, как отношение ценности извлекаемой руды к потенциальной ее ценности

$$K_э = \frac{П_{из}}{П_п}, \qquad (1)$$

где $K_э$ — коэффициент комплексности использования сырья; $П_{из}$ — стоимость извлеченных полезных компонентов, или извлекаемая ценность руды, руб.; $П_п$ — стоимость всех содержащихся в руде полезных компонентов, т. е. потенциальная ценность руды, руб.

Однако эта формула содержит много неопределенностей. Во-первых, неясно, учитывать ли все абсолютно полезные компоненты, содержащиеся в руде, или только те, по которым подсчитаны и утверждены в ГКЗ СССР балансовые запасы. Если принимать все полезные компоненты, то откуда брать их достоверное содержание в руде, ибо запасы их не подсчитывались и не апробировались. Если только те, которые подсчитаны были при разведке и утверждены в ГКЗ СССР, что обычно происходит не менее чем за 5 лет до начала эксплуатации месторождения, то мы можем не учесть полезные компоненты, которые ранее не имели промышленного значения либо вследствие отсутствия технологии их разработки, либо вследствие низкой потребности в них.

Во-вторых, неясно, как учитывать полезные компоненты, в каких продуктах и по каким оптовым ценам.

Представляется, что коэффициент комплексности использования сырья должен основываться на современном уровне технологии переработки сырья, и всякий прогресс в этом деле должен находить отражение в балансе запасов полезных компонентов посредством ревизионно-опробовательских исследований. Учитывать извлекаемые полезные компоненты следует только по конечным продуктам — металлам, неметаллам или их стандартным соединениям. Оценивать полезные компоненты при определении потенциальной и извлекаемой ценности следует по одним и тем же ценам ибо сортность выпускаемой конечной продукции зависит не столько от использования сырья, сколько от технического уровня предприятия и спроса, который имеется на все марки действующих ГОСТов и ТУ.

Цены в данном случае необходимы для сравнения ценности различных компонентов, поэтому они должны быть сопоставимы. Они должны соответствовать наиболее типичным массовым маркам металлов, например первой технической марке.

При незначительной модификации, а именно при введении в числитель и знаменатель оценки вскрышных пород коэффициент комплексности использования сырья может характеризовать степень использования всех извлекаемых из недр ресурсов. В определенных условиях, без изменения номенклатуры учитываемых полезных компонентов этот показатель может служить для характеристики улучшения или ухудшения использования комплексности сырья.

Для различных наборов полезных компонентов коэффициенты комплексности использования сырья становятся несравнимыми. Более того, чем больше мы извлекаем полезных компонентов, тем меньше может становиться коэффициент комплексности, ибо показатель извлечения новых попутных полезных компонентов в готовый продукт обычно ниже, чем ранее извлекавшихся.

Коэффициент комплексности использования сырья применим для оценки работы металлургического завода, но, очевидно, использование его на обогатительной фабрике, где полезные компоненты распределяются по различным концентратам, из которых они извлекаются в готовую продукцию с различными коэффициентами извлечения, и на большинство из них не установлены цены в концентратах, очень затруднительно.

Кроме того, коэффициент комплексности использования сырья не учитывает величины затрат на получение готовых продуктов.

Из вышеизложенного следует, что практическое применение коэффициента комплексности для характеристики использования сырья довольно ограниченно и по его величине нельзя судить об оптимальности использования сырья.

Степень комплексности использования сырья по обогатительной фабрике правильнее определять через коэффициент выхода товарных продуктов в весовых единицах измерения

$$К_ф = \frac{\sum_{i=1}^{n} К_i}{С}, \qquad (2)$$

где $К_ф$ — выход товарных концентратов и полупродуктов, в долях единицы; С — количество переработанного сырья (руды), т; $К_i$ — количество полученного $i$-того концентрата (полупродукта), т.

Для того чтобы не путать $К_ф$ с $К_э$, предлагается именовать их соответственно «физический коэффициент комплексности использования сырья» и «экономический коэффициент комплексности использования сырья».

Использование физического коэффициента комплексности не ограничивается только оценкой состояния комплексного использования сырья на обогатительных фабриках. Он применим и для оценки использования руды, извлекаемой из недр пород, для характеристики использования сырья на металлургических заводах. В последнем случае к собственно сырью необходимо добавлять основные материалы и вычитать оборотные отходы.

Рассмотренные коэффициенты в совокупности характеризуют состояние комплексного использования руд цветных металлов и долю выделяемых в окружающую среду отходов производства, но не позволяют судить об эффективности достигнутого уровня использования сырья, о наиболее целесообразной степени промышленного его использования.

Для оценки эффективности комплексного использования сырья в промышленном производстве, а также для геолого-экономической оценки комплексных руд при проведении геологоразведочных работ необходим иной показатель, который позволял бы сопоставлять полученные результаты с затратами. Общепринятым показателем такого рода является коэффициент эффективности капитальных вложений.

Коэффициент экономической эффективности капитальных вложений для месторождений с комплексным сырьем может быть представлен несколько измененной общеизвестной формулой

$$Э_{к.с} = \frac{\sum_{i=1}^{n} a_i Ц_i - Р_э}{К_{об}}, \qquad (3)$$

где $Э_{к.с}$ — экономическая эффективность комплексного использования сырья; $Р_э$ — общая сумма годовых эксплуатационных затрат на переработку комплексного сырья, руб.; $К_{об}$ — общие капиталовложения в производственные фонды, необходимые для комплексного использования сырья, руб.; $n$ — количество наименований получаемых полезных продуктов; $a_i$ — годовой объем производства $i$-того продукта в весовых единицах; $Ц_i$ — отпускная цена $i$-того продукта, руб.

В свою очередь,

$$Р_э = \sum_{i=1}^{n} Р_{э_i},$$

где $Р_{э_i}$ — эксплуатационные затраты на производство каждого полезного компонента, а

$$К_{об} = \sum_{i=1}^{n} К_i,$$

где $К_i$ — капитальные затраты на производство каждого попутного компонента.

Тогда формулу (3) можно представить в виде

$$Э_{к.с} = \frac{\sum_{i=1}^{n} a_i Ц_i - \sum_{i=1}^{n} Р_{э_i}}{\sum_{i=1}^{n} К_i} \qquad (4)$$

и, следовательно, показатель общей экономической эффективности комплексного использования сырья не будет простой суммой показателей экономической эффективности производства каждого полезного компонента из этого сырья, т. е.

$$Э_{к.с} \neq \sum_{i=1}^{n} \frac{a_i Ц_i - Р_{э_i}}{К_i}.$$

Однако, применяя общий показатель эффективности комплексного использования сырья и получая в целом положительный результат, мы можем допустить ошибку: принять решение, не соответствующее оптимальному варианту комплексного использования сырья. Не зная показатель эффективности получения того или иного элемента из комплексного сырья при общей оценке, можно включить извлечение элементов, получение которых неэффективно при данных концентрациях из комп-

2645

лексной руды, однако этот отрицательный эффект будет компенсироваться высокой эффективностью получения других полезных компонентов и в целом составит величину, подтверждающую эффективность данного варианта комплексного использования минерального сырья. Для достижения же оптимального варианта комплексного использования сырья не следует предусматривать извлечение тех полезных компонентов, производство которых неэффективно. Следовательно, до определения общего показателя эффективности комплексного использования руды необходимо определить, какие полезные компоненты из нее целесообразно извлекать, а какие нет.

Показатель экономической эффективности комплексного использования сырья ($Э_{к.с}$) характеризует общую эффективность единовременных затрат при условии комплексного использования сырья в данном конкретном случае.

Если же дополнительно извлекать еще какие-либо компоненты или прекратить промышленное использование одного или нескольких компонентов, то изменится и показатель эффективности комплексного использования сырья. Но это изменение не будет отражать действительную народнохозяйственную целесообразность организации извлечения или прекращения получения того или иного полезного компонента из комплексного сырья по следующим причинам:

1) повышение общего коэффициента эффективности произойдет только в том случае, если эффективность извлечения нового попутного компонента будет выше, чем ранее достигнутая суммарная экономическая эффективность, следовательно, на наиболее передовых предприятиях будет наименьшая целесообразность совершенствования комплексного использования сырья;

2) суммарная экономическая эффективность может относительно и понизиться, но это не будет означать нецелесообразность промышленного использования этого нового попутного компонента, ибо экономическая эффективность производства нового продукта будет сравниваться не с эффективностью производства подобных себе продуктов, а с эффективностью получения совершенно различных по своим потребительским свойствам продуктов;

3) абсолютная величина изменения суммарной экономической эффективности не будет отражать действительной экономической эффективности организации производства нового продукта.

Следовательно, чтобы определить оптимальный показатель эффективности комплексного использования сырья, необходимо знать, извлечение каких отдельных компонентов эффективно и каких неэффективно, т. е. определить коэффициент абсолютной экономической эффективности извлечения каждого полезного компонента, что можно было бы сделать по формуле

$$Э_i = \frac{a_i Ц_i - Р_{э_i}}{К_i}, \qquad (5)$$

где $Э_i$ — коэффициент абсолютной эффективности капитальных вложений для извлечения $i$-того полезного компонента; $Р_{э_i}$ — годовые эксплуатационные расходы на извлечение $i$-того компонента; $К_i$ — капитальные вложения, необходимые для извлечения $i$-того компонента; $Ц_i$ и $a_i$ имеют те же значения, что и в формуле (3).

Известную трудность представляет определение $Р_{э_i}$ и $К_i$ в условиях комплексного сырья, однако имеются достаточно достоверные методы

распределения текущих и капитальных затрат на производство отдельных компонентов из комплексного сырья, применимые для одного конкретного варианта комплексного использования сырья. Нам же еще необходимо выбрать наилучший вариант.

Для определения экономической эффективности извлечения отдельных компонентов из комплексных руд рекомендуется и другой метод. Суть его заключается в определении эффективности извлечения того или иного компонента через отношения разности прибыли к разности капитальных вложений при комплексном использовании сырья с учетом извлечения данного компонента и без него. Этот показатель можно представить в следующем виде:

$$Э_{к.с_i} = \frac{\left(\sum_{i=1}^{n} a_i Ц_i - Р_{э_n}\right) - \left(\sum_{i=1}^{n-1} a_i Ц_i - Р_{э_{n-1}}\right)}{К_n - К_{n-1}}, \qquad (6)$$

где $Э_{к.с_i}$ — коэффициент абсолютной эффективности капитальных вложений, необходимых для извлечения $n$-го компонента при условии комплексного использования сырья; $Р_{э_n}$ и $К_n$ — годовые эксплуатационные затраты и капитальные вложения при условии извлечения $n$-го числа компонентов, руб.; $Р_{э_{n-1}}$ и $К_{n-1}$ — годовые эксплуатационные затраты и капитальные вложения при неизвлечении $n$-го компонента, руб.; значения $a_i$ и $Ц_i$ те же, что и в формуле (3).

Преобразовав формулу (6), получим выражение

$$Э_{к.с_n} = \frac{a_n Ц_n - (Р_{э_n} - Р_{э_{n-1}})}{К_n - К_{n-1}}. \qquad (7)$$

Определить разности $Р_{э_n} - Р_{э_{n-1}}$ и $К_n - К_{n-1}$ значительно проще, чем распределять все затраты между всеми полезными компонентами. По сути это будут прямые затраты, необходимые только для извлечения данного полезного компонента.

В зависимости от величины $Э_{к.с_i}$ решается вопрос о целесообразности и эффективности использования $n$-го компонента. Если она равна или больше нормативного коэффициента эффективности, то этот компонент следует производить, если нет, то извлекать его нецелесообразно.

Установив таким путем набор полезных компонентов, определяется оптимальный вариант комплексного использования сырья, для которого рассчитывается суммарный коэффициент абсолютной эффективности капитальных вложений. Не исключено, что последний может оказаться меньше нормативного, что будет означать, что в настоящее время даже комплексное использование сырья данного месторождения неэффективно.

Предлагаемая методика расчета позволяет дать объективную оценку эффективности комплексного использования сырья, установить оптимальный вариант использования сырья при определении промышленной ценности месторождений цветных металлов на различных стадиях геологической разведки и промышленного освоения, выбрать оптимальную схему комплексного использования сырья на металлургических заводах.

В практике геолого-экономической оценки месторождений цветных металлов наиболее часто используется показатель приведенных затрат. Однако оценить эффективность извлечения того или иного полезного компонента из комплексных руд только с помощью величины приведенных затрат на его производство не представляется возможным.

Поэтому прежде чем давать общую оценку руды и месторождения, необходимо определить промышленное значение отдельных ее компонентов в условиях комплексного использования сырья, установить набор полезных компонентов, имеющих промышленное значение, а затем для общей оценки пользоваться привычным критерием — приведенными затратами, но только либо на стоимостный показатель готовой продукции, либо на условный металл.

Вопрос о промышленном значении того или иного полезного компонента может быть решен двумя путями.

Первый путь — это определение затрат на производство отдельных компонентов, получаемых из комплексного сырья посредством распределения всех затрат тем или иным способом на каждый из компонентов.

Второй путь — это последовательное определение затрат на производство какого-либо одного компонента через разность затрат, необходимых для переработки комплексного сырья при условии извлечения данного полезного компонента и без его извлечения.

В обоих случаях необходимо решать, какие затраты и по каким переделам связаны с извлечением данного полезного компонента, а какие нет.

По вопросу методики распределения затрат долгое время велась дискуссия, ибо комплексный характер сырья чрезвычайно многообразен и не менее многообразны технологические особенности его добычи и переработки, которые необходимо учитывать при принятии рациональной методики экономической оценки.

Рассмотрим некоторые из них. Например, цинк является вредной примесью при производстве меди, но выводимые из медного производства продукты отхода — шлаки, пыли и т. п.— представляют для народного хозяйства определенную ценность. Но возникает вопрос, на что относить затраты по переработке медного сырья с выделением полезных отходов: полностью на медь или каким-либо образом распределять их между медью и полупродуктами.

Из одного и того же комплексного сырья можно получать в зависимости от технологии различный набор готовых нужных народному хозяйству продуктов. Например, редкоземельные элементы могут использоваться либо в виде комплекса окислов (без их разделения) — полирита или модификатора, либо в виде индивидуальных окислов, либо в виде чистых элементов, либо в виде сплавов. Причем в голове процесса идут технологические операции, необходимые для получения всех видов продукции, затем — некоторых видов и в конце — индивидуальных видов или какого-либо одного продукта.

В производственном процессе имеется возможность широкого и разнообразного использования отходов. В этом случае распределение затрат на отдельные виды готовой продукции будет зависеть не только от методики расчета, но и от ассортимента производимой продукции, от способов использования оборотных продуктов.

Выделение каких-либо попутных продуктов не требуется по технологии, так как они не являются вредными примесями, но имеют для народного хозяйства самостоятельное большое значение; к числу их можно отнести, например, драгоценные металлы или рассеянные элементы, которые вследствие невысокой концентрации не оказывают заметного влияния ни на технологические процессы, ни на качество выпускаемой продукции.

В процессе производства получают два или несколько, близких по ценности продуктов, например свинцовый и цинковый концентраты при обогащении свинцово-цинковых руд, медный и молибденовый концентраты при обогащении медно-молибденовых руд и т. д. Наличие каких-либо других компонентов вредно для производства и выделение их необходимо, но сами по себе они не представляют никакой ценности для народного хозяйства, причем отходы могут быть экологически вредными и безвредными, в этом случае затраты по нейтрализации вредных отходов придется отнести на себестоимость готовой продукции.

В настоящее время в связи с огромными масштабами, которых достигла добыча минерального сырья, правильнее квалифицировать отходы как отравляющие окружающую среду и не отравляющие, ибо отходы, ранее считавшиеся «безвредными», вследствие своих больших объемов тоже отрицательно влияют на окружающую среду, поглощая значительные площади сельскохозяйственных и лесных угодий, загрязняя водоемы и воздушный бассейн.

Безусловно, что затраты по охране окружающей среды необходимо относить на стоимость производимой продукции, но дискуссионным является вопрос, на стоимость какой продукции — основной или попутной. Осуществляя мероприятия по охране окружающей среды, особенно по пылеулавливанию, переработке шлаков, очистке сточных вод, нередко при этом получают сырье или непосредственно готовую продукцию, необходимые для народного хозяйства. Затраты на весь комплекс мероприятий по охране окружающей среды и производству попутной продукции могут быть выше или ниже стоимости попутной продукции и в исключительном случае совпадать с ней. В первом случае, очевидно, следует каким-то образом распределить эти затраты между попутной и основной продукцией, во втором — возможно полностью их относить на попутную продукцию.

Сложные экономические взаимосвязи между полезными компонентами, содержащимися в комплексном сырье, значительно затрудняют разработку методических положений по определению затрат на производство отдельных компонентов. Только комбинированный метод расчета затрат, совмещающий отключение затрат по отдельным переделам на производство отдельных продуктов с распределением затрат по переделам, необходимым для получения нескольких продуктов между ними, позволяет получать удовлетворительные результаты.

Этот метод завоевывает все большее признание и внедряется в практику планирования, учета и калькулирования себестоимости продукции, в частности в цветной металлургии, но пока еще не стал доминирующим. Еще не применяется распределение единовременных затрат (капитальных вложений или стоимости основных фондов) между отдельными продуктами, получаемыми из комплексного сырья.

При комбинированном методе расчета затрат на производство каждого продукта, получаемого из комплексного сырья, необходимо решить три вопроса. Во-первых, какие переделы отнести к индивидуальным, т. е. к таким, затраты по которым относить только на один продукт, а какие к комплексным, по которым затраты распределять между несколькими продуктами; во-вторых, между какой продукцией распределять затраты того или иного комплексного передела; в-третьих, каким образом распределять затраты по комплексному переделу между продуктами, имея в виду, что в результате комплексного передела могут быть получены

несколько готовых продуктов, готовые продукты и полуфабрикаты и, наконец, только полуфабрикаты.

К индивидуальным переделам необходимо относить переделы, из которых выходит один продукт, и переделы, из которых выходит несколько продуктов, но объем и ценность одного продукта являются доминирующими (составляют свыше 80%). Все прочие переделы являются комплексными.

Затраты по комплексным переделам следует распределять только между теми продуктами и полуфабрикатами, выходящими из него, удельный вес которых составляет не менее 10% суммарной стоимости этой продукции. Понятно, что если удельный вес какого-либо продукта на данном переделе составляет менее 10%, то он будет также ниже 10% и на всех предыдущих переделах. Таким образом, легко определять передел, начиная с которого необходимо учитывать затраты на производство того или иного продукта.

Распределение затрат комплексных переделов между отдельными продуктами или полупродуктами, выходящими из него, производится следующим образом. В цветной металлургии в настоящее время систематический учет, планирование и калькулирование себестоимости продукции ведутся по основным переделам, а чаще и по более крупным участкам производства — цехам, производствам, фабрикам, заводам, и, как правило, по основным видам готовой продукции. Попутная продукция, за исключением драгоценных металлов, калькулируется, если она производится в обособленном производстве. Наиболее часто уменьшают общие эксплуатационные затраты на стоимость попутной продукции, вычисленную либо по действующим отпускным ценам, либо по так называемым «плановым» ценам, устанавливаемым в отрасли, и определяют себестоимость только одного основного продукта.

«Плановые» цены устанавливаются по аналогии с себестоимостью производства этой продукции в других отраслях хозяйства с учетом обеспечения необходимого уровня рентабельности или исходя из оптовых цен с учетом необходимых затрат на доведение полуфабрикатов до готовой продукции. Если попутная продукция потребляется в других производствах данного предприятия, то она оценивается по внутризаводским «плановым» ценам.

Стоимость драгоценных металлов начинает учитываться в руде по установленным ценам и затем на всех стадиях производства переносится только на полуфабрикаты и продукцию, в которую переходят драгоценные металлы, однако нередко по той же цене, что и в сырье, т. е. затраты на обогащение и металлургическую переработку до определенного момента не отражаются на оценке драгоценных металлов.

В редкометальном и титано-магниевом производстве в отдельных случаях применяют экономически обоснованные коэффициенты для пересчета продукции, получаемой из комплексного сырья, в один «условный» продукт.

На обогатительных фабриках, где получают несколько концентратов, проводят дополнительные расчеты по определению их себестоимости в зависимости от количества получаемых концентратов, цен и плановых коэффициентов извлечения основных металлов, дающих наименование концентратам. Стоимость золота и серебра в сырье переносится непосредственно на те концентраты, в которые они извлекаются.

Основным методом калькулирования себестоимости продукции, получаемой из комплексного сырья цветной металлургии, пока остается

метод отключения затрат, являющийся достаточно простым, но наиболее несовершенным. Основные недостатки его — это отсутствие достоверных затрат на получение многих видов продукции и в некоторых случаях искажение себестоимости основных видов продукции. Стремление не усложнять и не удорожать учет, планирование и калькулирование себестоимости продукции в условиях быстро расширяющегося ассортимента выпускаемой продукции и полуфабрикатов в результате повышения комплексности использования привело к существующему положению с калькулированием себестоимости продукции, производимой из комплексного сырья цветной металлургии.

На предприятиях цветной металлургии производится 74 основных и попутных компонентов, а вся номенклатура продукции, выпускаемой отраслью, превышает тысячи наименований. Это затрудняет организацию систематического учета, планирования и калькулирования себестоимости отдельно всех видов продукции, получаемых из комплексного сырья, но улучшать постановку этого дела необходимо.

Наиболее реальным представляется использование переводных коэффициентов для пересчета всех основных видов продукции в один «условный продукт» для определения их себестоимости на комплексных переделах. Этот метод достаточно прост и технически ненамного сложнее метода отключения затрат, однако он позволяет определять себестоимость отдельных продуктов, получаемых из комплексного сырья. Основная сложность его заключается в определении переводных коэффициентов, что требует проведения специальных исследований по единовременному анализу затрат на производство отдельных полезных компонентов, которые нужно периодически выполнять раз в 4—5 лет, если не будет значительных изменений в технологии производства.

Для индивидуальных переделов, а это будут только конечные переделы, желательно установить систематический учет и калькулирование себестоимости продукции, но в некоторых случаях и здесь можно использовать метод коэффициентов. Метод переводных коэффициентов хорошо известен и применялся и применяется как в калькулировании себестоимости продукции цветной металлургии на обогатительных фабриках, так и в определении затрат на разведку единицы запасов полезных ископаемых. Суть его заключается в том, что при получении, например, трех продуктов цена одного из них принимается за единицу. Исходя из соотношения цен на эти продукты, определяются переводные коэффициенты для двух остальных, затем с помощью этих коэффициентов и фактического выпуска трех продуктов определяют объем производства «условного» продукта, общие затраты делят на этот объем и получают себестоимость весовой единицы «условного» продукта, а затем с помощью тех же коэффициентов и себестоимость двух других основных продуктов (табл. 1).

Для использования метода переводных коэффициентов необходимо знать стоимость всех продуктов, получаемых из комплексного сырья на различных переделах. Стоимость готовых продуктов можно легко определить через действующие оптовые цены; сложнее установить стоимость различных полуфабрикатов и промпродуктов, на которые нет отпускных цен. Необходимо так оценить эти полуфабрикаты и промпродукты, чтобы расходы на готовую продукцию, полученную из них, не превышали цен последних. Эти расходы складываются из стоимости полуфабрикатов и промпродуктов и необходимых затрат на их доведе-

ние до готовой продукции. Установленную таким образом стоимость полуфабрикатов предлагается именовать промышленной ценностью.

Промышленная ценность товарного продукта является не чем иным, как произведением действующей оптовой цены, умноженной на количество товарного продукта, или промышленная ценность единицы товарного продукта равняется ее оптовой цене.

Промышленная ценность товарного продукта может быть выражена уравнением

$$П_i = Ц_i a_i, \qquad (8)$$

где $П_i$ — промышленная ценность товарного продукта $i$, руб.; $Ц_i$ — цена за единицу товарного продукта $i$, руб.; $a_i$ — количество товарного продукта $i$ в весовых единицах.

Промышленная ценность полуфабриката является разностью между промышленной ценностью конечного продукта ($П_i$), т. е. произведением цены единицы товарного продукта на его количество, полученное из полуфабриката, и полными эксплуатационными затратами на операциях, необходимых для доведения полуфабриката до товарного продукта.

Именуя эксплуатационные затраты по операциям полными, мы хотели указать на то, что они включают в себя часть цеховых и общезаводских затрат, относимых на эти операции в соответствии с принятой на предприятии методикой их распределения. Наиболее часто распределение косвенных затрат осуществляется пропорционально заработной плате основных производственных рабочих. Если из полуфабриката получается несколько продуктов, то его промышленная ценность определяется как сумма указанных выше разностей.

Например, из полуфабриката (дробленая медно-цинковая сульфидная руда) (рис. 1), который условно будем именовать пятым полуфабрикатом, в конечном счете получаются три продукта: цинковый концентрат (первый продукт), медный концентрат (второй продукт) и пиритный концентрат (третий продукт), но не непосредственно после операций измельчения и пиритной флотации, которым подвергается

Таблица 1

**Пример расчета себестоимости продукции, полученной из комплексного сырья через „условный" продукт**

| Наименование продукта | Объем производства, т | Цена за 1 т, руб. | Переводной коэффициент | Объем производства условного цинка, т | Себестоимость всей добычи и обогащения, руб. | Себестоимость продукции, руб. |
|---|---|---|---|---|---|---|
| Медь в медном концентрате | 100 | 480 | 1,6 | 160 | — | 398 |
| Цинк в цинковом концентрате | 50 | 300 | 1 | 50 | — | 248 |
| Свинец в свинцовом концентрате | 80 | 420 | 1,4 | 112 | — | 348 |
| „Условный" цинк | — | — | — | 322 | 80 000 | 248 |

дробленая руда, а после еще нескольких комплексных и индивидуальных операций. В результате пиритной флотации получаются два полуфабриката: третий — пиритный полупродукт и четвертый — коллективный концентрат. Последний после нескольких операций, начиная с доизмельчения и кончая селективной флотацией, разделяется еще на два полуфабриката: первый — пески и второй — пульпу. Из первого полуфабриката после одной операции (перечистной флотации) получается первый продукт — цинковый концентрат, из второго полуфабриката после нескольких операций, от депрессирования до контрольной флотации, получается второй продукт — медный концентрат. Третий продукт получается после обработки третьего полуфабриката (пиритного полуфабриката), после операций сепараций, контрольной флотации и сушки.

Обозначим промышленную ценность полуфабрикатов $П_j$ и промышленную ценность готовых продуктов $П_i$, полные эксплуатационные расходы по индивидуальным переделам, которые необходимы только для производства отдельных продуктов, $Э_{иj}$ и полные эксплуатационные расходы по комплексным переделам, необходимым для производства нескольких продуктов, $Э_{кj}$, в частности по операциям от доизмельчения до селективной флотации $Э_{к1}$ и по операциям измельчения и пиритной

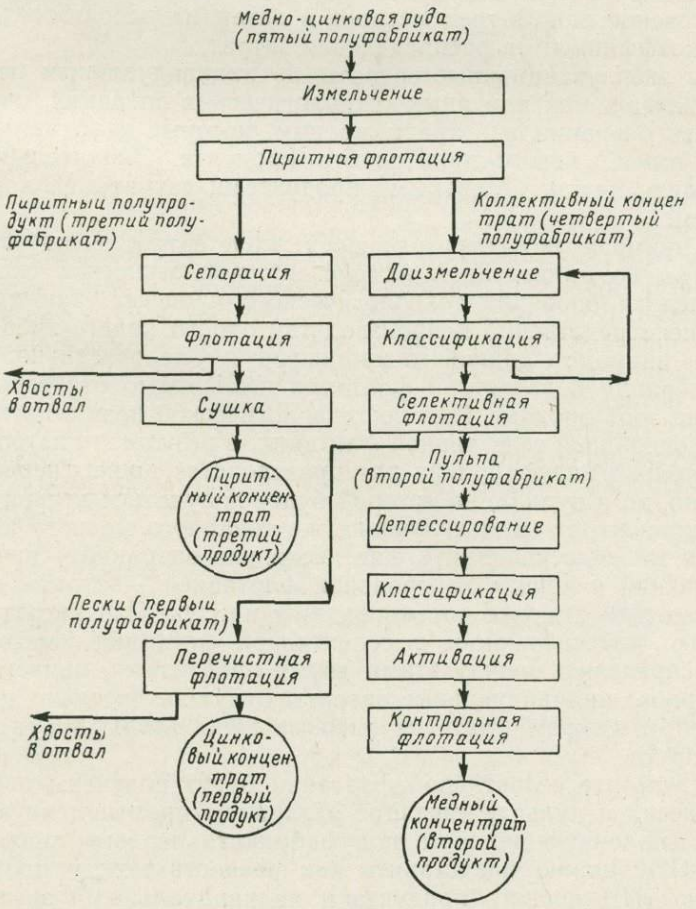



Рис. 1. Технологическая схема переработки комплексного сырья

флотации $Э_{к_2}$. Тогда промышленная ценность полуфабрикатов будет соответственно равна:

$$\begin{aligned} П_1 &= П^{I} - Э_{и_1}; \\ П_2 &= П^{II} - Э_{и_2}; \\ П_3 &= П^{III} - Э_{и_3}, \end{aligned} \tag{9}$$

$$\begin{aligned} П_4 = (П_1 + П_2) - Э_{к_1} &= [(П^{I} - Э_{и_1}) + (П^{II} - Э_{и_2})] - Э_{к_1} = \\ &= (П^{I} + П^{II}) - Э_{и_1} - Э_{и_2} - Э_{к_1}; \end{aligned} \tag{10}$$

$$\begin{aligned} П_5 = (П_4 + П_3) - Э_{к_2} &= \{[(П^{I} + П^{II}) - Э_{и_1} - Э_{и_2} - Э_{к_1}] + (П^{III} - Э_{и_3})\} - \\ - Э_{к_2} &= (П^{I} + П^{II} + П^{III}) - Э_{и_1} - Э_{и_2} - Э_{к_1} - Э_{и_3} - Э_{к_2}. \end{aligned} \tag{11}$$

Для применения рекомендуемой методики необходим попередельный учет эксплуатационных затрат, который в настоящее время на обогатительных и металлургических предприятиях цветной металлургии периодически не ведется, но единовременно и экспериментально проводиться может. Вполне достаточно провести подобные экспериментальные расчеты затрат по переделам при устойчивом технологическом процессе в течение одного-трех месяцев и затем их использовать для разработки коэффициентов распределения затрат.

Имея эксплуатационные затраты по индивидуальным переделам и зная назначение тех или иных технологических операций, очень просто определить операции и затраты по ним, которые необходимы для получения только какого-либо одного продукта. Значительно сложнее распределить между отдельными продуктами затраты по комплексным операциям.

Для примера рассмотрим распределение затрат между отдельными операциями по приведенной на рис. 1 технологической схеме.

Последние операции технологического процесса, как правило, относятся непосредственно к производству одного какого-либо конечного продукта, например цинкового концентрата. Следовательно, все затраты по операции перечистной флотации необходимо относить непосредственно на этот продукт. Идя по технологической цепи обратно, сталкиваемся с операцией селективной флотации, в результате которой получается не только полуфабрикат для производства нашего первого продукта — пески, но и пульпа, из которой будет получаться второй продукт — медный концентрат. Для получения же товарного медного концентрата требуется также осуществить еще несколько операций,— начиная с депрессирования и кончая контрольной флотацией,— затраты на которые необходимо отнести уже только на этот продукт. Но затраты по доизмельчению, классификации и селективной флотации необходимо уже будет распределить между этими двумя продуктами, причем для получения первого индивидуальные затраты будут значительно меньше, чем для второго, и, кроме того, их оптовые цены также будут отличаться друг от друга.

В результате селективной флотации будут получены два полуфабриката: пески и пульпа, имеющие различную промышленную ценность.

Промышленную ценность полуфабриката первого продукта, или песков ($П_1$), можно представить как разность между промышленной ценностью ($П^{I}$) первого продукта и индивидуальными эксплуатационными затратами на операции по доведению его до металла — перечист-

ную флотацию ($Э_{и_1}$), т. е. $П_1 = a_1Ц_1 - Э_{и_1}$, а промышленная ценность полуфабриката второго продукта (пульпы) будет соответственно $П_2 = a_2Ц_2 - Э_{и_2}$. Пропорционально промышленным ценностям и с учетом количества полуфабрикатов целесообразно распределить расходы по селективной флотации и предшествующим ей процессам, в результате которых получаются только два полуфабриката.

Обозначим расходы по этим процессам $Э_{к_1}$ и, распределяя их пропорционально промышленной ценности производимых полуфабрикатов, получим долю расходов:

для первого полуфабриката ($Э^{I}_{к_1}$)

$$Э^{I}_{к_1} = \frac{П_1}{П_1 + П_2} Э_{к_1}, \tag{12}$$

для второго ($Э^{II}_{к_1}$) соответственно

$$Э^{II}_{к_1} = \frac{П_2}{П_1 + П_2} Э_{к_1}. \tag{13}$$

Соответственно затраты на первый продукт по двум группам операций, начиная с переработки пыли, составят

$$Э_{и_1} + Э^{I}_{к_1} \text{ или } Э_{и_1} = \frac{П_1}{П_1 + П_2} Э_{к_1}$$

и для второго продукта

$$Э_{и_2} + Э^{II}_{к_1} \text{ или } Э_{и_2} = \frac{П_2}{П_1 + П_2} Э_{к_1}.$$

Рассматривая далее в обратном направлении технологический процесс, подойдем к такой операции, как пиритная флотация, в результате которой выпускаются также два полуфабриката — коллективный концентрат и пиритный полупродукт. Из первого после соответствующей переработки получаются медный и цинковый концентраты, из второго — пиритный концентрат. Следовательно, в этом случае опять необходимо распределять расходы по операциям измельчения и пиритной флотации, которые необходимы для получения трех конечных продуктов. Обозначим эти расходы $Э_{к_2}$ — эксплуатационные расходы второго комплекса.

Промышленная ценность двух получаемых полуфабрикатов — коллективного концентрата ($П_4$), из которого получаются первый и второй продукты, будет

$$П_4 = (a_1Ц_1 - Э_{и_1} - Э^{I}_{к_1}) + (a_2Ц_2 - Э_{и_2} - Э^{II}_{к_1}), \tag{14}$$

пиритного полупродукта ($П_3$), из которого получается третий продукт,—

$$П_3 = (a_3Ц_3 - Э_{и_3}). \tag{15}$$

Тогда затраты по измельчению и флотации, относимые на коллективный продукт, будут

$$Э_{к_2} = \frac{П_4}{П_3 + П_4},$$

на пиритный полупродукт

$$Э_{к_2} \frac{П_3}{П_3 + П_4},$$

а на производство третьего продукта соответственно

$$Э_{и_3} + Э_{к_2} \frac{П_3}{П_3 + П_4}.$$

Можно сразу распределить затраты и на первый и на второй продукты, которые составят для первого продукта

$$Э_{и_1} + Э^{I}_{к_1} + Э^{I}_{к_2} = Э_{и_1} + Э_{к_1} \frac{П_1}{П_1 + П_2} + Э_{к_2} \left( \frac{П_4}{П_3 + П_4} \right) \cdot \left( \frac{П_1}{П_1 + П_2} \right)$$

или

$$Э_{и_1} + \left( Э_{к_1} + Э_{к_2} \frac{П_4}{П_3 + П_4} \right) \frac{П_1}{П_1 + П_2},$$

для второго продукта

$$Э_{и_1} + \left( Э_{к_1} + Э_{к_2} \frac{П_4}{П_3 + П_4} \right) \frac{П_2}{П_1 + П_2}.$$

Промышленная ценность всего первого продукта в дробленой руде будет

$$П_2 = a_1 Ц_1 - Э_{и_1} - \left( Э_{к_1} + Э_{к_2} \frac{П_4}{П_3 + П_4} \right) \frac{П_1}{П_1 + П_2}. \qquad (16)$$

Можно подойти еще к одной операции, например к добыче руды, в результате которой получаются несколько сортов руд, из которых потом комплексно и селективно получаются четвертый, пятый и т. д. продукты.

В этом случае мы таким же образом производим распределение затрат между ними, как указывалось выше, и так до самого начального процесса.

При применении данной системы определения затрат при комплексной переработке руды необходимо остановиться на двух частных случаях, когда придется отступать от данного принципа. Первый случай, когда затраты на производство какого-либо металла еще задолго до начала производственного процесса (следует помнить, что мы суммируем затраты с конца технологической цепочки) превышают промышленную цену металла. Это означает, что затраты по всем предшествующим операциям нельзя относить на этот металл, иначе его производство будет нецелесообразным, т. е. он может производиться только из каких-либо даровых отходов производства других металлов. В этом случае распределение затрат предшествующих операций на него производить не следует.

Второй случай, когда удельный вес затрат некоторых комплексных операций, распределяемых по прилагаемой методике, на производство того или иного компонента составляет незначительную величину (порядка 2—5, возможно, до 10%). В этом случае, учитывая известную трудоемкость расчетов, а также ориентировочный характер первоначальной оценки промышленной ценности указанных продуктов, допускающий погрешность такого порядка, можно без особого ущерба для точности расчета отказаться от учета затрат на отдельные продукты на этих операциях, а следовательно, и всех предыдущих, поскольку там удельный вес их будет еще меньше. Если при этом суммарные затраты на этот продукт окажутся меньше промышленной его ценности, то, следовательно, эта разность будет составлять промышленную ценность данного продукта в руде. Очевидно, второй случай будет характерен

для расчета всех рассеянных элементов, некоторых редких элементов и иногда основных цветных металлов.

Все приведенные выше рассуждения и расчеты относятся ко всему выпуску продукции и применимы для целей распределения затрат. Ниже рассмотрим определение промышленной ценности весовой единицы продукта в различных полуфабрикатах, в первую очередь в тех, которые являются конечными продуктами для отдельных предприятий и передаются на другие предприятия для последующей переработки (руда, концентрат, шламы и т. п.).

Для того чтобы определить промышленную ценность какого-либо металла в полуфабрикате, необходимо промышленную ценность полуфабриката разделить на количество продукта, содержащегося в нем ($a^j_i$). Последнее вычисляется по формуле

$$a_i{}^j = \frac{a_i}{\gamma}, \tag{17}$$

где $\gamma$ — коэффициент извлечения металла из этого полуфабриката в готовый продукт в долях единицы; $a_i$ — количество полученного готового металла в весовых единицах.

Тогда промышленная ценность весовой единицы первого продукта в первом полуфабрикате ($ПЕ^I_1$) — песках — составит

$$ПЕ^I_1 = \frac{П^I_1 \gamma^I_1}{a_1}. \tag{18}$$

Промышленная ценность весовой единицы первого продукта в четвертом полуфабрикате — коллективном концентрате — будет представлена

$$ПЕ^I_и = \frac{П^I_4 \gamma^I_1 \gamma^I_4}{a_1} = \frac{\gamma^I_1 \gamma^I_4}{a_1}\left\{a_1 Ц_1 - Э_{и_1} - \left[Э_{к_1} + Э_{к_2}\frac{П_4}{П_3 + П_4}\right]\frac{П_1}{П_1 + П_2}\right\}, \tag{19}$$

где $\gamma^I_1$ — извлечение первого продукта из первого полуфабриката в готовый продукт в долях единицы; $\gamma^I_4$ — извлечение первого продукта из четвертого полуфабриката в первый полуфабрикат в долях единицы.

Очевидно, что когда речь идет о концентрате, то в расчетах следует принимать извлечение не самого концентрата, а металла, который в нем содержится. Остальные обозначения те же, что и в формулах (9)—(16). Соответствующим образом можно определить ценность продукта в различных полупродуктах вплоть до сырья. Зная содержание металла в сырье, нетрудно установить, какую промышленную ценность будет представлять тот или иной компонент, содержащийся в нем. Промышленная ценность комплексного сырья будет складываться из суммы промышленных ценностей всех полезных компонентов, содержащихся в нем.

Основной трудностью применения предлагаемой методики является укрупненный характер учета затрат, применяемого в настоящее время в промышленности. Для определения затрат по отдельным переделам и операциям была проведена экспериментальная единовременная детализация затрат по ним непосредственно на предприятиях. Весь производственный процесс был разделен на ряд переделов, более дробных, нежели цеховая структура предприятия. В некоторых цехах выделялось до пяти переделов. На предприятиях учета текущих затрат по переделам не велось, и прямые затраты необходимо было определять на основании первичной документации. Расход основных материалов, топлива, воды, пара определялся на основании технологических инструкций

и их фактического расхода; расход электроэнергии — по установленной мощности и числу часов работы электрооборудования; заработная плата основных производственных рабочих устанавливалась согласно штатному расписанию; амортизация производственного оборудования — в соответствии с фактической его расстановкой по переделам; амортизация зданий и сооружений — пропорционально занимаемой соответствующими переделами площади и проценту использования сооружений. Косвенные расходы (цеховые за вычетом амортизации, общезаводские и коммерческие) относились на передел по общепринятой на предприятиях цветной металлургии методике — пропорционально заработной плате основных производственных рабочих.

Распределение общецеховых и общезаводских расходов может осуществляться и по другой методике, например пропорционально величине прямых передельных затрат или каким-либо иным способом. В данном случае был выбран метод их распределения пропорционально заработной плате основных производственных рабочих только потому, что таким методом производилось их распределение между готовыми продуктами на действующих промышленных предприятиях. Таким образом определялась полная заводская себестоимость различных переделов.

Полные заводские эксплуатационные затраты по переделам могут быть отнесены в соответствии с их технологической необходимостью либо полностью к тому или иному готовому продукту, либо распределены между несколькими готовыми продуктами пропорционально промышленной ценности их в полупродуктах, выходящих из данного передела.

Поскольку такие эксперименты достаточно сложны и трудоемки, а организация систематического учета, даже с использованием современной вычислительной техники, представляется в ближайшем будущем маловероятной, предлагается на основании результатов экспериментальных расчетов затрат по мелким переделам разработать систему коэффициентов, с помощью которых можно было бы распределять затраты по более крупным переделам, по которым ведется учет затрат на производстве, между отдельными продуктами.

Необходимость разработки методики распределения основных фондов (производственных фондов и оборотных средств) между отдельными готовыми продуктами впервые возникла после проведения реформы в области ценообразования в 1967 г., но решается она очень медленно и пока отсутствуют какие-либо узаконенные методические положения по определению фондоемкости отдельных продуктов.

Удельную фондоемкость отдельных видов продукции, производимых из комплексного сырья, необходимо определять для установления полных народнохозяйственных затрат на их производство с целью определения целесообразности их получения. Для новых месторождений показатель удельной фондоемкости заменяется показателем удельных капитальных вложений, требующихся для строительства предприятия и образования оборотных средств. На промышленных предприятиях проводились обширные исследования по разработке методики определения фондоемкости отдельных продуктов, однако они еще не внедрены в практику. Поэтому систематически статистический учет показателя фондоемкости отдельных видов продукции отсутствует.

Одной из причин сложившегося положения, по нашему мнению, является тенденция к излишней детализации расчетов в методиках определения фондоемкости, даже при производствах, не связанных с комплексным использованием сырья.

Как и при калькулировании себестоимости, при калькулировании основных фондов имеет место то обстоятельство, что значительная часть фондов может быть распределена на отдельные продукты лишь косвенным путем. Представляется целесообразным по возможности избегать излишней детализации в расчетах фондоемкости отдельных готовых продуктов, которая лишь только усложнит дело, если не загубит его совершенно, вследствие большой трудоемкости расчетов, но все же применять эту методику, которая более или менее правильно отражает фондоемкость отдельных видов продукции. Предлагаемая автором методика пригодна для калькулирования основных производственных фондов и оборотных средств на отдельные готовые продукты, получаемые из комплексного сырья.

Автор не претендует на абсолютную правильность предлагаемой методики, но считает, что с допустимой степенью погрешности она позволяет более или менее правильно установить размеры основных фондов и оборотных средств, необходимых для производства отдельных компонентов из комплексного сырья, и не требует организации большой дополнительной статистической отчетности по производственным фондам. Существующая система учета основных фондов при введении очень несложной дополнительной группировки фондов основных производственных цехов позволит определить фондоемкость отдельных видов продукции.

Определение основных фондов* или капиталовложений, необходимых для производства того или иного компонента из комплексного сырья, предлагается также осуществлять комбинированным методом.

Все основные производственные фонды можно разделить на четыре группы: 1) фонды основных производственных цехов, непосредственно связанные с производством, которые могут быть распределены между переделами ($Ф_а$); 2) фонды вспомогательных цехов, которые могут быть распределены между переделами пропорционально физическому объему услуг ($Ф_в$); 3) общезаводские фонды и фонды вспомогательных производственных цехов, которые могут быть распределены между отдельными продуктами или переделами только тем или иным косвенным методом ($Ф_с$); 4) общецеховые фонды основных производственных цехов ($Ф_ц$).

Основные фонды по переделам, необходимым только для получения одного продукта, следует полностью относить на этот продукт. Основные фонды по переделам, необходимым для производства нескольких продуктов, требуется каким-то образом распределить между этими продуктами. Необходимо также распределять основные фонды вспомогательных цехов и общезаводские фонды.

Если каким-либо путем при определении текущих расходов на производство того или иного продукта распределены амортизационные отчисления, то, очевидно, следует таким же образом распределять и основные фонды, которые являются исходной величиной для определения амортизационных отчислений.

Тогда основные фонды по переделам, необходимым для производства нескольких компонентов, нужно распределять пропорционально

---

* В настоящей работе везде использован термин «основные фонды», при этом подразумевается возможность замены его для вновь строящихся предприятий термином «капитальные затраты».

промышленной ценности этих компонентов в полупродуктах, выходящих из данного передела.

Общезаводские основные фонды и фонды цехов, услуги которых входят в цеховые или общезаводские расходы, следует распределять пропорционально величине заработной платы производственных рабочих по всем индивидуальным и комплексным переделам, необходимым для производства данного продукта. Причем по индивидуальным переделам заработная плата берется полностью, а по комплексным — частично (в той же пропорции, что и все расходы по комплексным переделам), т. е. пропорционально промышленной ценности полезного компонента, содержащегося в полупродукте, получаемом в данном переделе.

Определять величину фондоемкости отдельных продуктов можно двумя путями. Первый — посредством определения полной фондоемкости отдельных переделов, по которым велось калькулирование себестоимости, и затем суммированием полностью или частично величины фондов переделов, необходимых для производства того или иного готового продукта. Второй — посредством определения величины основных фондов первой группы по переделам, отнесения их на соответствующие продукты и определения величины основных фондов второй и третьей групп непосредственно на производство того или иного готового продукта.

Первым способом определяется величина всех основных фондов по отдельным переделам. Основные фонды первой группы относятся на соответствующие переделы в соответствии с их участием в производственном процессе. Таким образом определяется величина стоимости сооружений, передаточных устройств, рабочих и силовых машин и оборудования, измерительных и регулирующих приборов и устройств, производственного инвентаря, транспортных средств, инструментов, связанных с основными технологическими процессами. Величина стоимости зданий определяется либо пропорционально занимаемой переделом площади, либо пропорционально кубатуре помещений, занимаемых соответствующим переделом. В случае, если некоторые рабочие машины или силовое оборудование участвуют в операциях различных переделов, то их стоимость распределяется между переделами пропорционально времени обслуживания этих переделов.

Основные фонды второй группы распределяются между переделами пропорционально удельному весу услуг, оказываемых соответствующему переделу.

Основные фонды третьей и четвертой групп распределяются между переделами пропорционально величине заработной платы основных производственных рабочих для соответствующих переделов или пропорционально какому-либо иному показателю, по которому производилось распределение цеховых и общезаводских расходов при калькулировании себестоимости переделов. Цеховые фонды распределяются только по переделам, осуществляемым в данном цехе.

Определив таким образом величину всех основных фондов по переделам, затем распределяем их между отдельными продуктами аналогично тому, как производилось распределение себестоимости переделов: либо относя ее полностью на какой-либо продукт, либо распределяя ее между продуктами пропорционально промышленной ценности выходящих из передела продуктов или полупродуктов. Суммируя далее величину основных фондов или их долю по переделам, необходимым для производства данного продукта, получаем величину основных фондов, необходимых для производства отдельных продуктов. В этом случае так-

же возможно применение укрупненного распределения производственных фондов с помощью тех же коэффициентов, что и при расчете себестоимости.

Второй способ несколько проще для расчетов. Особенность его заключается в том, что если основные фонды первой группы выявляются, как и при первом способе, т. е. определяется их величина по переделам, и затем они распределяются между отдельными продуктами, то основные фонды второй группы нет необходимости распределять между отдельными переделами, их можно с помощью результатов расчета себестоимости отдельных продуктов сразу отнести на отдельные продукты. Это возможно, поскольку после калькулирования себестоимости известно количество электроэнергии, воды и других услуг, которое приходится на производство того или иного продукта, а следовательно, и доля их от всего количества услуг, отнесенных на основную готовую продукцию.

Зная удельный вес тех или иных услуг для производства какого-либо компонента и величину основных фондов, с помощью которых оказываются услуги, нетрудно определить и величину этих фондов, относимых на тот или иной продукт в соответствии с удельным весом услуг для данного продукта.

Таким же образом можно определить и величину основных фондов, относящихся к третьей группе. Если они распределяются пропорционально заработной плате основных производственных рабочих, то достаточно из калькуляции себестоимости соответствующего готового продукта взять величину заработной платы основных производственных рабочих и определить ее удельный вес от всей зарплаты основных производственных рабочих и затем соответственно ему определить величину основных фондов третьей группы, относимых на данный продукт.

Если решено распределять основные фонды третьей группы пропорционально какому-либо иному критерию, например передельным затратам, то и в этом случае размер их определить нетрудно, зная величину передельных затрат из себестоимости.

Например, для первого продукта основные фонды вспомогательных цехов, которые могут быть распределены пропорционально физическому объему услуг $Ф^{I}_{в}$, определяются следующим образом (в частности, для водопроводной станции):

$$Ф^{I}_{в} = Ф_{в}\frac{В_{и_1} + В^{I}_{к_1} + В^{I}_{к_2}}{В} =$$

$$= Ф_{в}\left[\frac{В_{и_1} + В_{к_1}\left(\frac{П_1}{П_1 + П_2}\right) + В_{к_2}\left(\frac{П_4}{П_3 + П_4}\right)\left(\frac{П_1}{П_1 + П_2}\right)}{В}\right], \qquad (20)$$

где $Ф_{в}$ — производственные фонды водопроводной станции, руб.; В — весь объем воды, потребляемой основными производственными цехами, м³; $В_{и_1}$ — объем воды, потребляемой на индивидуальном переделе, м³; $В_{к_1}$ — объем воды, потребляемой при первой комплексной операции, м³; $В_{к_2}$ — объем воды, потребляемой при второй комплексной операции, м³; $В^{I}_{к_1}$ — часть объема воды, потребляемой при первой комплексной операции и относимой на первый продукт, м³; $В^{I}_{к_2}$ — часть объема воды, потребляемой при второй комплексной операции и относимой на первый продукт, м³.

Величины В, $В_{и_1}$, $В_{к_1}$, $В_{к_2}$, $В^{I}_{к_1}$ и $В^{I}_{к_2}$ могут быть представлены и в денежном выражении. Распределяя таким образом стоимость основ-

ных фондов некоторых вспомогательных цехов, мы допускаем определенную погрешность, так как эти цеха оказывают услуги не только основным производственным цехам, но и всем вспомогательным цехам и заводоуправлению. Однако, как правило, доля услуг основным производственным цехам является доминирующей.

Основные средства цехов, услуги которых входят в цеховые или общезаводские расходы, а также основные средства общезаводского значения ($\Phi_с$) для первого продукта определяются следующим образом:

$$\Phi^I_с = \Phi_с\left(\frac{З_{и_1} + З^I_{к_1} + З^I_{к_2}}{З}\right) =$$

$$= \Phi_с\left[\frac{З_{и_1} + З_{к_1}\frac{П_1}{П_1 + П_2} + З_{к_2}\left(\frac{П_4}{П_3 + П_4}\right)\left(\frac{П_1}{П_1 + П_2}\right)}{З}\right], \qquad (21)$$

где З — зарплата всех основных производственных рабочих предприятия; $З_{и_1}$ — зарплата основных производственных рабочих на индивидуальных переделах; $З_{к_1}$ — зарплата основных производственных рабочих на первом комплексном переделе; $З_{к_2}$ — зарплата основных производственных рабочих на втором комплексном переделе; $З^I_{к_1}$ — часть зарплаты основных производственных рабочих на первом комплексном переделе, относимая на первый продукт; $З^I_{к_2}$ — часть зарплаты основных производственных рабочих на втором комплексном переделе, относимая на первый продукт.

Хотя формула представляется довольно громоздкой, но расчеты по ней достаточно просты, ибо коэффициенты $\frac{П_1}{П_1 + П_2}$ и $\frac{П_4}{П_3 + П_4}$ определяются ранее и остаются неизменными, величины $З_{и_1}$, $З_{к_1}$ и $З_{к_2}$ берутся непосредственно из передельных калькуляций, а величина З содержится в годовом отчете предприятия.

Цеховые основные фонды будут распределяться между продуктами в соответствии с удельным весом зарплаты основных рабочих, относимой на тот или иной продукт от всей зарплаты этих рабочих только данного цеха. Так, если первая индивидуальная операция и первая комплексная операция производятся в одном цехе (первом), а вторая комплексная и третья индивидуальная операции в другом (втором), то тогда величина основных фондов первого цеха будет относиться на первый продукт и составит:

$$\Phi^I_{ц_1} = \Phi_{ц_1}\frac{З_{и_1} + З^I_{к_1}}{З_{ц_1}} = \Phi_{ц_1}\left(\frac{З_{и_1} + З_{к_1}\left(\frac{П_1}{П_1 + П_2}\right)}{З_{ц_1}}\right), \qquad (22)$$

а основные фонды второго цеха распределятся следующим образом:

$$\Phi^I_{ц_2} = \Phi_{ц_2}\frac{З^I_{к_2}}{З_{ц_2}} = \Phi_{ц_2}\frac{З_{к_2}\left(\frac{П_4}{П_3 + П_4}\right)\left(\frac{П_1}{П_1 + П_2}\right)}{З_{ц_2}}, \qquad (23)$$

где $\Phi_ц$ и $\Phi_{ц_2}$ — производственные фонды первого и второго цехов, руб.; $З_{ц_1}$ и $З_{ц_2}$ — основная заработная плата основных производственных рабочих первого и второго цехов, руб. Остальные обозначения те же, что и в формулах (9)—(16).

В предлагаемой методике допускается одна погрешность: игнорирование услуг на сторону, которые в том или ином виде оказывает

практически любое предприятие. Поскольку величина этих услуг в общем выпуске товарной продукции составляет небольшую величину (редко более 3—5%, и уже во всяком случае не больше 10%), то предлагается их просто игнорировать, поскольку такой учет лишь сильно осложнит все расчеты, а изменения конечных величин будут лежать в пределах точности расчетов. Кроме того, предприятие создается с целью производства именно основных готовых продуктов и величина основных фондов определяется как раз этим обстоятельством.

Распределение нормируемых оборотных средств между отдельными продуктами не представляет особых трудностей. Вследствие того, что в состав оборотных средств входят оборотные фонды и фонды обращения, наиболее простым методом распределения нормируемых оборотных средств между различными товарными продуктами предприятия представляется распределение пропорционально стоимости годового выпуска различных товарных продуктов в действующих оптовых ценах, т. е. пропорционально промышленной ценности готовой продукции. Именно по оптовым ценам, а не по себестоимости, ибо период от момента изготовления до оплаты готовой продукции достаточно длителен (в среднем 12—15 дней).

Для распределения нормируемых оборотных средств между отдельными продуктами можно воспользоваться формулой

$$OC_i = \frac{OC\, Ц_i a_i}{\sum_{i=1}^{n} Ц_i a_i}, \qquad (24)$$

где ОС — нормируемые оборотные средства предприятия, руб.; $OC_i$ — нормируемые оборотные средства, необходимые для производства $i$-того продукта, руб.; $Ц_i$ — цена $i$-того продукта за весовую единицу, руб; $a_i$ — количество $i$-того продукта, выпускаемого в год, в весовых единицах; $n$ — количество продуктов, выпускаемых предприятием.

Таким образом, по изложенным методикам представляется возможность определить все три важнейших экономических показателя для установления эффективности производства различных полезных компонентов, получаемых из комплексных руд.

Предлагаемая методика распределения затрат на производство отдельных полезных компонентов из комплексных руд позволяет с достаточной степенью достоверности определить себестоимость каждого готового продукта и величину основных фондов или капиталовложений, необходимых для его производства и для оборотных средств.

## *ГЛАВА 3.*

## МЕТОДИЧЕСКИЕ ВОПРОСЫ ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ОЦЕНКИ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ

С расширением масштаба геологоразведочных работ и созданием надежной минерально-сырьевой базы страны теория и практика экономической или промышленной оценки минерально-сырьевых ресурсов все более совершенствуются. Учитывая новые возможности, открывающиеся после привлечения электронно-вычислительных машин для выполнения экономической или промышленной оценки минерального сырья, этот процесс будет проходить еще более интенсивно.

Экономическая оценка комплексного минерального сырья является частным, но наиболее сложным случаем экономической оценки сырья. В целом принципы и методы экономической оценки минерального сырья распространяются на комплексное сырье, но оценка комплексного сырья имеет и ряд особенностей, которые требуют не только дополнительных расчетов, но и специального методического подхода для их выполнения. Прежде чем коснуться особенностей экономической оценки комплексного сырья, необходимо остановиться на основных положениях экономической оценки сырья.

Экономическая оценка сырья осуществляется на всех стадиях геологического изучения, проектирования и эксплуатации месторождений. Цель оценки на всех этих стадиях одна — определить, является ли сырье данного месторождения или просто месторождение промышленным или нет, т. е. следует ли вкладывать средства в последующие стадии подготовки его к промышленному освоению. Поскольку цель одна, то и пути ее достижения должны быть единые, т. е. на всех стадиях освоения месторождения должна использоваться единая методика его экономической оценки. В основе такой методики лежит выбор главного показателя — критерия экономической эффективности и идентичность метода его определения. Это необходимо для того, чтобы была определенная преемственность, последовательность и однозначность в результатах экономической оценки при соблюдении всех прочих равных условий. Это не означает, что не должно существовать других, вспомогательных, оценочных показателей, но показатель, характеризующий народнохозяйственное значение месторождения и решающий вопрос о его промышленном использовании в данный момент времени, должен быть один.

Применение различных оценочных показателей на разных стадиях разведки и освоения недопустимо, ибо может приводить к противоречивым оценкам на различных стадиях при одних и тех же исходных показателях. Оценка месторождения на различных стадиях его освоения может меняться, иначе не нужно было бы ее выполнять на всех стадиях, но это может происходить лишь в результате получения какой-то дополнительной информации по горно-геологическим, техническим и технико-экономическим показателям. Причем возможно и изменение ранее сделанной положительной оценки на отрицательную. Но если основные горно-геологические, технологические, технико-экономические параметры подтверждаются, то подтверждаться должна и оценка.

Экономическая оценка минерального сырья — понятие, охватывающее экономическую оценку непосредственно руды, промышленную (чаще именуемую геолого-экономической) оценку месторождения, в некоторых случаях оценку не только собственно рудного месторождения, но и вскрышных пород, наконец, оценку минерально-сырьевой базы. Экономическая оценка руд является составной частью оценки месторождения, экономическая оценка месторождения является составной частью оценки минерального сырья или минерально-сырьевой базы. Вследствие различных масштабов объектов оценки показатели их могут различаться, но должны быть основаны на одном принципе.

Не следует противопоставлять экономическую оценку или, как ее чаще именуют, геолого-экономическую оценку руд месторождения или минерально-сырьевой базы экономической оценке их фактического использования. В обоих случаях оценка подразумевает, что приобретает народное хозяйство от разработки того или иного месторождения. От-

личие заключается в том, что, говоря о геолого-экономической оценке руд или месторождений, имеется в виду, что сможет получить народное хозяйство при условии их эксплуатации в будущем, при оценке использования руд — речь идет о том, что получило от этого народное хозяйство. Сравнивая эти показатели, мы можем определить, насколько полно и рационально используется сырье, следовательно, эти показатели должны быть сопоставимы. Очевидно, принципы и методы оценки в обоих случаях должны быть едиными.

В настоящее время общее признание получили следующие показатели ценности руды — потенциальная, извлекаемая и промышленная ценность.

Потенциальная ценность руды определяется суммой произведений количеств содержащихся в ней компонентов на их оптовую цену в готовой продукции, т. е. потенциальная ценность руды — это максимально возможный объем товарной продукции, который можно было бы получить при идеальных условиях, когда извлечение полученных компонентов на всех стадиях добычи и переработки руд составляло бы 100%.

Извлекаемая ценность руды определяется как сумма произведений количеств содержащихся в ней полезных компонентов на сквозные коэффициенты их извлечения в готовую продукцию и на оптовые цены их в готовой продукции. Извлекаемая ценность в переводе на экономическую терминологию является товарной продукцией, полученной из руды.

Промышленная ценность руды является разностью между извлекаемой ценностью руды и себестоимостью ее добычи и переработки вплоть до получения товарной продукции, т. е. это не что иное, как прибыль, полученная от промышленного использования руды.

Основным недостатком последнего показателя, хотя он имеет наибольшее значение из всех трех, является то, что в нем крайне неполно (только через амортизацию на полное восстановление) находят отражение капитальные вложения, необходимые для осуществления добычи и переработки руды, т. е. для материализации ее промышленной ценности. Поэтому предпочтение следует отдать показателю рентабельности к производственным фондам добычи и переработки руды, который учитывает как текущие, так и единовременные затраты и позволит сопоставить их с полученным результатом.

Когда речь идет о руде, то не возникает никаких затруднений при выборе единицы, на которую следует вести все расчеты. Это должна быть наиболее ходовая весовая единица, т. е. тонна руды при определенной, желательно оптимальной, годовой производительности. Изменение годовой производительности может повлиять на величину промышленной ценности через показатели себестоимости добычи и переработки. Однако при экономической оценке месторождения, т. е. при определении ценности месторождения, единая точка зрения о показателях оценки отсутствует.

Если для руды в какой-либо промежуток времени имеют значение показатели потенциальной и извлекаемой ценности, хотя бы для определения степени потребления сырья через коэффициент комплексности использования сырья, то для оценки месторождения эти показатели практического значения не имеют. Месторождение эксплуатируется продолжительное время — несколько десятков лет. За этот период происходят изменения в технике и экономике добычи и переработки руд. Как

экономические показатели, не имеют никакого практического значения определение суммарной степени использования сырья за все прошедшие годы эксплуатации месторождения, а также потенциальная и извлекаемая ценность вновь разведанного месторождения. Эти показатели не могут использоваться для решения вопроса об очередности освоения месторождения, ибо величина месторождения (а только это его качество характеризует указанные показатели) не является единственным определяющим критерием для установления его промышленного значения.

Определенное значение для характеристики месторождения может иметь показатель его промышленной ценности. Некоторые специалисты считают, что этот показатель может быть основным критерием экономической оценки и, руководствуясь им, следует решать вопрос о промышленном освоении месторождений.

Основное различие между принципиально противоположными точками зрения на использование показателя промышленной ценности месторождений заключается в том — считать ли его при экономической оценке минерально-сырьевых ресурсов или месторождений за какой-то определенный ограниченный промежуток времени или за весь срок отработки месторождения (на весь объем разведанной руды), т. е. на двадцать, тридцать и более лет.

Чтобы сделать выбор между этими двумя принципиально различными подходами к оценке месторождений, необходимо остановиться на задачах экономической оценки месторождений.

Главной задачей экономической оценки месторождений является решение вопроса о целесообразности и очередности его прмышленного освоения, т. е. выбор наиболее эффективного пути удовлетворения потребности народного хозяйства в тех или иных видах минерального сырья или по существу планирование развития горнодобывающих отраслей.

Целесообразность промышленного использования месторождений определяется потребностью народного хозяйства в продукции, получаемой из данного вида сырья, и эффективностью его промышленной эксплуатации. Однако величина потребности, в свою очередь, зависит от экономических показателей получения того или иного сырья. Полная народнохозяйственная потребность слагается из внутренней и внешней потребностей. Внутренняя потребность в минеральном сырье может изменяться вследствие использования различных заменителей, более дешевых или более низкого качества. Например, использование оцинкованной жести в несколько раз повышает срок ее службы по сравнению с простой, однако если затраты на оцинкование, включая затраты на производство цинка, превзойдут экономию от сокращения расхода обычной жести, то эффективнее все же будет использовать простую жесть; в результате весьма значительная область применения цинка при определенных условиях не войдет в народнохозяйственную потребность.

Более просто обстоит дело с внешней потребностью. Если затраты на производство минерального сырья и продукции из отечественных месторождений ниже, чем цены мирового рынка, разумеется с учетом покупательной стоимости валют, т. е. если можно эффективно экспортировать тот или иной вид минерального сырья или продукцию, полученную из него, то внешняя потребность имеется. Если же затраты на производство данного сырья выше цен мирового рынка, то внешняя потребность в этом виде минерального сырья отсутствует. Таким образом,

имеется тесная зависимость между экономикой получения минерального сырья и потребностью в нем.

Эта зависимость постоянно меняется под воздействием научно-технического прогресса: открываются новые области использования минеральной продукции, появляются заменители в различных сферах потребления, совершенствуются технологические процессы и снижаются нормы расхода в традиционных областях применения. Наконец, технический прогресс в геологоразведочном, горно-обогатительном и химико-металлургическом деле улучшает экономические показатели использования минерально-сырьевых ресурсов, позволяет расширять минерально-сырьевую базу за счет эффективного вовлечения в промышленную эксплуатацию новых видов минерального сырья, месторождений с низким содержанием полезных компонентов или находящихся в сложных экономико-географических или горно-технических условиях.

Очевидно, различным показателям эффективности использования того или иного минерального сырья будет соответствовать различная величина потребности народного хозяйства в этом сырье.

Для успешного решения такой задачи, как определение потребности народного хозяйства в минеральном сырье, необходимо учитывать огромное количество постоянно изменяющихся факторов, поддающихся учету с различной степенью вероятности.

Поскольку речь идет о величине потребности народного хозяйства, то она должна определяться на какую-то определенную дату и за какой-то определенный промежуток времени.

Из многолетней практики планирования социалистической промышленности наиболее рациональным представляется определять потребность народного хозяйства в минеральной продукции на год: при разработке пятилетних планов — на каждый год пятилетки, для более долгосрочных прогнозов — на конечные годы пятилетий.

Очевидно, если потребность определяется на год, то и объем производства и экономическая эффективность его должны определяться за такой же период. Только в этом случае можно определить целесообразность промышленного использования тех или иных месторождений. Таким образом, для промышленной оценки месторождений полезных ископаемых необходимо располагать годовыми (обычно среднегодовыми) технико-экономическими показателями его эксплуатации при условии достижения полной проектной мощности.

При промышленной оценке нового месторождения необходимо обязательно учитывать состояние минерально-сырьевой базы данного вида полезного ископаемого в стране, так как в зависимости от этого она будет приобретать некоторые особенности. При этом возможны следующие четыре наиболее характерных случая. Первый случай — потребность народного хозяйства в сырье полностью обеспечена разведанными сырьевыми ресурсами, которые могут быть использованы с высокой степенью эффективности как внутри страны, так и на мировом рынке; второй случай — внутренняя потребность народного хозяйства также полностью обеспечена разведанными сырьевыми ресурсами, однако экономика их использования не позволяет эффективно экспортировать эту продукцию; третий случай — потребность народного хозяйства в сырье может быть обеспечена известными минерально-сырьевыми ресурсами, однако для полного удовлетворения ее потребуется вовлечение в эксплуатацию малоэффективных или нерентабельных месторождений; четвертый случай — сырье остродефицитное, потребление продукции, полученной из

данного сырья, строго ограниченно, выявленная внутренняя потребность в ней не удовлетворяется, для обеспечения наиболее важных сфер потребления сырье или его продукция импортируются.

В первом случае будут предъявляться наиболее высокие требования к месторождениям данного вида сырья. Они будут иметь промышленное значение только в том случае, если эффективность их отработки будет выше, чем эксплуатируемых или намеченных к освоению; в противном случае от их освоения на любой стадии следует воздержаться.

Во втором и третьем случаях месторождения должны осваиваться при условии, что показатель эффективности их освоения будет равным или выше нормативного. При этом если цена мирового рынка на данный вид сырья или продукцию из него превышает отечественную цену, то критерием эффективности может служить цена мирового рынка.

Четвертый случай является наиболее сложным, так как целесообразным может оказаться вовлечение в эксплуатацию месторождения, у которого показатель эффективности будет ниже любого из эксплуатируемых или намечаемых к эксплуатации месторождений, ибо это позволит более полно удовлетворить внутреннюю потребность и, если это будет эффективно, отказаться от внешней зависимости.

Потребность в минеральном сырье или продукции, получаемой из него, является важнейшим фактором, влияющим на промышленную оценку месторождений. Причем необходимо соотносить эти два показателя во времени.

Промышленная оценка выполняется на различных стадиях освоения месторождения, начиная с предварительной разведки, следовательно, имеется больший или меньший разрыв во времени между датой выполнения оценки и практическим удовлетворением потребности народного хозяйства за счет эксплуатации данного месторождения. Если оценка выполняется на стадии проектирования, то с учетом срока строительства народное хозяйство сможет получать сырье с данного месторождения через три-пять лет. Для разведуемых месторождений этот разрыв возрастает до 10—15 лет, а в некоторых случаях составляет и более длительный срок. Следовательно, для оценки месторождений необходимо знать перспективную потребность в минеральном сырье или продукции, получаемой из него.

Объем работ по выявлению перспективной потребности, как уже указывалось ранее, чрезвычайно сложен и требует проведения специальных межотраслевых исследований; выполнять их при геолого-экономической оценке каждого месторождения невозможно.

В практике геолого-экономической оценки необходимо использовать результаты специальных исследований по определению потребности народного хозяйства в минеральном сырье на краткосрочную и долгосрочную перспективу. В соответствии с указаниями XXV съезда КПСС о необходимости поднятия научного уровня планирования и долгосрочного прогнозирования методика и практика определения перспективной потребности постоянно совершенствуется, хотя она по-прежнему носит вероятностный характер, но степень достоверности ее возрастает. Впрочем, вероятностный характер носит и геолого-экономическая оценка месторождений, начиная с самой базы — количества и качества сырья и соответственно других производных показателей.

Таким образом, критерий промышленной оценки месторождений — показатель годовой экономической эффективности разработки место-

рождений — может служить основанием для решения вопроса о целесообразности его промышленного освоения. Кроме того, при эксплуатации месторождения он может быть использован для определения эффективности использования минерального сырья при его добыче и переработке посредством сопоставления фактических технико-экономических показателей с проектными с учетом календарного плана проведения горных работ.

Основным недостатком показателя годовой экономической эффективности разработки месторождений считается то, что он якобы не учитывает масштабы месторождения и срок его отработки. Действительно, коэффициент эффективности капитальных вложений или срок их окупаемости характеризуют экономические результаты эксплуатации месторождения за год. В них отражается годовой объем прибыли, полученный от промышленного использования сырья данного месторождения, а не вся прибыль за весь срок эксплуатации месторождения. Однако следует иметь в виду, что масштабы горного предприятия, а следовательно, и годовой объем прибыли, хотя и не в прямой пропорции, зависят от величины месторождения. При различных масштабах месторождений резко меняется объем прибыли, получаемой за весь срок эксплуатации, однако этот показатель, по нашему мнению, имеет второстепенное значение по следующим причинам.

В материалах XXV съезда КПСС указано на необходимость всемерного повышения эффективности производства и капитального строительства, т. е. что капитальные вложения в народное хозяйство должны возможно скорее давать наибольший эффект. Один и тот же объем прибыли, полученный через год, неравноценен такому же объему прибыли, полученному в текущем году, поскольку прибыль нынешнего года, вложенная в виде капитальных вложений в народное хозяйство, позволит получить в следующем году еще дополнительную прибыль.

Эти положения отражены в типовой методике по определению экономической эффективности капитальных вложений посредством учета фактора времени при разновременных капитальных вложениях. Если дифференцировать затраты средств во времени, то логично таким же образом дифференцировать и получение прибыли во времени.

Следовательно, при геолого-экономической оценке по прибыли, получаемой за весь срок отработки месторождений, необходимо учитывать период времени, когда она будет получена. В действующей методике нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений должен быть не менее 0,12, а для учета фактора времени он принят равным 0,08. Поскольку вопрос о том, должны быть они одинаковые или отличные друг от друга, спорный, проанализируем, как каждый из них будет влиять на величину ежегодной прибыли в зависимости от года эксплуатации.

Величина прибыли $i$-того года эксплуатации, приведенная к настоящему времени, составит

$$П_i = П_1 В_i, \tag{25}$$

где $П_1$ — прибыль от эксплуатации в первый год при условии достижения полной проектной мощности; $П_i$ — прибыль в $i$-том году эксплуатации, приведенная к настоящему моменту времени; $В_i$ — коэффициент приведения для $i$-того года эксплуатации.

Коэффициент приведения разновременных затрат к настоящему моменту времени $B_i$ определяется следующим образом:

$$B_i = \frac{1}{(1 + E_{нп})^{i-1}}, \qquad (26)$$

где $B_i$ — коэффициент приведения для $i$-того года эксплуатации; $i$ — порядковый год эксплуатации, начиная с настоящего момента времени; $E_{нп}$ — нормативный коэффициент приведения разновременных затрат.

Определим средний коэффициент приведения для суммарной прибыли с учетом фактора времени за весь период эксплуатации $B_c$ по формуле

$$B_c = \frac{\sum_{i=1}^{T} B_i}{T}, \qquad (27)$$

где $T$ — период эксплуатации в годах; $B_i$ и $i$ — то же, что в формуле (24).

В табл. 2 приведен расчет коэффициентов для определения годовой и суммарной прибыли за весь предшествующий период с учетом фактора времени, т. е. дисконтированной прибыли при нормативных коэффициентах $E_{нп}$ 0,08 и 0,12 на момент начала эксплуатации.

При нормативном коэффициенте 0,08 уже на 10-м году эксплуатации годовая прибыль, приведенная к настоящему моменту, составит 50%, на 15-м году она понизится до 34%, на 20-м — до 23%, на 30-м — до 10% и на 50-м — до 2%. Уже на 25—30-м годах величина ее будет

Таблица 2

**Коэффициенты по определению годовой и суммарной прибыли с учетом времени**

| Год эксплуатации | $E_{нп}=0,08$ | | $E_{нп}=0,12$ | | Год эксплуатации | $E_{нп}=0,08$ | | $E_{нп}=0,12$ | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | Коэффициент для годовой суммы прибыли $B_i$ | Средний коэффициент для суммарной прибыли за весь предшествующий период $B_c$ | Коэффициент для годовой суммы прибыли $B_i$ | Средний коэффициент для суммарной прибыли за весь предшествующий период $B_c$ | | Коэффициент для годовой суммы прибыли $B_i$ | Средний коэффициент для суммарной прибыли за весь предшествующий период $B_c$ | Коэффициент для годовой суммы прибыли $B_i$ | Средний коэффициент для суммарной прибыли за весь предшествующий период $B_c$ |
| 1-й | 1 | 1 | 1 | 1 | 15-й | 0,3405 | 0,6163 | 0,2046 | 0,5086 |
| 2-й | 0,9259 | 0,9630 | 0,8929 | 0,9465 | 20-й | 0,2317 | 0,5302 | 0,1161 | 0,4183 |
| 3-й | 0,8573 | 0,0277 | 0,7972 | 0,8967 | 25-й | 0,1577 | 0,4611 | 0,0659 | 0,3514 |
| 4-й | 0,7938 | 0,8942 | 0,7118 | 0,8505 | 30-й | 0,1017 | 0,4053 | 0,0374 | 0,3007 |
| 5-й | 0,7350 | 0,8624 | 0,6355 | 0,8075 | 35-й | 0,0730 | 0,3596 | 0,0212 | 0,2516 |
| 6-й | 0,6806 | 0,8321 | 0,5674 | 0,7675 | 40-й | 0,0497 | 0,3220 | 0,0120 | 0,2308 |
| 7-й | 0,6302 | 0,8033 | 0,5066 | 0,7302 | 45-й | 0,0338 | 0,2906 | 0,0068 | 0,2061 |
| 8-й | 0,5835 | 0,7758 | 0,4524 | 0,6955 | 50-й | 0,0230 | 0,2642 | 0,0039 | 0,1860 |
| 9-й | 0,5403 | 0,7496 | 0,4039 | 0,6631 | | | | | |
| 10-й | 0,5002 | 0,7247 | 0,3606 | 0,6328 | | | | | |

находиться в пределах точности расчета. Более замедленная тенденция наблюдается для отклонения суммарной дисконтированной прибыли от номинальной, но все же и для нее уже к 20-му году отклонение будет около 50%.

При коэффициенте 0,12 такие же отклонения наступают еще быстрее соответственно для годовой прибыли на 20-м году эксплуатации и для суммарной прибыли за весь предшествующий период эксплуатации — на 15-м году.

Анализируя величину суммарной прибыли за продолжительные сроки эксплуатации месторождения с учетом фактора времени, можно наблюдать интересное явление. Рассмотрим зависимости между величиной суммарной прибыли за весь срок эксплуатации и номинальной годовой прибылью:

$$T_y = \frac{П_c}{П_н} \qquad (28)$$

$$\text{и} \quad П_c = П_н T B_c,$$

где $T_y$ — промежуток времени, за который прибыль без дисконтирования будет равна суммарной дисконтированной прибыли за весь период Т, в годах; $П_c$ — суммарная прибыль с учетом дисконтирования за весь период эксплуатации месторождения; $П_н$ — номинальная годовая прибыль; Т и $B_c$ — те же значения, что и в формулах (26) и (27).

Как следует из табл. 3, чем более продолжительный срок эксплуатации месторождений, тем меньше разница в суммарной годовой прибыли. В период 30—50 лет для нормативного коэффициента 0,08 она составляет немногим более 8%, а для коэффициента 0,12 —3,2%, т. е. все это в допустимых пределах точности счета.

Очевидно, исчисление прибыли, если возникает в этом необходимость, целесообразно производить за какой-то определенный промежуток времени, пока изменения ее существенны, например не свыше 15 лет.

Любая экономическая оценка какого-либо хозяйственного решения дается не вообще, а на определенный момент времени. По истечении

Таблица 3

**Расчет необходимой продолжительности эксплуатации месторождения (без дисконтирования прибыли) для получения суммарного объема прибыли за возможный срок отработки месторождения с дисконтированной прибылью**

| Период эксплуатации в годах | $T_y$ — промежуток времени, за который сумма прибыли без дисконтирования будет равна суммарной дисконтированной прибыли за весь период эксплуатации месторождения, годы | | Период эксплуатации в годах | $T_y$ — промежуток времени, за который сумма прибыли без дисконтирования будет равна суммарной дисконтированной прибыли за весь период эксплуатации месторождения, годы | |
|---|---|---|---|---|---|
| | $E_{нп}$=0,08 | $E_{нп}$=0,12 | | $E_{нп}$=0,08 | $E_{нп}$=0,12 |
| 10 | 7,2 | 6,3 | 35 | 12,5 | 9,1 |
| 15 | 9,1 | 7,6 | 40 | 12,8 | 9,2 |
| 20 | 10,6 | 8,4 | 45 | 13,0 | 9,3 |
| 25 | 11,5 | 8,8 | 50 | 13,2 | 9,3 |
| 30 | 12,2 | 9,0 | | | |

какого-то промежутка времени она может меняться под воздействием различных факторов. Следовательно, и оценка месторождений должна выполняться на какой-то определенный момент времени и не будет постоянной за весь период отработки месторождения по следующим причинам:

1) за период отработки месторождения могут меняться цены на получаемую продукцию, а также затраты на материалы, необходимые для ее получения;

2) может измениться величина запасов полезных ископаемых за счет доразведки месторождения или при уточнении содержания при переводе запасов в высшие категории;

3) при разработке месторождений, естественно, будет сокращаться величина балансовых запасов.

Последняя причина признается не всеми: в понимании некоторых специалистов оценка месторождения есть нечто постоянное, характеризующее месторождение на момент начала эксплуатации. Однако это вызывает возражение, так как любая экономическая оценка характеризует современное состояние вопроса и делается с целью принятия какого-либо хозяйственного решения на будущее; суммарная оценка всех эксплуатируемых в настоящее время месторождений, с включением в нее прибыли, полученной от ранее добытой руды, не имеет никакого практического значения.

Полученная таким путем суммарная оценка не может служить ни для принятия хозяйственных решений, ни для денежной оценки природных богатств нашей страны. Следовательно, при суммарной оценке необходимо учитывать и изменение величины балансовых запасов в результате отработки месторождения.

Следует отметить, что сравнительная суммарная оценка месторождений с учетом фактора времени и за ограниченный период не будет существенно отличаться от сравнительной оценки, выполненной по показателю годовой прибыли, но они могут быть резко различными по показателю срока окупаемости капитальных вложений, так как в суммарной оценке месторождений не учитываются капитальные вложения для освоения месторождений, величина которых может значительно варьировать.

Суммарная оценка, выполненная с учетом фактора времени, может быть использована для потенциальной оценки природных богатств страны. Большинство сторонников суммарной оценки месторождений игнорировали необходимость учета фактора времени и простым перемножением годовой суммы прибыли при достижении полной проектной мощности на продолжительность эксплуатации рудника определяли ценность месторождения, независимо от времени его отработки.

Такая оценка не помогала решать вопрос о целесообразности и очередности освоения месторождения, а в основном предназначалась для использования при предполагаемом введении хозрасчетных отношений между геологоразведочными организациями, ведущими разведку месторождений, и промышленными организациями, а также для оценки эффективности геологоразведочных работ.

Идея возмещения затрат на геологоразведочные работы через стоимость добываемого минерального сырья допустима, но решение ее с помощью хозрасчетных отношений нереально, так как при этом возникает целый ряд проблем, решение которых либо очень сложно, либо неразрешимо.

1. Имеет место большой разрыв во времени между затратами на разведку и реализацией минеральной продукции в результате эксплуатации месторождений. Этот разрыв составляет нередко 10—15 лет при средней продолжительности эксплуатации 20—30 лет, разрыв между началом разведки и концом эксплуатации достигает 30—45 лет, а возмещать затраты, произведенные 30—40 лет назад, вряд ли нужно, поскольку они тем или иным способом уже возмещены.

2. Сделанные ранее и не возмещенные затраты должны возмещаться с учетом фактора времени, т. е. величина затрат на геологоразведочные работы значительно возрастет. Пользуясь коэффициентами дисконтирования (см. табл. 2) для приведения прошлых затрат к настоящему моменту времени, но не в качестве множителя, а в качестве делителя, легко заметить, что при промежутке времени между разведкой и добычей в 10 лет затраты на геологоразведочные работы возросли бы в 2 раза (при коэффициенте 0,08) и в 3 раза (при коэффициенте 0,12); при увеличении этого периода до 15 лет соответственно в 3 и 5 раза; до 20 лет — в 4 и 9 раз; до 30 лет — в 10 и 30 раз. Такие затраты на геологоразведочные работы вряд ли смогли бы покрывать доходы даже от самых эффективных из месторождений цветных металлов.

3. Необходимо пересмотреть методику и практику разведки и утверждения запасов месторождений полезных ископаемых, так как при хозрасчетных отношениях разрыв во времени между разведкой и разработкой должен быть сокращен до минимума.

4. Надо решать, как «продавать» месторождения: оптом или частями.

5. Необходимо установить, по какой цене «продавать» месторождения. Она может быть установлена либо на основании фактических затрат геологоразведочных организаций, либо с учетом ценности разведанного сырья. Но в последнем случае возникает вопрос, как определять эту ценность и какую часть включать в цену в виде прибыли геологоразведочной организации.

6. Цена устанавливается на вполне определенную продукцию, качество которой контролируется на предприятии-производителе и предприятии-потребителе, и в случае брака стоимость ее взыскивается с производителя. В данном случае в виде продукции выступают определенные сведения вероятностного характера, которые контролируются ГКЗ СССР, но будут «потребляться» через несколько десятков лет, когда и выявится ее «качество», т. е. достоверность этих сведений, и возникнет вопрос, что делать, если будет «брак», т. е. сведения будут недостоверные, как тогда должны будут возмещены потери промышленным организациям?

7. Подсчитанные запасы категорий А, В, $C_1$ и $C_2$ будут обладать различной степенью достоверности, и это необходимо учитывать при их денежной оценке.

8. Для осуществления бесперебойного функционирования хозрасчетных отношений необходимы оборотные средства, которые в промышленности обращаются 5—6 раз в год, т. е. составляют 17—20% от стоимости товарной продукции; в нашем же случае оборотные средства должны будут обращаться 1 раз в 20—30 лет, т. е. промышленным и и геологоразведочным организациям потребуется оборотных средств в 20—30 раз больше годовых расходов. Следовательно, возникает вопрос, откуда их взять и нужны ли они вообще, т. е. будут ли они оборотными или, наоборот, замороженными.

Последняя, восьмая, проблема наиболее ярко показывает несостоятельность предложений об организации хозрасчетных отношений между добывающими отраслями промышленности и геологоразведочными организациями.

Наиболее реальной представляется принятая в настоящее время система отчислений денежных средств горнодобывающими предприятиями на погашение затрат на геологоразведочные работы по потонным единым ставкам. Дискутироваться может лишь вопрос о величине ставки, так как эти отчисления не могут полностью покрыть все расходы, поскольку в результате разведки запасов приращивается больше, чем погашается за тот же период в процессе добычи.

Принятая в Советском Союзе система ценообразования на минеральное сырье отличается от зарубежной практики полного возмещения затрат на разведку и добычу минерального сырья и оплату земельной ренты землевладельцам. Это не может принести ущерба от экспорта минеральной продукции Советского Союза, так как она будет реализоваться по ценам мирового рынка. Однако при определении эффективности экспорта необходимо иметь в виду и учитывать эти различия в содержании внутренней и внешней цены.

Вопрос определения эффективности геологоразведочных работ уже долгое время дискутируется в научной и периодической печати, однако пока еще не имеет однозначного решения. В настоящей работе он затрагивается из-за необходимости обоснования позиции автора относительно выбора основных критериев геолого-экономической оценки месторождений. Представляется, что для этой цели показатель суммарной прибыли за весь срок эксплуатации месторождений не является необходимым.

Выше было показано преимущество показателя эффективности капитальных вложений перед суммарной прибылью; очевидно, им можно воспользоваться, но с учетом масштабов месторождения. Однако все же правильнее, видимо, при планомерном геологическом изучении территории нашей страны и ее недр на первый план выдвигать задачу качественного проведения геологоразведочных работ, т. е. получения достоверных горно-геологических и технико-экономических сведений о запасах полезных ископаемых.

В принятом постановлении Верховного Совета СССР «О мерах по дальнейшему усилению охраны недр и улучшению использования полезных ископаемых, а также в «Основах законодательства Союза ССР и союзных республик о недрах» большое внимание уделено повышению эффективности и качества геологического изучения недр. В частности, там указывается на необходимость обеспечения полного и комплексного геологического изучения недр, в том числе полноты изучения геологического строения недр, горно-технических, гидрогеологических и других условий разработки разведанных месторождений, а также на необходимость достоверного определения количества и качества запасов основных и совместно с ними залегающих полезных ископаемых и содержащихся в них компонентов, геолого-экономическую оценку месторождения полезных ископаемых. И основой для стимулирования работников геологоразведочных организаций должны быть высокая степень достоверности подсчета и характеристики запасов полезных ископаемых. Основами законодательства предусматривается выплата вознаграждений первооткрывателям.

На основании вышеизложенного можно сделать заключение, что показатель суммарной прибыли за весь период эксплуатации месторождения не может быть основным критерием эффективности промышленного использования месторождения вследствие того, что в нем не находят отражения капитальные затраты, необходимые для «материализации», т. е. получения прибыли; кроме того, этот показатель не может быть сопоставлен с потребностью в минеральном сырье или получаемой из нее продукции из-за того, что последняя определяется как годовая и на определенную дату. Использование этого показателя для других целей либо нереально, как, например, для введения хозрасчетных отношений между геологическими и промышленными организациями, либо чрезвычайно сложно.

Основным критерием геолого-экономической оценки месторождений полезных ископаемых должен являться показатель, в котором нашли бы отражение капитальные и эксплуатационные затраты на получение минеральной продукции и ее ценность. Таким общепринятым показателем является коэффициент эффективности капитальных вложений Э или его обратная величина — срок окупаемости капитальных вложений в годах Т:

$$Э = \frac{Ц - С}{К}; \quad Т = \frac{К}{Ц - С}, \tag{29}$$

где Ц — годовая стоимость минеральной продукции в отпускных ценах, руб.; С — себестоимость производства годового объема минеральной продукции, руб.; К — капитальные вложения в добывающие и перерабатывающие предприятия, руб.

Для наглядности при сравнительной оценке эффективности более удобно пользоваться показателем приведенных затрат на определенную сопоставимую единицу продукции из минерального сырья

$$ПЗ = С + Е_н К, \tag{30}$$

где С — себестоимость единицы продукции, руб.; К — удельные капитальные вложения на производство единицы продукции, руб.; $Е_н$ — нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений, равный 0,12.

Однако использование показателя приведенных затрат сопряжено с определенными сложностями. Сопоставимым видом продукции для сырья цветной металлургии во многих случаях может быть только готовый металл, так как руды, концентраты и другие промпродукты могут отличаться и минеральным составом, и иметь большой диапазон колебаний по содержанию полезных компонентов. Если все расчеты вести по металлу, то в себестоимости и капитальных вложениях необходимо учитывать затраты на всех переделах, а также на транспортировку сырья и полуфабрикатов на обогатительную фабрику и металлургический завод. Дополнительные сложности возникают при комплексном характере сырья, что будет рассмотрено в последующих главах.

В последнее время высказывается идея о необходимости кадастровой оценки месторождений полезных ископаемых. Основное ее отличие от принятой в настоящее время — это использование для определения ценности месторождений не действующие оптовые цены, а максимально допустимые затраты, устанавливаемые на уровне экономических показателей наихудших из эксплуатируемых или намечаемых к эксплуатации месторождений, так называемые «замыкающие затра-

ты». Этот показатель обладает тем преимуществом перед ценой, что он может более оперативно учитывать состояние и динамику сырьевой базы, однако методические положения его расчета еще только разрабатываются.

Для геолого-экономической оценки, т. е. для решения вопроса о том, является ли месторождение промышленным или непромышленным, не имеет принципиального значения, что принимать за критерий ценности минерального сырья — рентабельность, определенную через прибыль, полученную как разность между ценой и себестоимостью, или «кадастровую оценку», т. е. разность между затратами на получение минеральной продукции с наихудшего месторождения и затратами с оцениваемого месторождения, если кадастровая оценка будет делаться на какой-то период времени или объем производства. В одном случае это будет цена, в другом — наиболее высокий уровень затрат. Для сравнительной оценки нескольких новых месторождений и выбора первоочередных объектов это не имеет принципиального значения: очевидно, и по рентабельности и по «кадастровой оценке» будут отобраны наилучшие месторождения для освоения, причем одни и те же.

Если под «кадастровой оценкой» подразумевается оценка месторождения за весь период эксплуатации, то дефекты этого приема для решения вопроса дальнейшего освоения месторождений были показаны ранее. Поэтому в настоящей работе в методических положениях использовано понятие «цена» при расчетах рентабельности, коэффициента эффективности капитальных вложений или срока их окупаемости; последняя, по нашему мнению, может быть заменена «замыкающими затратами», когда они будут теоретически и методически разработаны и получат право на жизнь. На предлагаемые в настоящей работе методические положения это не будет оказывать никакого влияния.

Соображения о неправомерности использования таких показателей, как срок окупаемости капитальных вложений или коэффициент эффективности капитальных вложений для горных предприятий (по аналогии с использованием их для других промышленных предприятий), вследствие ограниченного срока их эксплуатации, предопределяемого масштабом месторождения, видимо, не имеют серьезных оснований по следующим причинам.

Вследствие высоких темпов научно-технического прогресса будет иметь место постоянная тенденция ускорения обновления активной части основных фондов как для горных, так и для прочих промышленных предприятий. Поскольку минимальный нормативный срок отработки наиболее мелких месторождений составляет 8—10 лет, то за этот период произойдет и обновление активной части основных фондов. Если все же активные основные фонды не будут полностью амортизированы, то они могут быть использованы на других предприятиях. Что касается пассивной части основных фондов, то для них на горных предприятиях установлена норма амортизационных отчислений на полное восстановление, исходя из фактического запроектированного срока их службы, если он меньше нормативного для данного вида основных фондов. Следовательно, за счет повышенных амортизационных отчислений повысится себестоимость и соответственно уменьшится прибыль, что и найдет соответствующее отражение в величине срока окупаемости капитальных вложений.

По-иному будет обстоять дело с капитальными вложениями в жилищно-коммунальное хозяйство и инфраструктуру района размещения

горного предприятия. Капитальные вложения в непромышленную часть основных фондов могут не окупиться за срок отработки месторождений, но это не значит, что они пропадут. Они могут успешно служить для развития других отраслей народного хозяйства в районе. Цветная металлургия играла ведущую роль в освоении многих районов нашей Родины — Северо-Востока, Якутии, Дальнего Востока, Сибири, Казахстана, Урала, Кольского полуострова и многих других. Создание предприятий цветной металлургии давало толчок к развитию народного хозяйства в этих районах, способствовало улучшению транспортных связей, энергообеспечения района, повышению культурно-бытового обслуживания населения. Основой развития многих городов стали предприятия цветной металлургии Норильска, Джезказгана, Балхаша, Алмалыка, Медногорска, Мончегорска и др. По истечении трех-четырех десятков лет производительные силы в этих районах достигают такого развития, что жилищно-коммунальное и вспомогательное хозяйство предприятий цветной металлургии в случае прекращения их работы успешно может быть использовано для других народнохозяйственных целей.

Таким образом, можно заключить, что наиболее удачными критериями экономической оценки руд, месторождений, минерально-сырьевой базы является коэффициент экономической эффективности капитальных вложений и рентабельность к производственным фондам.

РАЗДЕЛ II.

# МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВАЯ БАЗА ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ

## *ГЛАВА 4.*
## ОСНОВНЫЕ ТЕНДЕНЦИИ РАЗВИТИЯ МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВОЙ БАЗЫ ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ

Минерально-сырьевая база цветной металлургии в широком смысле этого слова — это ресурсы разведанных месторождений цветных металлов, имеющих промышленное значение, т. е. месторождений, добыча и переработка руд которых не только технически возможна, но и экономически целесообразна в современных условиях и в перспективе.

Термин «минерально-сырьевая база» отрасли, в частности цветной металлургии, нередко употребляется в более узком смысле как характеристика только эксплуатируемых промышленными предприятиями месторождений, особенно при ретроспективной ее оценке. Для краткосрочного планирования понятие «минерально-сырьевая база» отрасли обычно ограничивается подготовленными к выемке запасами.

Поскольку настоящая книга посвящена вопросам экономической оценки минерального сырья, т. е. вопросам перспектив развития минерально-сырьевых ресурсов и их использования, то здесь термин «минерально-сырьевая база» употребляется в самом широком смысле, как было указано выше.

Социально-экономические факторы, под воздействием которых меняется горно-геологическое и технико-экономическое содержание минерально-сырьевой базы цветной металлургии и ее составляющих — промышленных месторождений цветных металлов,— очень разнообразны. Это и научно-технические достижения, и социально-экономический строй, и плодородие сельскохозяйственных угодий, и внешнеэкономическая политика и др.

На основании анализа ретроспективного и перспективного развития цветной металлургии попытаемся выявить основные тенденции в изменении минерально-сырьевой базы цветной металлургии. В этой связи необходимо учитывать один существенный момент — значительный разрыв во времени между изучением и разведкой месторождений полезных ископаемых, с одной стороны, и вовлечением его в эксплуатацию, с другой. Обычно промежуток времени между началом геолого-промышленного изучения месторождения и его разработкой составляет около 15 лет, в исключительных случаях он может быть немного сокращен, но нередко и растягивается на более продолжительное время. Бывает, что разведанные месторождения, имевшие промышленное значение в период их изучения и разведки, длительное время не осваиваются, а впоследствии переходят в разряд непромышленных, запасы руд и полезных компонентов при этом переводят в забалансовые или снимают с баланса запасов. В отдельных случаях это можно объяснить низким качеством геологоразведочных работ, но, видимо, основной причиной является все же недооценка технического прогресса в горном деле, обо-

гащении, металлургии, который произойдет за 10—15 лет от разведки до эксплуатации месторождения. Поэтому при геолого-экономической и промышленной оценке новых месторождений цветных металлов необходимо учитывать развитие техники, совершенствование технологии и, как следствие, изменение экономики различных технологических операций в перспективе на 10—15 лет.

В последние 20—25 лет произошли следующие существенные изменения в минерально-сырьевой базе цветных металлов:

а) вовлечение в промышленную эксплуатацию новых видов сырья;

б) возрастание масштабов горных предприятий;

в) увеличение удельного веса открытых работ;

г) применение на подземных работах систем с массовой выемкой горных пород и повышение разубоживания руд;

д) сокращение потерь в недрах в результате применения систем с закладкой выработанного пространства;

е) увеличение глубины горных выработок;

ж) снижение промышленных содержаний полезных компонентов в рудах;

з) извлечение полезных компонентов, содержащихся в рудах в минимальных количествах, исчисляемых в граммах на тонну руды, и повышение коэффициентов извлечения полезных компонентов;

и) расширение ассортимента продукции, получаемой из сырья, и повышение степени комплексности использования сырья;

к) вовлечение в промышленную эксплуатацию принципиально новых видов минерального сырья со дна океанов и морей.

Ограниченность традиционных видов сырья для производства цветных металлов заставляет исследователей разрабатывать новые технологические процессы, которые позволяют экономично перерабатывать новые виды сырья цветных металлов, ранее не имевших промышленного значения. Это в первую очередь относится к небокситовым видам алюминиевого сырья — нефелинам, алунитам, каолинам и др.

Советский Союз ранее других приступил к разработке технологии промышленного использования нефелинов, алунитов и других видов небокситового сырья. В настоящее время интерес к этим видам алюминиевого сырья очень активно проявляется во всем мире. Постепенное и постоянное понижение величины кремниевого модуля в бокситовом сырье, используемом для производства алюминия, привело к тому, что промышленностью уже используются различные виды алюминиевого сырья с кремниевым модулем 3—4 при содержании трехокиси алюминия 30—40%. С такими бокситами уже могут конкурировать другие виды алюминиевого сырья, особенно если они используются комплексно.

Все большее промышленное значение приобретают латеритовые руды для производства никеля или ферроникеля.

В связи с исчерпанием ресурсов рутила освоено получение искусственного рутила из ильменитовых концентратов, в связи с чем повысилось значение этого вида сырья. Наряду с россыпными комплексными рутил-ильменит-цирконовыми месторождениями вовлекаются в эксплуатацию коренные ильменит-магнетитовые и титаномагнетитовые месторождения.

Все больше производится цинка из медноколчеданных руд, присутствие которого в рудах было крайне нежелательно из-за осложнения технологического процесса.

В настоящее время наступила очередь промышленного использования окисленных молибденовых руд.

Значительно расширилась минерально-сырьевая база производства редких металлов в результате разработки технологии для новых видов сырья. Процесс освоения новых видов сырья будет происходить все возрастающими темпами, поскольку он тесно связан с темпами развития всей промышленности.

Потребность в продукции цветной металлургии в наиболее развитых капиталистических странах в послевоенный период возрастала более быстрыми темпами, чем происходило развитие ведущей отрасли промышленности — машиностроения, не говоря уже о черной металлургии. Темпы роста потребности в цветных металлах уступали только темпам развития химической промышленности и немного — электроэнергетики.

Некоторые цветные металлы обладают совершенно уникальными свойствами, например сверхпроводящими, жаростойкими, высокопрочными, антикоррозийными, быть проводниками и т. п. Несмотря на относительно высокую стоимость получения этих металлов, применение их бывает технически необходимо и экономически эффективно.

Несмотря на неблагоприятные тенденции в мировой экономике производства цветных металлов, связанные со значительным повышением цен на них в 1973—1974 гг., темпы роста потребности в цветных металлах оцениваются весьма оптимистично. Например, по данным Горного бюро Соединенных Штатов Америки [96], среднегодовые темпы роста потребности в цветных металлах США до 2000 г. составляют (в %): по алюминию — 5, меди — 3, цинку — 2,9, молибдену — 3,6, никелю — 2,6, титану — 3.

Большие размеры производства в капиталистических и развивающихся странах алюминия (15,4 млн. т), меди (6,6 млн. т), свинца (3,1 млн. т), цинка (5,8 млн. т), никеля (0,7 млн. т), титана (0,05 млн. т), магния (0,3 млн. т) требуют добычи колоссального количества минерального сырья, а поскольку в перспективе она будет возрастать еще более быстрыми темпами, чем объем производства металлов, то это потребует пересмотра требований, предъявляемых к месторождениям, которые будут отрабатываться в будущем. Решить проблему обеспечения сырьем цветной металлургии за счет вовлечения только небольших, но богатых месторождений вряд ли удастся. Во-первых, нет такого количества месторождений, во-вторых, все большее значение будут приобретать крупные, хотя и менее богатые месторождения, поскольку прогресс в горной, обогатительной и металлургической технике будет давать тем больший эффект, чем на более крупном объекте эта техника будет использоваться. Например, еще в недалеком прошлом 10-тонные самосвалы были наиболее мощными, однако уже в настоящее время крупные карьеры и рудники оснащены 40- и 75-тонными самосвалами, и на повестке дня стоит вопрос создания 300- и 500-тонных самосвалов. Быстро возрастающая потребность в цветных металлах, а следовательно, и в сырье, технический прогресс в горном, обогатительном и металлургическом деле указывают на то, что все большее значение будут иметь размеры месторождений.

Возможности увеличения единичной мощности горного оборудования для открытых работ значительно больше, чем для подземных, так как габариты их не ограничиваются жестко размерами горных выработок; увеличение сечений последних ведет к удорожанию строительст-

ва и эксплуатации рудника. Это обстоятельство является объективной причиной понижения нижней рациональной границы отработки месторождений открытым способом.

Невосполнимость минеральных ресурсов и исчерпание в первую очередь наиболее богатых месторождений и участков требуют резкого сокращения потерь руды в недрах при отработке месторождений, которые при подземных системах разработки достаточно внушительны. Важным мероприятием в этом плане является закладка выработанного пространства с использованием пустой породы, вынимаемой при проходке горно-капитальных и горно-подготовительных выработок и отделяемой на операциях обогащения в тяжелых средах.

Применение современных методов геологического изучения недр позволяет открывать и изучать месторождения на значительной глубине. Отработка месторождений, за очень небольшим исключением, начинается с верхних горизонтов, затем постепенно уровень горных работ на месторождении понижается. Видимо, тенденция понижения уровня горных работ характерна в целом для горнодобывающих отраслей.

Отработка в первую очередь наиболее эффективных и богатых месторождений является объективным, постоянно действующим фактором. Особенно он заметен за длительный промежуток времени. Снижение среднего содержания основных цветных металлов в добываемых рудах за 15—20 лет весьма ощутимо.

Эта тенденция носит постоянный характер и может повлечь за собой повышение цен на минеральную продукцию, в частности на цветные металлы, если научно-технический прогресс не будет успевать компенсировать ухудшение природных условий. Уровень мировых цен на минеральную продукцию определяется многими факторами (техническими, экономическими, социальными, политическими и др.), которые учесть с достаточной степенью достоверности невозможно. Так, уровень цен на минеральное сырье зависит и от курса валют, и от политического строя государств, располагающих сырьевыми ресурсами, которые для внутреннего потребления почти не требуются, и уровня монополизации той или иной отрасли и т. д.

Тенденция к повышению цен на мировом рынке на основные цветные металлы, за исключением свинца, отмечается во всех прогнозах.

Создание принципиально новых технологических процессов, резкая их интенсификация, внедрение нового современного высокопроизводительного оборудования позволяют улучшить состояние комплексного использования сырья. Извлечение полезных компонентов из сырья постепенно возрастает. С вовлечением в эксплуатацию новых видов сырья и более бедных руд извлечение может быть ниже достигнутого из руд других месторождений. Однако для данного месторождения в результате совершенствования производства этот показатель может только повышаться, что подтверждается многолетней практикой.

Прогресс в обогащении и металлургии позволяет извлекать полезные компоненты, содержащиеся в сырье в очень небольших концентрациях, порядка нескольких граммов в тонне. Извлечение таких компонентов может осуществляться только как попутной продукции; техническая возможность реализации этого свидетельствует о больших успехах металлургии и химической технологии.

Расширение ассортимента выпускаемой продукции за счет извлечения новых полезных компонентов и доизвлечения извлекавшихся ранее полезных компонентов из различных полупродуктов и отходов про-

изводства не только в виде чистых металлов, но и в виде солей, окислов или других каких-либо соединений, носящих товарный характер, улучшает эффективность использования сырья и повышает коэффициент комплексности использования сырья.

Рассматривая изменения в состоянии минерально-сырьевой базы цветной металлургии, нельзя не учитывать те последствия, которые вызовет использование минеральных ресурсов со дна океанов и морей. Эксплуатация полезных ископаемых дна Мирового океана еще только начинается, но вполне очевидно, что при этом горнодобывающая промышленность вступает в новую фазу развития. Вовлечение в сферу промышленного использования конкреций морского дна в первую очередь скажется на оценке минерально-сырьевой базы марганца, олова, никеля. Начиная осваивать минеральные ресурсы дна морей и океанов, человечество приоткрывает дверь в кладовую, богатства которой трудно оценить и представить. Отныне, разведуя месторождения тех или иных компонентов в недрах земли, нельзя будет не учитывать возможности получения их с морского дна. Следует иметь в виду, что, как в любом новом деле, технический прогресс в области изучения и добычи минеральных ресурсов со дна океанов и морей будет происходить чрезвычайно быстрыми темпами.

## *ГЛАВА 5.*
## КОМПЛЕКСНЫЙ ХАРАКТЕР РУД ТЯЖЕЛЫХ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ

Для тяжелых цветных металлов характерно невысокое содержание их в сырье — от 0,1 до 2—3%, в рудах некоторых месторождений содержание отдельных компонентов может достигать 5—8 и даже 10%. Все руды делятся на две крупные группы — сульфидные и окисленные. Промышленное значение тех или иных типов руд для каждого из цветных металлов различно и подробно будет рассмотрено ниже. Все типы руд, за исключением окисленных и богатых сульфидных никелевых, перед металлургической переработкой подвергаются обогащению. Попытки непосредственной переработки комплексных полиметаллических руд с целью повышения извлечения всех полезных компонентов пока не вышли из стадии опытных испытаний.

Для всех руд тяжелых цветных металлов, за исключением окисленных никелевых руд, характерна широкая гамма попутных полезных компонентов, включающая другие тяжелые цветные металлы, редкие и драгоценные металлы, рассеянные элементы, черные металлы, неметаллы. Набор полезных компонентов и содержание их в рудах варьируют в очень широких пределах. Не все содержащиеся в рудах полезные компоненты имеют промышленное значение либо в силу недостаточной концентрации их, либо из-за отсутствия технологии извлечения. Хотя известны десятки и сотни минералов меди, свинца, цинка, олова, никеля, но промышленное значение имеют лишь 10—15, из них доминирующими являются 3—4 минерала.

### Медные руды

Наибольшее промышленное значение имеют три типа руд: меднопорфировые, медистые песчаники и медноколчеданные; последние подразделяются на сплошные и вкрапленные, а также на содержащие цинк и

бесцинковистые. Кроме того, медь содержится и извлекается из руд сульфидных медно-никелевых, медно-молибденовых, полиметаллических, оловянных и даже железорудных месторождений.

Важнейшими промышленными минералами являются: халькопирит $CuFeS_2$, содержащий 34% Cu, борнит $Cu_5FeS_4$ — с 63,3% Cu, халькозин $Cu_2S$ — с 79,8% Cu, азурит $2CuCO_3 \cdot Cu(OH)_2$ — с 55,3% Cu, куприт $Cu_2O$ — с 88,8% Cu.

Наиболее высокое содержание меди имеют медистые песчаники, где оно в среднем в мировых запасах составляет 3,5%. В руде содержится до 15% сульфидов, остальное — пустая порода. На месторождениях, особенно в верхних частях, встречаются зоны окисления. Окисленные руды содержат более 70% окисленной меди. Основные рудные минералы — халькопирит, халькозин и борнит, в зоне окисления — азурит, куприт, хризоколла. При обогащении медистых песчаников получают наиболее богатые концентраты, содержащие до 40% меди, извлечение в них достигает 90—93%. Руды комплексные, но количество попутных компонентов в них невелико и содержание невысокое.

Промышленное значение имеют золото и серебро, постоянные попутчики медных руд всех типов, селен и теллур, ассоциирующие с сульфидными минералами, сера, содержание которой в медном концентрате составляет 28—35% (она утилизируется из отходящих газов металлургических агрегатов), в относительно высоких концентрациях встречается рений, который эффективно извлекается; кроме того, имеются кобальт и молибден.

Меднопорфировые руды содержат сульфидов еще меньше, чем медистые песчаники — 3—4%, среднее содержание меди в мировых запасах составляет 1%, но известны месторождения, содержащие 0,4—0,6%. В рудах обычно в промышленных концентрациях часто присутствует молибден, соотношение содержания молибдена и меди колеблется в очень широких пределах (от 1 : 3 до 1 : 100).

Промышленное значение имеют золото, серебро, селен, иногда теллур. Меднопорфировые руды являются важным сырьевым источником получения рения, причем он извлекается и из медного, и из молибденового концентратов. Попутно на металлургических заводах может извлекаться свинец, но в очень ограниченных масштабах.

Медноколчеданные руды располагают наиболее широкой номенклатурой сопутствующих элементов. Удельный вес сульфидов, с которыми в основном связаны попутные полезные компоненты, составляет 35—90%. Содержание меди в среднем в мировых запасах составляет 1,4%, однако оно колеблется в очень широких пределах (от 0,8 до 3—4% и более) в зависимости от того, являются ли руды сплошными или вкрапленными, содержат цинк или нет. Самое высокое содержание меди в сплошных рудах, наименьшее — во вкрапленных цинксодержащих рудах. Наибольшее промышленное значение из сопутствующих элементов имеют сера и цинк, которые в процессе обогащения выделяются в самостоятельные концентраты. Содержание серы в руде колеблется от 20 до 50%. При обогащении она переходит в медный, цинковый и кондиционный пиритный концентрат, содержащий не менее 35% серы. В медно-цинковых рудах содержание цинка может доходить до 5%, извлечение его в кондиционный цинковый концентрат (45—55% цинка) не превышает 70%, в нем также содержится до 20% серы. Помимо этих полезных компонентов большую ценность в медноколчеданных рудах представляют золото и серебро. Из рассеянных элементов

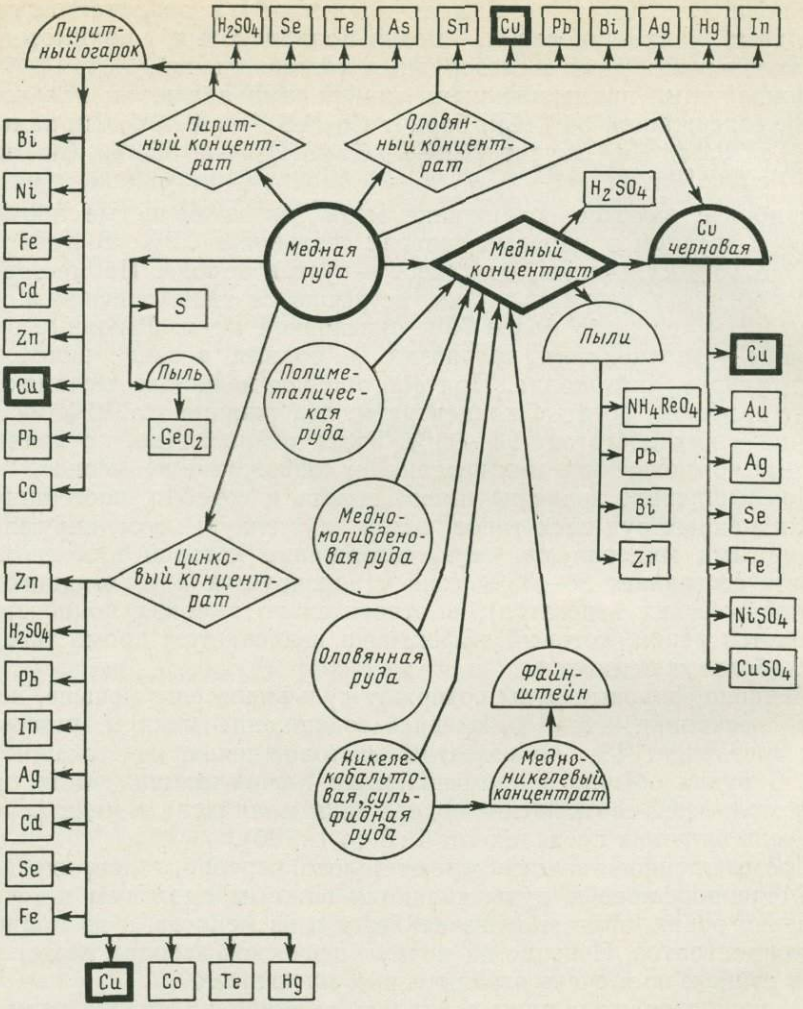



Рис. 2. Схема комплексного использования медного сырья

наиболее полно используются селен и теллур из медных и пиритных концентратов, германий — из руд некоторых месторождений. В промышленных концентратах встречаются обычный попутчик цинка — кадмий, а также индий.

Характеристика других источников медного сырья, где медь является не основным компонентом, будет дана в соответствующих разделах. Полная схема комплексного использования медьсодержащего сырья приведена на рис. 2.

### Свинцово-цинковые руды

Все свинцово-цинковые месторождения можно разделить на две группы — месторождения свинцово-цинковых руд, где из основных цветных металлов в промышленных концентрациях содержатся цинк и свинец, и месторождения полиметаллических руд, в которых помимо свинца и

цинка имеется медь или олово. Разновидностями свинцово-цинковых руд являются свинцовые руды, однако встречаются они в природе очень редко.

В свинцово-цинковых рудах содержание основных полезных компонентов колеблется в очень широких пределах; так, на месторождениях США свинца от 0,4 до 15% (среднее 3%), а цинка от 0,7 до 20% (среднее 4,7%). На месторождениях Австралии среднее содержание свинца 8,2% и цинка 9,2%, а в рудах наиболее богатого месторождения Брокен-Хилл содержится 10,2—13,3% свинца, 10—13,7% цинка и 80—230 г/т серебра. Содержание цинка в рудах обычно выше, чем свинца, в среднем примерно в 1,4—1,6 раза.

Все свинцово-цинковые руды можно разделить на богатые, при суммарном содержании свинца и цинка выше 7%, рядовые — то же, 4—7% и бедные — то же, 3—4% и ниже.

Руды в основном сульфидные, рудообразующим минералом свинца является галенит PbS (80,6% Pb,) цинка — сфалерит ZnS (67% Zn). В смешанных рудах наибольшее значение имеют из свинцовых минералов церуссит $PbCO_3$ (77,5% Pb) и англезит $PbSO_4$ (68,3% Pb), из цинковых — смитсонит $ZnCO_3$ (52% Zn).

Постоянным попутчиком свинцово-цинковых руд является серебро, причем содержание его достигает высоких величин. Это объясняется его тесной связью с галенитом, а также наличием в рудах собственных минералов серебра, а в окисленных зонах и самородного серебра. Содержится в рудах и золото, но в очень небольших количествах. Серебро имеет промышленное значение и извлекается в свинцовом производстве. Сера в сульфидных рудах имеет промышленное значение и может быть извлечена в пиритный концентрат, но в основном она утилизируется на свинцово-цинковых заводах при переработке свинцового и цинкового концентратов. С минералами свинца связано наличие в рудах висмута, сурьмы, мышьяка, селена, теллура, таллия, с минералами цинка — кадмия, индия, германия, галлия, ртути. Все эти элементы, за исключением галлия, при определенных условиях имеют промышленное значение и извлекаются при металлургической переработке. Содержание попутных компонентов невелико, например для рассеянных элементов оно составляет несколько граммов в тонне руды. Содержания кадмия и висмута порядка сотых долей процента. В рудах различных месторождений те или иные компоненты могут полностью отсутствовать; исключение составляет кадмий, наличие которого характерно для всех руд, содержащих цинк.

Полиметаллические руды отличаются от свинцово-цинковых еще большим разнообразием попутных компонентов. Для них характерно присутствие и промышленное значение всех полезных компонентов, содержащихся в свинцово-цинковых рудах, и, кроме того, меди, кобальта, олова, барита и железа.

Медь в основном представлена халькопиритом, содержание ее в руде составляет около 1—1,15%, но может достигать и 3%. При обогащении она может выделяться в медный концентрат, а медь, перешедшая в свинцовый или цинковый концентраты, может извлекаться из отходов свинцово-цинкового завода на медеплавильных и медерафинировочных заводах. Совместно с медью извлекается и золото. Кобальт также тесно связан с медными минералами и может извлекаться из отходов цинкового производства. Для полиметаллических руд вследствие большей

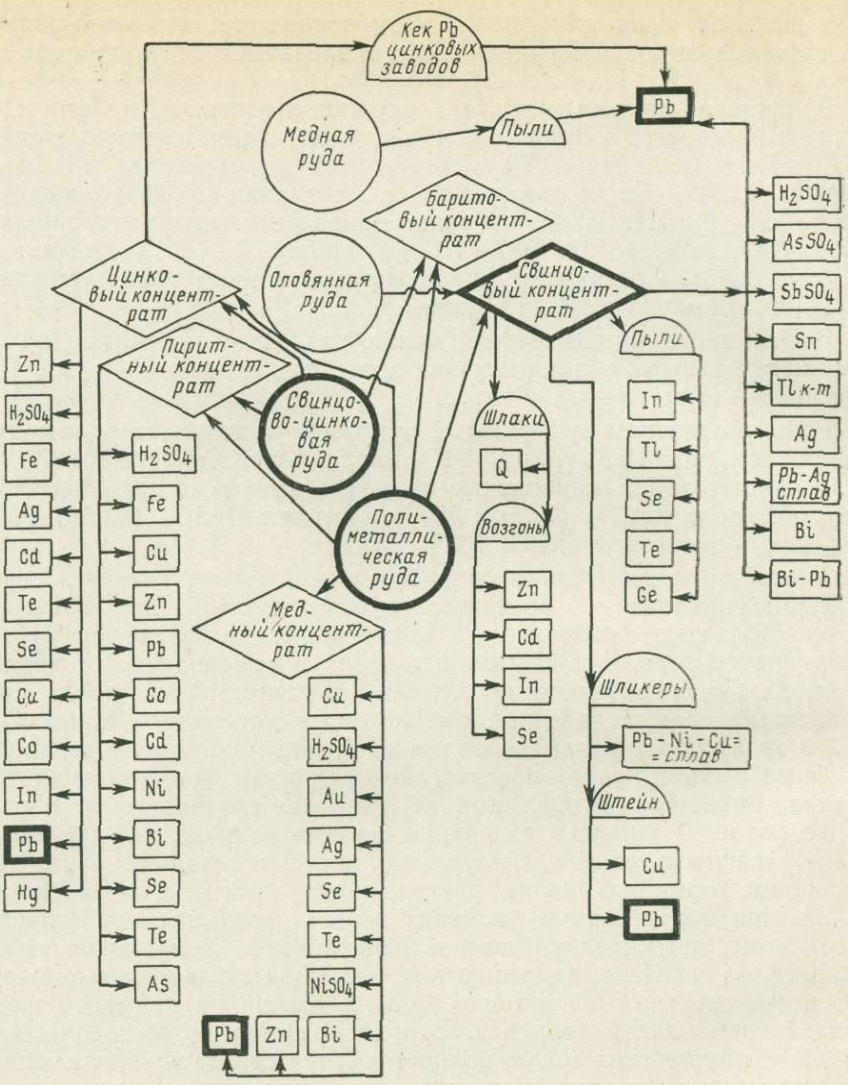



Рис. 3. Схема комплексного использования свинцового сырья

сложности их состава характерны более низкие извлечения в концентрате основных полезных компонентов — свинца и цинка.

Содержание олова в полиметаллических рудах невысокое, обычно несколько десятых долей процента. Олово представлено в основном станнином, где его содержание составляет 27,5%. Олово может выделяться в самостоятельный концентрат, однако содержание его в нем невелико (5—15%); кроме того, он сильно загрязнен свинцом, которого содержится около 5%. В связи с этим полиметаллические руды используются главным образом для производства оловянно-свинцового сплава. Извлекается олово и из свинцового концентрата.

Барит входит в состав пустой породы, содержание его в руде составляет 15—35%, извлечение в концентрат 81—83%, в последнем его концентрация повышается до 65—73%. Содержащееся в рудах железо

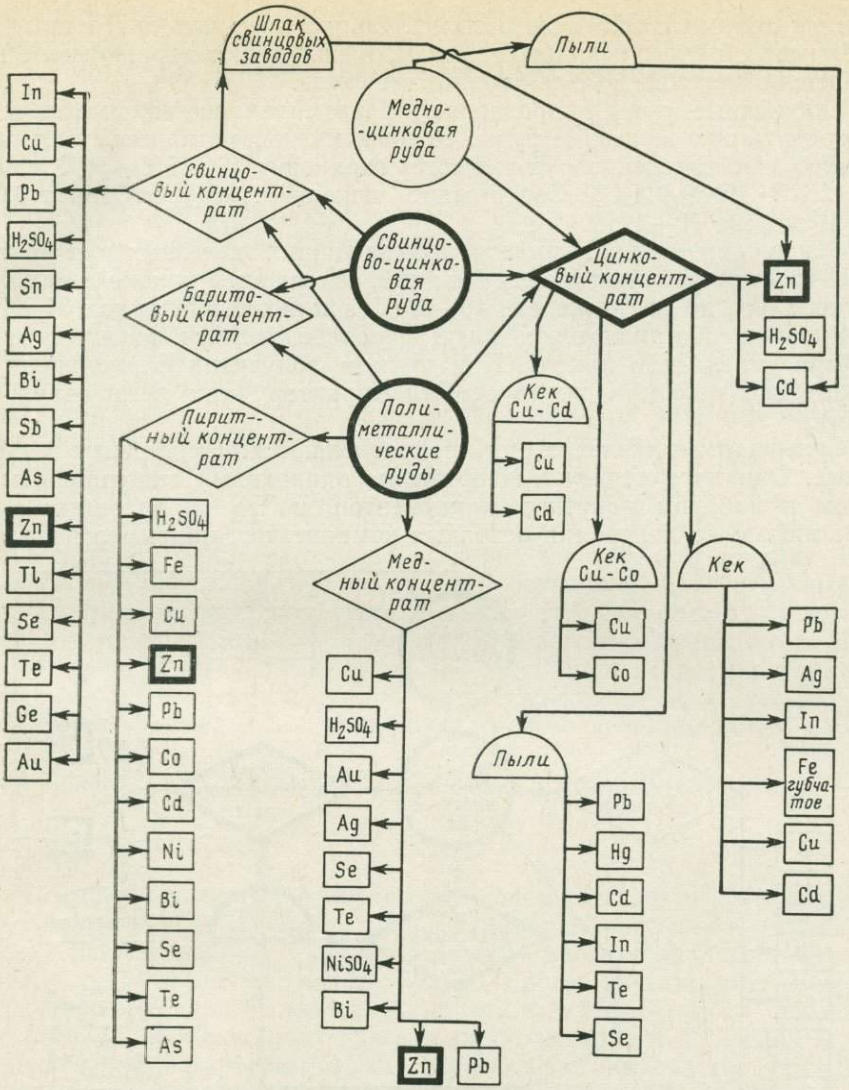



Рис. 4. Схема комплексного использования цинкового сырья

переходит в основном в пиритный и цинковый концентраты, из которых оно может извлекаться. Однако промышленное значение его невелико.

Свинец встречается в молибденовых рудах. Цинк содержится в медноколчеданных рудах, где представляет немалую ценность, очень редко встречается в железных рудах, но содержание его может быть значительно. Схемы комплексного использования свинцово-цинкового сырья приведены на рис. 3 и 4.

## Никель-кобальтовые руды

Никелевые руды разделяются на две группы — сульфидные и окисленные, отличающиеся друг от друга по составу, количеству и содержанию попутных компонентов. Сульфидные никелевые руды являются яркими

представителями комплексного сырья. Силикатные, или окисленные, руды близки к мономинеральным рудам, в них имеют ограниченное промышленное значение только кобальт и железо.

Силикатные руды подразделяются на силикатно-никелевые и никельсодержащие железные руды. Основными продуктивными минералами силикатно-никелевых руд являются гарниерит $NiO \cdot SiO_2 \cdot H_2O$ и непуит $12NiO \cdot 3SiO_2 \cdot 2H_2O$. Содержание никеля 1—3%, кобальта 0,01—0,04%, железа 10—12%.

Основными минералами никельсодержащих железных руд являются нонтроиты различных модификаций, содержание никеля в них 0,6—2%, кобальта до 0,1%, железа 45—50%, а в некоторых рудах 31—40%.

Руды не обогащаются и могут перерабатываться непосредственно на ферроникель или никель. При прямом получении ферроникеля использование кобальта носит особый характер (как легирующей добавки).

Сульфидные никелевые руды подразделяются на сплошные и вкрапленные. Они характеризуются примерно одинаковым минеральным составом и набором попутных компонентов, но во вкрапленных рудах более низкие концентрации основных компонентов, например никеля не

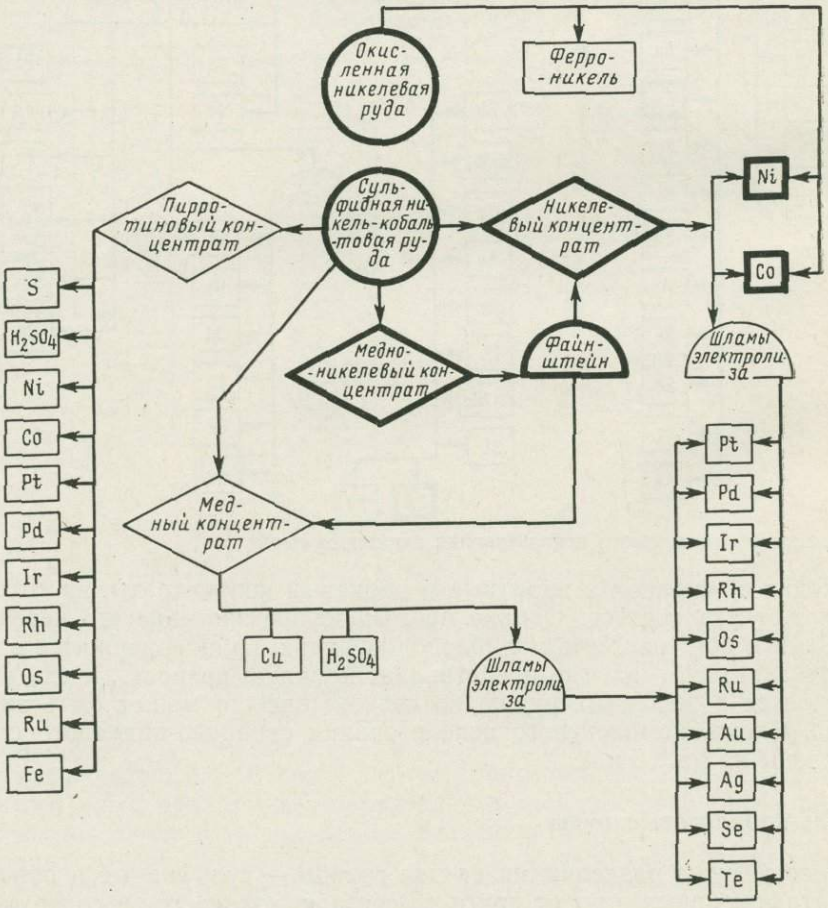



Рис. 5. Схема комплексного использования никелевого сырья

более 1,8%. Богатые сульфидные руды с содержанием никеля более 3% идут непосредственно в шахтную плавку, бедные обогащаются, в результате чего получают никелевый и медный концентраты или коллективный медно-никелевый концентрат.

Основными минералами являются пентландит $(Fe, Ni)S$, содержащий 22—42% никеля и до 3% кобальта, и никельсодержащие пирротины от $Fe_6S_9$ до $Fe_{11}S_{12}$, в которых никеля имеется от 0,25 до 14%.

Медь в рудах в основном представлена халькопиритом, не имеется прямых зависимостей ее содержания (обычно от 0,5 до 2,5%) в руде от концентрации никеля. Медь, содержащаяся в сульфидных никелевых рудах, представляет большую ценность.

Поскольку основным медным минералом является халькопирит, то естественно, что сульфидные никелевые руды являются источником получения тех же попутных компонентов, что и медные сульфидные руды, в частности золота, серебра, серы, селена, теллура. Помимо этих компонентов важное значение имеют кобальт и платиноиды.

Содержание кобальта находится в пределах 0,04—0,2%.

Содержание платиноидов подвержено большим колебаниям. В наиболее высоких концентрациях встречаются платина и палладий, содержание других металлов платиновой группы на один-два порядка ниже.

Сера может выделяться на стадии обогащения в собственный товарный пирротиновый концентрат, а также утилизироваться из отходящих газов металлургических агрегатов никелевого и медного производства. Наличие серы в сырье позволяет автогенно вести металлургические процессы, т. е. сера выполняет роль технологического топлива.

На рис. 5 показана схема комплексного использования никелевых руд.

Иногда никель содержится в медноколчеданных рудах.

### Оловянные руды и пески

Важнейшим промышленным источником олова являются россыпные месторождения олова. Основной рудный минерал россыпных (как и коренных) месторождений — двуокись олова — касситерит $SnO_2$ в котором содержание металла составляет 78,8%. Кроме касситерита некоторое промышленное значение имеет станнин $Cu_2FeSnS_4$ — смесь сульфидов меди, железа и олова, последнего в нем содержится 27,5—29,5%. Содержание олова в россыпных месторождениях колеблется от 0,2 до 3—4 кг/м$^3$, а в странах Юго-Восточной Азии достигает 15 кг/м$^3$.

Извлечение олова из песков в концентраты достигает 90%, в последних содержание его колеблется от 45 до 60%.

В россыпях могут содержаться вольфрамит, флюорит, шеелит, однако промышленной концентрации они достигают редко. Обычно при обогащении песков россыпных оловянных месторождений получают один оловянный, иногда коллективный оловянно-вольфрамовый или вольфрамовый концентраты. Связанные с касситеритом полезные компоненты извлекаются на металлургическом заводе, однако относительная ценность их невелика.

Коренные руды делятся на касситерит-сульфидные и касситерит-кварцевые, последние играют небольшую роль как в оловодобыче, так и в производстве попутных компонентов. Касситерит-сульфидные коренные руды являются комплексными, в которых содержатся медь, цинк, свинец, сера, серебро, вольфрам, висмут, тантал, ниобий и другие эле-

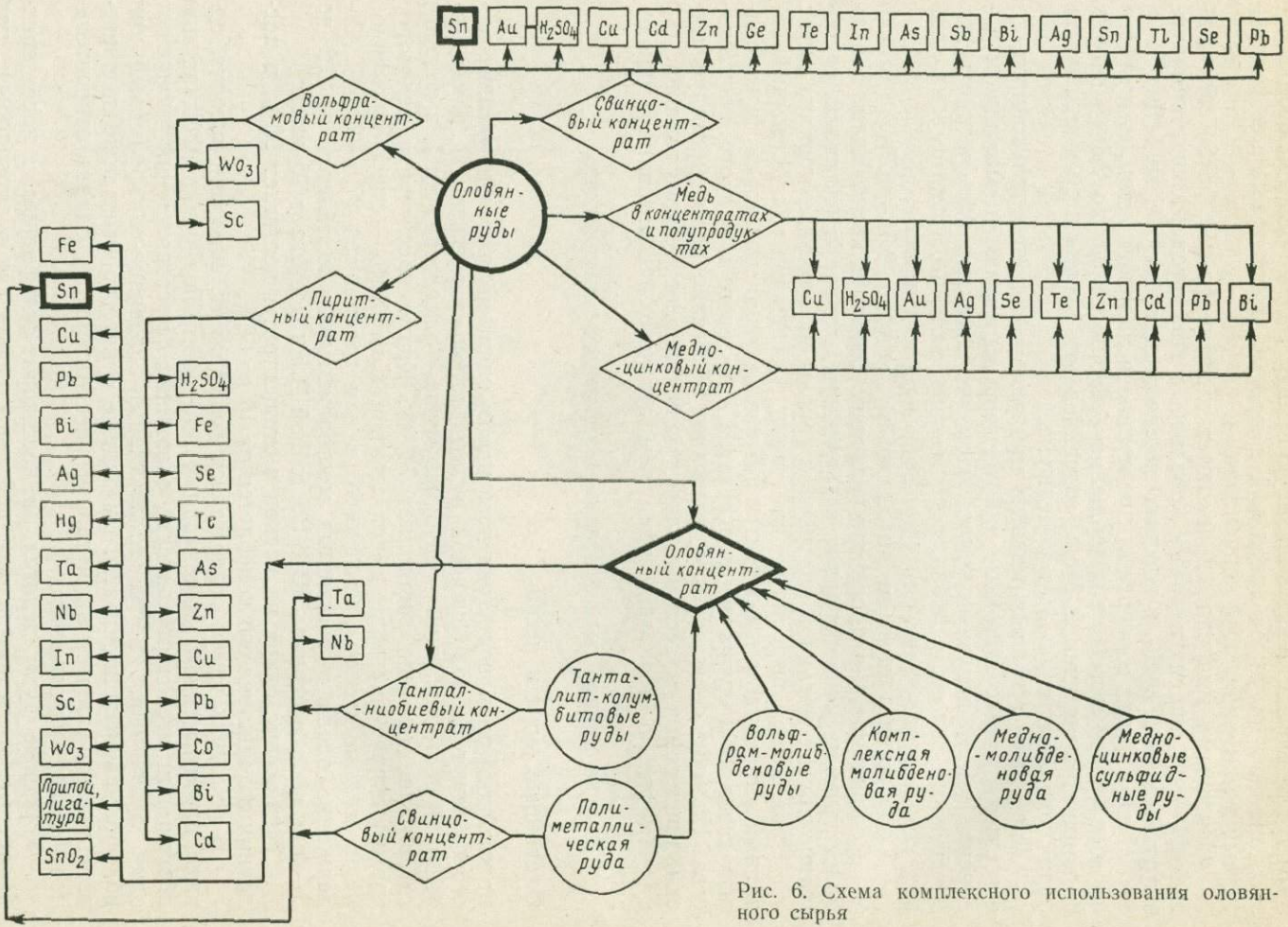



Рис. 6. Схема комплексного использования оловянного сырья

менты. Они нередко находятся в промышленных концентрациях и могут быть извлечены. Содержание олова в руде колеблется от 0,4 до 1,5%, достигая иногда 1,74%.

При обогащении получают либо кондиционные медные, цинковые и свинцовые концентраты, либо полупродукты, которые могут быть переработаны в товарную продукцию. Извлечение основных цветных металлов в собственные концентраты составляет 60—70%, прочие полезные компоненты извлекаются при металлургической переработке.

Олово может извлекаться также из вольфрамовых, тантал-ниобиевых, полиметаллических и других руд, где оно является попутным полезным компонентом.

Схема комплексного использования оловосодержащего сырья показана на рис. 6.

## *ГЛАВА 6.*

## КОМПЛЕКСНЫЙ ХАРАКТЕР СЫРЬЯ ЛЕГКИХ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ

### Алюминиевое сырье

Алюминий — один из наиболее распространенных элементов в земной коре, он присутствует во многих минералах, однако в качестве сырья для получения металлического алюминия имеют значение только восемь минералов: диаспор $HAlO_2$ и бёмит $AlOOH$, в которых содержится по 85% окиси алюминия, гидраргиллит $Al(OH)_3$ — 64,7%, нефелин $Na[AlSiO_4]$ — 34%, алунит $KAl_3(OH)_6[SO_4]_2$ и каолинит $Al_2(OH)_4 \cdot [Si_2O_5]$ — до 40%, дистен (кианит) $Al_2O[SiO_4]$ и силлиманит $AlO \cdot [AlSiO_4]$ — по 63,1%.

Боксит является основной рудой для получения металлического алюминия. Он представляет собой тонкодисперсную породу, в состав которой входят гидраты окиси алюминия — диаспор, бёмит, гидраргиллит, окислы железа, марганца и титана, кварц, каолинит, карбонаты кальция и магния, небольшие количества других компонентов, из которых отметим только галлий.

Встречающиеся в природе бокситы резко отличаются по качеству. Основным критерием качества является не содержание окиси алюминия, которое, конечно, имеет важное значение, а так называемый кремниевый модуль, т. е. отношение $Al_2O_3$ и $SiO_2$. Содержание окиси алюминия и окиси кремния в бокситах регламентируется ГОСТом 972—74, там же предусмотрены ограничения по содержанию серы. В зависимости от их содержания выделяются 10 сортов боксита, в которых содержание глинозема снижается от 52 до 28%, а кремниевый модуль изменяется от 12,0 до 2,1.

Бокситы с самыми высокими содержанием глинозема и кремниевым модулем используются для производства электрокорунда и не расходуются на производство алюминия. Не расходуется для этой цели и боксит с кремниевым модулем 2,14; он применяется в огнеупорах и мартеновском производстве.

Для производства алюминия используется боксит промежуточных марок с содержанием глинозема от 28 до 49% и при кремниевом модуле от 2,6 до 9. В зависимости от качества боксита он будет перерабатываться либо наиболее дешевым способом по методу Байера, либо

более дорогим — спеканием. К числу байеровских бокситов относятся марки «Б-1» и «Б-2» соответственно с содержанием глинозема 49 и 46% и кремниевыми модулями 9 и 7.

Из бокситов при производстве глинозема и алюминия извлекается галлий, который, безусловно, является попутным полезным компонентом. Промышленное извлечение других компонентов, содержащихся в боксите, только начинается.

Наиболее частыми попутчиками алюминия в бокситах являются галлий, ванадий и железо, кроме того, в различных сочетаниях встречаются титан, хром, молибден, фосфор, фтор, ниобий, цирконий, лантан, радиоактивные элементы. В бокситах содержится от 0,001 до 0,2% пятиокиси ванадия. Ванадий, а также мышьяк, фосфор, фтор переходят в алюминиевый раствор, являющийся оборотным, и там накапливаются, периодически выделяясь путем кристаллизации их солей из растворов.

В связи с заметным сокращением ресурсов высококачественных бокситов в сферу промышленного освоения начинают вовлекаться более бедные и менее технологичные виды алюминиевого сырья. В настоящее время ведутся изыскания способов переработки практически всех известных видов алюминиевого сырья: нефелинов, алунитов, дистен-силлиманитов, каолинов и глин.

В отличие от технологических схем переработки бокситов при разработке схем этих полезных ископаемых сразу предусматривается возможность комплексного использования такого сырья для утилизации Na, K и Ca. Наибольшее промышленное использование получили нефелиновые породы. В природе они встречаются как в виде самостоятельных месторождений — нефелиновых сиенитов, уртитов, так и в комплексных апатит-нефелиновых месторождениях. В собственно нефелиновых месторождениях содержание глинозема 22—29%, кремнезема — свыше 40%, суммы окислов K и Na 3—5%, окиси кальция — 8—9%. При низких содержаниях глинозема нефелин обогащают. Апатит-нефелиновые породы, в которых исходное содержание апатита составляет 70%, а нефелина 20%, подвергают обогащению, при этом глинозем переходит в хвосты флотации, из которых после повторной флотации получают нефелиновый концентрат хорошего качества.

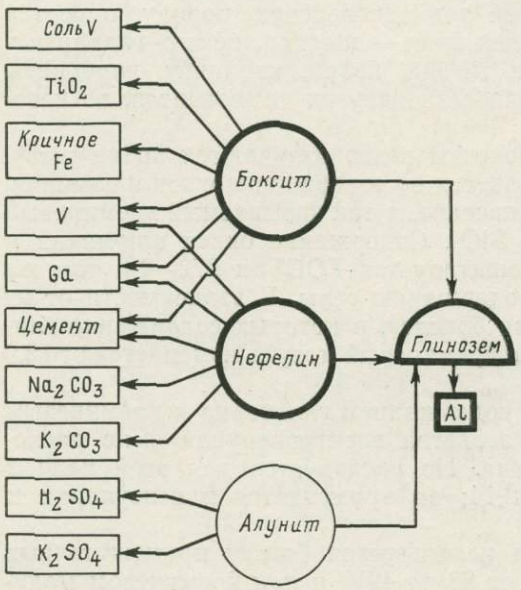



Рис. 7. Схема комплексного использования алюминиевого сырья

Алуниты также являются комплексным сырьем. Содержание глинозема в них 22—40%, кремнезема — 17—30%, окиси калия — 3,5—7,5%, окиси натрия — 0,7—3%, серного ангидрида — 17—37%.

Силлиманиты и дистены, при обогащении которых можно получить концентрат силиката алюминия $Al_2O_3 \cdot SiO_4$ с содержанием глинозема 60%,

могут служить источником получения силуминов. При этом будут использованы и глинозем и кремнезем, содержащиеся в сырье.

Ведется изучение глин и каолинов как сырья для производства кремнеалюминиевых сплавов. Известны месторождения каолинов с содержанием 38,8% глинозема и 45% кремнезема.

Основная проблема при использовании небокситового сырья связана с удалением кремнезема или с изысканием путей его рационального использования. *Основное направление исследований — комплексное* использование содержащихся в сырье полезных компонентов.

Схема комплексного использования алюминиевого сырья приведена *на рис. 7.*

### Магниевое сырье

Магний представлен в природе более чем полуторатысячами минералов, однако промышленное значение имеют только несколько, в том числе магнезит $MgCO_3$, содержащий 28,8% Mg, доломит $MgCO_3 \cdot CaCO_3$— 13,2% Mg, бишофит $MgCl_2 \cdot 6H_2O$ — 12,0% Mg и карналлит [$MgCl_4 \cdot KCl \cdot 6H_2O$] — 8,8% Mg, кизерит $MgSO_4 \cdot H_2O$ — 17,6% Mg. Указанные минералы являются породообразующими, в природе известны многочисленные месторождения доломитов и магнезитов, реже встречаются бишофитовые и карналлитовые месторождения. Кроме того, в качестве сырья для получения Mg используются морская вода и рапа соленых озер или погребенных морей, в последних магний содержится в смеси с хлоридами, фторидами, бромидами и сернокислыми солями щелочных металлов.

Магнезиты и доломиты могут использоваться для производства магния при условии, что в них будет ограниченное содержание примесей, особенно кремнезема, окиси железа, глинозема. Магнезит, содержащий 44—47% окиси магния, и доломит, в котором содержание окиси магния *ниже, порядка 20—21%, должны обогащаться и подвергаться обжигу* для удаления примесей. Сами магнезит и доломит при производстве магния комплексно не используются.

*Иное дело карналлиты и бишофиты. Из карналлитов с содержанием* 26,1% хлористого магния, 19,7% хлористого калия и 23,9% хлористого натрия при переработке получают, во-первых, магний и хлор, во-вторых, содержащий соли калия отработанный электролит, который используется в качестве удобрения, и, в-третьих, соли рубидия. Бишофит, в котором содержатся только хлор и магний, не считая воды, также используется комплексно с получением товарных магния и хлора.

Большие количества хлористого магния сосредоточены в морской воде, в среднем содержание его составляет 0,3%, а в воде Мертвого моря доходит до 9,1%. При извлечении магния из морской воды его сначала осаждают в виде гидрата окиси, хлор при этом остается в растворе и не утилизируется; затем магний специально хлорируют, обрабатывая гидрат окиси магния соляной кислотой для получения бишофита, идущего на электролиз. При электролизе вместе с магнием получают хлор, но источником его является не первичное магниевое сырье, а использованный в технологическом процессе реагент.

Природные рассолы и рапа озер и погребенных морей характеризуются очень разнообразным химическим составом; они содержат серные, фосфорные, углекислые, борные, хлористые и другие галогенные соли Mg, Ca, Na, K, Li и других щелочных металлов. В рапе могут

содержаться вольфрам, мышьяк, сурьма, титан, серебро и другие элементы. Промышленное значение их определяется концентрацией в сырье, но вследствие весьма обширного комплекса полезных компонентов, извлекаемых из этих источников, трудно даже приближенно определить промышленное содержание отдельных полезных компонентов в них.

В рассолах Большого Соленого озера (США) содержится 0,8% магния, а также натрия 7%, калия 0,4%, лития 0,006%, кальция 0,03%, серного ангидрида 1,5%, хлора 14%, брома 0,0086%, бора 0,003%, иода 0,41 г/т, стронция 2,1 г/т. Промышленное использование этих рассолов началось в начале 70-х годов на заводе в г. Огден, где планировалось производить сульфат калия, хлористый натрий, сульфат натрия, хлористый магний с последующей организацией производства магния и хлора, хлорида лития, жидкого брома, бромида натрия, буры, солей рубидия, сульфата магния, хлористого кальция, сульфата кальция, карбоната лития.

Компании США, производящие алюминий и магний, проявляют большой интерес к эксплуатации ресурсов Большого Соленого озера и созданию на базе этого сырья крупных магниевых металлургических заводов.

### Титановое сырье

Промышленное значение имеют три основных минерала титана и несколько других, в состав которых титан входит совместно с танталом, ниобием, редкими землями, железом. К основным минералам относятся рутил $TiO_2$, содержащий 60% титана, ильменит $FeTiO_3$ с 31,6% титана и лейкоксен; последний образуется в результате лейкоксенизации ильменита, содержание титана в нем может достигать 54%. Содержится титан в комплексных минералах: титаномагнетите, лопарите и др.

Известны россыпные и коренные промышленные месторождения титана, причем первые особенно широко распространены и дают большую часть титанового сырья; обычно они являются комплексными.

В россыпных месторождениях титан представлен рутилом и ильменитом, очень редко лейкоксеном, наиболее частыми попутчиками являются циркон и монацит, реже касситерит, дистен и силлиманит. Промышленностью используются все содержащиеся полезные компоненты, прежде всего титан и цирконий.

Диапазон содержания полезных компонентов в россыпных месторождениях очень значителен. Наряду с богатейшими россыпями, в которых содержится 5—10% тяжелых, т. е. продуктивных минералов, эксплуатируются месторождения с содержанием 0,2—0,4% суммы тяжелых минералов.

При обогащении выделяются рутиловый концентрат, идущий в электродную и лакокрасочную промышленность, ильменитовый концентрат — основное сырье для производства металлического титана, цирконовый концентрат, содержащий цирконий и гафний, монацитовый, из которого извлекаются торий и редкие земли, дистен-силлиманитовый, являющийся сырьем для алюминиевой промышленности, оловянный, используемый для производства олова. Из хвостов обогащения можно выделить кварцевый песок, отвечающий требованиям, предъявляемым к формовочным пескам и сырью для стекольной промышленности.

Коренные месторождения титановых руд, в которых титан представлен ильменитом, тоже обычно комплексные. Однако комплекс полезных компонентов в них совсем иной. Руда представлена магнетитом, ильменитом, в небольших количествах содержатся сульфиды меди, свинца, цинка, кобальта, а также ванадий. Содержание двуокиси титана выше, чем в россыпях, и составляет 12—16%. При обогащении удается выделить ильменитовый и железо-ванадиевый концентраты, а также сульфидный полупродукт, из которых затем получают титан, чугун, сталь, ванадий, основные цветные металлы. Титаномагнетитовые руды, содержащие до 9% двуокиси титана, пока в промышленных масштабах не эксплуатируются.

Титан попутно получается из комплексных руд месторождений тантала, ниобия и редкоземельных элементов, представленных такими минералами, как пирохлор, эвксенит, лопарит, микролит и др. Содержа-

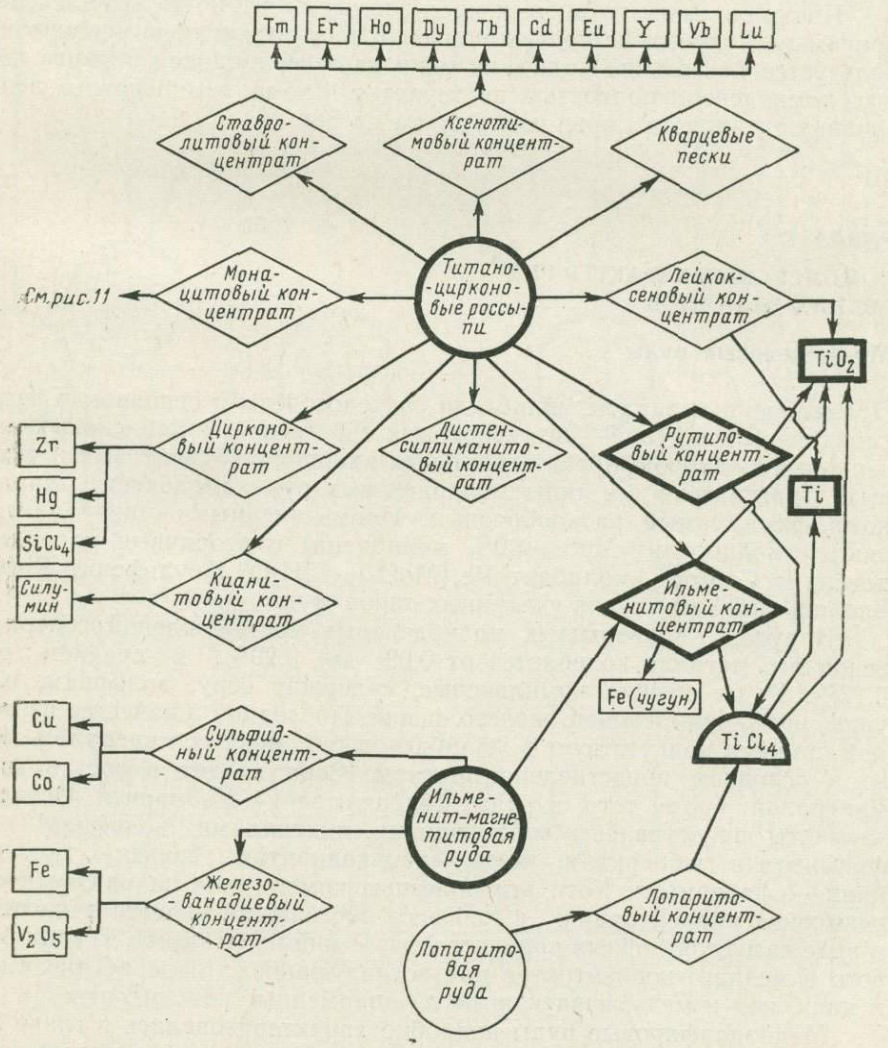



Рис. 8. Схема комплексного использования титанового сырья

щийся в этих минералах титан при разложении их хлорированием легко выделяется в виде четыреххлористого титана, который легко доводится до губчатого титана или до двуокиси титана.

Месторождения перовскита также могут быть источником титанового сырья. В группу перовскита $CaTiO_3$ входит ряд других минералов, в которых наряду с титаном содержатся тантал, ниобий, щелочные металлы, редкоземельные элементы цериевой группы. В природе они встречаются вместе, и практически невозможно разделить их обогатительными процессами. Промышленностью используются месторождения этого типа, если в них содержатся редкие элементы, поэтому технология их переработки будет рассмотрена в следующем разделе.

Интересным представляется еще один вид комплексных титановых месторождений, это — лейкоксенизированное оруденение в нефтеносных песчаниках, где в комплекс полезных компонентов входят титан и нефть.

Почти все типы титановых месторождений являются комплексными, причем весь комплекс содержащихся в них полезных компонентов используется достаточно полно, ни один из содержащихся в сырье полезных компонентов полностью не теряется. Схема комплексного использования титанового сырья изображена на рис. 8.

## *ГЛАВА 7.*

## КОМПЛЕКСНЫЙ ХАРАКТЕР РУД РЕДКИХ МЕТАЛЛОВ

### Молибденовые руды

Промышленные запасы молибдена сосредоточены в основном в четырех типах месторождений — штокверковых собственно молибденовых, штокверковых меднопорфировых, жильных кварц-молибденитовых и скарновых. Практически все типы молибденовых руд комплексные. Характер комплексов самый разнообразный. Промышленными минералами являются молибденит $MoS_2$ (60% молибдена) и вторичные минералы — повеллит $CaMoO_4$, молибдит $Fe_4(MoO_4)_6 \cdot 15H_2O$ и вульфенит $PbMoO_4$. Все они характерны для указанных типов руд.

В рудах штокверковых молибденовых месторождений содержание основного металла колеблется от 0,09 до 0,29%, в среднем около 0,17%. Руды обычно комплексные, содержат серу, вольфрам, олово, уран, медь, цинк, свинец, железо, рений. Последний в качестве изоморфной примеси присутствует в молибденовых и медных минералах. Железо в основном представлено пиритом. Сера входит в состав многих минералов; кроме того, в рудах содержится 1—3% пирита. Остальные элементы представлены собственными минералами: вольфрам — вольфрамитом и гюбнеритом, медь — халькопиритом, свинец — галенитом, цинк — сфалеритом. Хотя эти полезные компоненты находятся в очень невысоких концентрациях, в процессе обогащения удается выделить их в виде самостоятельных концентратов. Рений извлекается из молибденового и медного концентратов при последующей их переработке. Свинец и цинк, как и медь, извлекаются в одноименные концентраты.

Меднопорфировые руды подробно характеризовались в главе 5, отметим лишь, что среднее содержание молибдена в них в мировых запа-

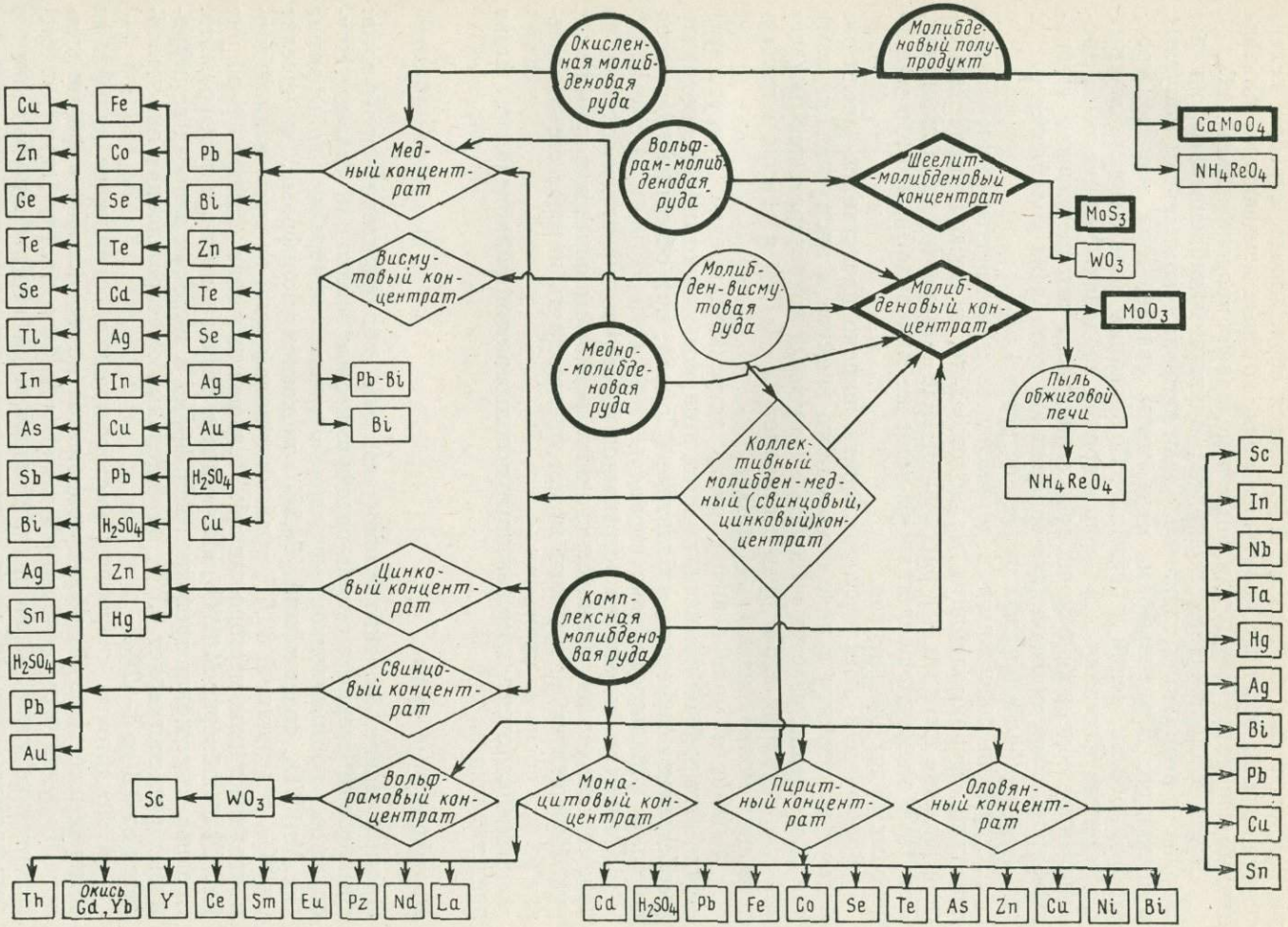



Рис. 9. Схема комплексного использования молибденового сырья

сах составляет 0,02% при среднем содержании меди 1%, колеблясь в пределах от 0,005 до 0,04—0,05%. Извлекаемыми попутными полезными компонентами помимо меди являются сера, золото, серебро, селен, теллур, рений, обычные попутчики меди, которые извлекаются на различных переделах медеплавильных и медерафинировочных заводах.

Руды месторождений молибдена в кварц-молибденитовых жилах, скарнах и пегматитах также обладают широким комплексом попутных компонентов. Это вольфрам, медь, цинк, свинец, сера, железо, уран, висмут, кобальт, рений и бериллий. Содержания молибдена и попутных компонентов изменяются в очень широких пределах. Минимальное промышленное содержание молибдена выше, чем в штокверковых и медно-порфировых месторождениях. Содержание молибдена колеблется от 0,2 до 1%, в наиболее богатых рудах достигает 1,5%.

Молибден содержится в молибдените и вторичных минералах — повеллите, ферримолибдите, молибдошеелите, а также в кристаллической решетке шеелита и в рассеянном виде — в сульфидах и силикатах. Попутные элементы представлены теми же минералами, что и в молибденовых рудах штокверков.

Вольфрам в этих месторождениях широко представлен шеелитом. Висмут встречается в виде самородного висмута и висмутина, поэтому при обогащении удается выделить висмутовый концентрат; промышленная концентрация его в руде составляет 0,1—0,15% и обычно ниже содержания молибдена в 1,5—1,8 раза.

Кобальт в молибденовых рудах встречается редко, присутствует в виде изоморфной примеси, имеется в пирите, пирротине, арсенопирите и собственном минерале кобальтине (CoAsS), при обогащении удается выделить кобальтовый концентрат.

Кроме того, молибден встречается и попутно может извлекаться из полиметаллических, медноколчеданных, редкометальных и монацитовых руд. Содержится он в углях; может представлять интерес его извлечение из зол после их сжигания.

Сводная схема комплексного использования молибденового сырья представлена на рис. 9.

### Вольфрамовые руды

Промышленное значение имеют два типа месторождений вольфрама: шеелитовые скарны и кварц-вольфрамитовые жилы или скарны. Наибольшее промышленное значение имеют минералы вольфрамит $(Fe, Mn)WO_4$, содержащий 76,5% трехокиси вольфрама, и шеелит $CaWO_4$, содержащий 80,6% трехокиси вольфрама, которые и дали наименование типам месторождений. Меньшее значение имеют ферберит $FeWO_4$ и гюбнерит $MnWO_4$, являющиеся разновидностями вольфрамита. Среднее содержание трехокиси вольфрама в мировых запасах вольфрамовых руд составляет 0,7%, на отдельных месторождениях оно колеблется от 0,3 до 1—2%.

В шеелитовых скарновых месторождениях содержание вольфрама не превышает 1%. Вольфрам содержится исключительно в форме шеелита. В рудах часто содержится также молибден, иногда висмут, золото, значительно реже медь, цинк, мышьяк. При обогащении выделяются вольфрамовые и молибденовые концентраты или промпродукты. Остальные металлы, за исключением золота, удается получить только в виде полуфабрикатов, которые еще нужно доводить до товарного вида.

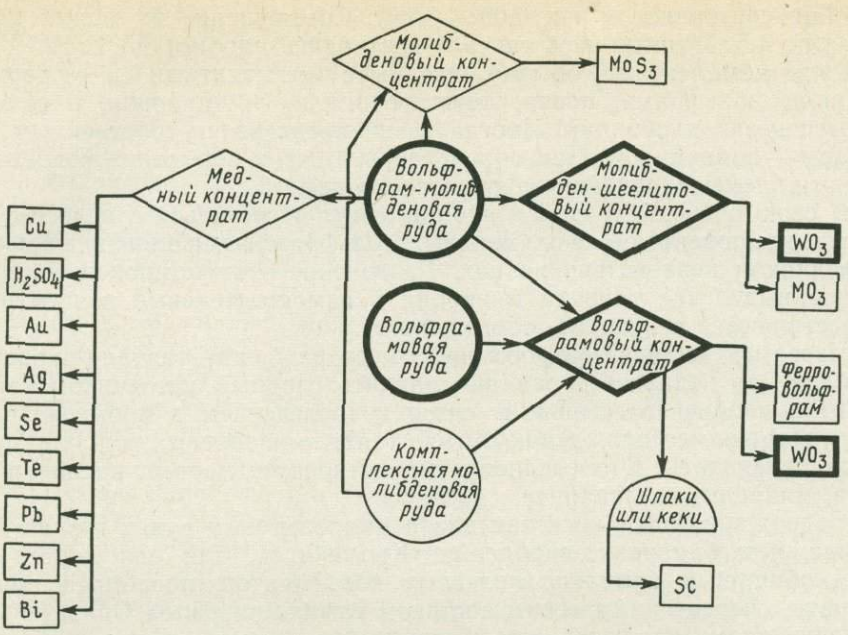



Рис. 10. Схема комплексного использования вольфрамового сырья

В кварц-вольфрамитовых жилах и скарнах наиболее часто кроме вольфрама присутствуют молибден, олово, висмут, представленные соответственно молибденитом, касситеритом и висмутином; при обогащении они извлекаются в соответствующие концентраты и промпродукты.

Кроме того, вольфрам в качестве попутного компонента наиболее часто встречается в молибденовых, оловянных и редкометальных месторождениях.

Схема комплексного использования вольфрамового сырья представлена на рис. 10.

### Тантало-ниобиевые руды

Промышленностью используются два типа тантало-ниобиевых руд: собственно тантало-ниобиевые и титано-тантало-ниобиевые. Оба типа руд содержат сложные соли танталовой, ниобиевой и титановой кислот. Как по концентрации отдельных полезных компонентов, так и по их соотношению руды эти сильно различаются.

Основными рудообразующими минералами, имеющими промышленное значение, являются: танталито-колумбит $(Fe, Mn)(Nb, Ta)_2O_6$, содержащий $Nb_2O_5$ до 77%, $Ta_2O_5$ до 84%; пирохлор $(Na, Ca, Th, F) \cdot (Nb, Ta, Ti)_2(O, OH)_7$ — соответственно до 65 и 5%; микролит $(Na, Ca, Th, TR)(Nb, Ta, Ti)_2(O, OH, F)_7$ до 7 и до 77%; лопарит $(Na, Ca, Ce)(Ti, Nb)O_3$ до 11 и до 2%.

Тантало-ниобиевые руды отличаются более высоким содержанием полезных компонентов, чем титано-тантало-ниобиевые, и более простым химическим составом. Соотношение тантала и ниобия в них может быть самое различное и определяет характер и наименование сырья — будет ли оно танталовым или ниобиевым. Содержание суммы окислов тантала

и ниобия составляет в них 0,003—0,1%. Соотношение их может колебаться от 4,5 : 1 (пятиокись тантала : пятиокись ниобия) до 1 : 12.

Руды комплексные, обычно связаны с пегматитами и содержат минералы вольфрама, олова, лития, бериллия и циркония, в слюдах имеются цезий и рубидий. Иногда цезий представлен собственным минералом — поллуцитом. При определенных, очень невысоких концентрациях эти элементы попутно могут извлекаться.

В свою очередь, тантал и ниобий могут встречаться в качестве попутных компонентов в сподуменовых, вольфрамовых и оловянных месторождениях и извлекаться из них. Разделение этих компонентов и частичное выделение тантала и ниобия в самостоятельные концентраты осуществляются в процессе обогащения.

Известны коренные и россыпные месторождения тантало-ниобатов, последние до недавнего времени являлись главным источником танталового и ниобиевого сырья. В связи с вовлечением в промышленную эксплуатацию месторождений титано-тантало-ниобиевых руд это положение изменилось. К последнему типу относятся месторождения пирохлора, микролита и лопарита.

Содержание пятиокиси тантала в микролитовых рудах может быть больше, чем в тантало-ниобиевых. Кроме того, для них характерен более обширный комплекс полезных компонентов, предопределяемый в первую очередь химическим составом самих минералов. Обязательными попутчиками являются титан, торий и редкоземельные элементы, которые извлекаются на химико-металлургических заводах. Микролитовые руды являются хорошим танталовым сырьем, но встречаются довольно редко.

В пирохлоровых и лопаритовых рудах главным полезным компонентом является ниобий. В формуле лопарита отсутствует тантал, очевидно, в связи с невысоким его содержанием, но он в нем присутствует и извлекается.

Помимо полезных компонентов, входящих в состав рудообразующих минералов, в пирохлоровых карбонатитовых месторождениях содержатся другие полезные ископаемые, являющиеся ценным сырьем, например апатиты, магнетиты и т. п. При определенных содержаниях они могут иметь промышленное значение и при обогащении выделяться в самостоятельные концентраты.

Содержание пятиокиси ниобия в лопаритовых рудах может достигать 0,3—0,4%, в пирохлоровых рудах его содержится 0,5—1,0%, а в уникальном карбонатитовом месторождении Араша в Бразилии 2,5—4%.

Другими источниками тантала и ниобия являются оловянные месторождения, где эти компоненты извлекаются из шлаков оловянных металлургических заводов.

### Руды редкоземельных элементов

Все редкоземельные элементы делятся на две группы: цериевую и иттриевую. В цериевую группу помимо церия входят лантан, празеодим, неодим, прометий, самарий, европий. К иттриевой группе относятся иттрий, гадолиний, тербий, диспрозий, гольмий, эрбий, тулий, иттербий, лютеций.

Редкоземельные элементы, хотя и относятся к «редким», в действительности в природе встречаются очень часто и находятся в рудах месторождений самых различных видов. Разнообразный характер минерального сырья редкоземельных элементов объясняется тем, что редкие земли содержатся в минералах очень сложного состава, где имеется еще несколько полезных компонентов, а в качестве попутных компонентов встречаются в ториевых, апатитовых, редкометальных, железорудных и других месторождениях.

Собственные минералы редкоземельных элементов представлены солями фосфорной и угольной кислот, иногда в смеси с фтористыми солями.

В монаците, являющемся также сырьем для получения тория, редкие земли содержатся в виде $CePO_4$, где содержание редких земель в минерале составляет 50—60%, в ксенотиме $YPO_4$ их содержится 60%, в бастнезите $CeCO_3F$ — 65—75%, в паризите $CeCa(CO_3)_3F_2$ — 45—60%.

В пирохлоре (Na, Ca, Ce) $(Nb, Ti)_3O_6(F, OH)_7$, эвксените (Y, Ca, Ce) $(Nb, Ti)O_7$ и лопарите (Na, Ce, Ca) $(Nb, Ti)O_3$ содержание редких земель колеблется от 10 до 30%.

Из месторождений собственно редких земель наиболее распространены месторождения монацита; известны месторождения бастнезитовых и ксенотимовых руд. В природе значительно большее распространение имеют редкоземельные элементы цериевой группы, чем иттриевой, поэтому месторождения ксенотимовых руд вызывают большой интерес.

Монацитовые месторождения были первыми промышленными источниками редкоземельного сырья. Содержание суммы окислов редких земель в месторождениях монацитовых руд довольно высокое — 3—6%. В россыпных месторождениях монацит встречается вместе с титаном, цирконием и другими полезными элементами и уже после обогащения получают несколько концентратов — монацитовый, рутиловый, ильменитовый, цирконовый, иногда оловянный. Однако в монаците очень низко содержание европия, потребность в котором в последнее время сильно возросла.

В последнее время увеличился спрос на иттрий, вследствие чего повысилось промышленное значение бастнезитовых и ксенотимовых месторождений. Содержание суммы окислов редких земель в них довольно высокое, примерно на том же уровне, что и в монацитовых месторождениях, но гамма редкоземельных элементов иная. В бастнезитовых рудах содержание окиси европия в 3 раза выше, чем в монацитовых. При обогащении удается выделить довольно чистые концентраты, в которых содержание суммы окислов редких земель составляет 50—60%, а в ксенотимовых концентратах только окиси иттрия содержится 60%.

Важное промышленное значение как источник редкоземельного сырья имеют комплексные руды, в состав которых входят пирохлор, лопарит, эвксенит и др. Концентраты, именуемые по названиям ведущих минералов, содержат наряду с редкоземельными элементами также тантал, ниобий, титан, уран, торий, которые извлекаются на химико-металлургических заводах. Наличие редкоземельных элементов цериевой группы известно во всех месторождениях, а распространение элементов иттриевой группы ограничено эвксенитами.

Окислы редкоземельных элементов в виде попутных компонентов широко распространены в самых различных видах минерального сырья. Крупным источником редкоземельного сырья могут служить месторождения апатитов и фосфоритов. Хотя содержание их в исходном сырье

составляет 0,01—0,1%, но они успешно могут извлекаться из отходов основного производства.

В фосфоритовых месторождениях содержатся окислы редких элементов обеих групп — и цериевой и иттриевой. Наибольшая концентрация характерна для лантана, церия и иттрия — порядка 0,011—0,015%, в 3—5 раз ниже содержание неодима, самария и празеодима, на порядок ниже содержание гадолиния, диспрозия, эрбия и на 2 порядка остальных редкоземельных элементов. Если в рудах содержатся только элементы иттриевой группы, то соотношение иттрия и прочих элементов этой группы близко к 2 : 1; если же в рудах содержатся РЗЭ цериевой группы, то тогда концентрация окиси иттрия может понижаться до 30% от общего количества окислов РЗЭ.

В месторождениях апатитов содержание суммы окислов редких земель выше, чем в фосфоритах, и составляет 0,7—1,0%, а иногда и

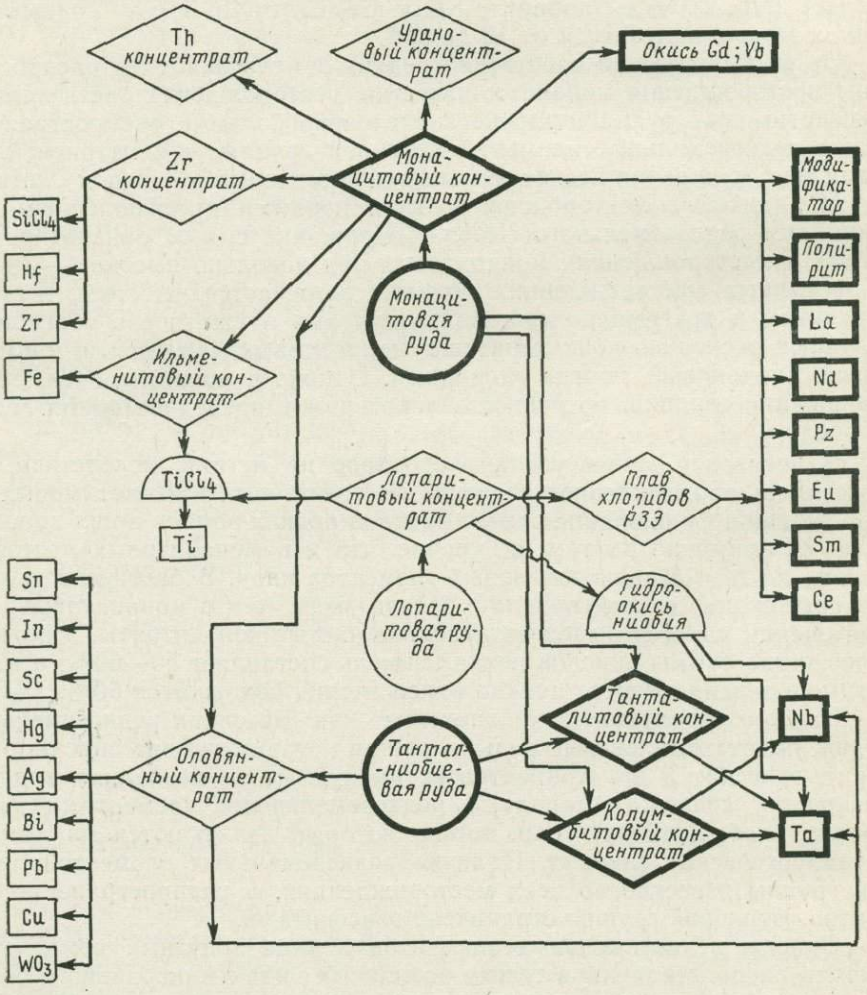



Рис. 11. Схема комплексного использования тантало-ниобиевого и редкоземельного сырья

больше. В одном из месторождений торитов содержание окислов редких земель составляет 0,75% при содержании окиси основного элемента тория тоже 0,75%. В железорудных месторождениях встречаются минералы редких земель, которые в основном связаны с апатитами. В рудах месторождения Скраб-Оукс в США содержатся минералы иттриевой группы — ксенотим и доверит, общее содержание суммы окислов редких земель составляет 1,51%; кроме того, в руде содержатся окись урана (0,09%) и окись тория (0,071%). Все эти элементы выделяются в коллективный концентрат и затем из него извлекаются все полезные компоненты.

В Финляндии редкоземельные элементы выделяют в виде концентратов при исходном содержании 1,02% суммы окислов редкоземельных элементов в богатой свинцовой руде, содержащей 4% свинца. В Австралии из прибрежных рутил-ильменит-циркон-монацитовых россыпей помимо концентратов указанных минералов начали выделять ксенотимовый концентрат. Известно наличие окислов редких земель в танталит-колумбитовых рудах.

В последнее время сырьевые ресурсы, в которых редкоземельные элементы являются попутными, приобретают все большее значение. Это объясняется тем, что в условиях неустоявшегося, очень мобильного рынка сбыта редкоземельной продукции промышленное освоение собственно редкоземельных месторождений представляется рискованным мероприятием. Использование же более бедного, но дарового сырья, каковым являются отходы уранового, железорудного, апатитового и фосфоритового производств, в условиях стабильного рынка сбыта основной продукции выглядит более надежным и эффективным.

Геолого-экономическая оценка различных видов редкоземельного сырья с учетом всего его многообразия и особенностей производства является одним из важных факторов при выборе оптимального пути развития производства редкоземельной продукции. Схема комплексного использования тантало-ниобиевого и редкоземельного сырья приведена на рис. 11.

### Циркониевые руды

Основным сырьевым промышленным источником получения циркония являются россыпные комплексные месторождения. Коренные месторождения имеют сравнительно небольшое значение, и цирконий в них является попутным элементом. Кроме того, циркониевые минералы пока являются единственным сырьевым источником получения гафния, который может находиться в них в виде изоморфной примеси.

Главным продуктивным минералом является циркон $ZrSiO_4$, в котором содержится 60% циркония и до 0,7% гафния; имеет промышленное значение и бадделеит $ZrO_2$, в котором содержится 74% основного металла и 0,1—3% гафния.

Наибольшее значение как источник циркониевого сырья имеют прибрежно-морские и аллювиальные россыпи. В них обычно присутствуют в промышленных концентрациях рутил, ильменит, монацит и циркон, иногда олово. Все эти минералы встречаются в самых различных сочетаниях, любой из них может отсутствовать, но общий характер сырья и его промышленное значение как главного вида сырья для производства циркониевой и титановой продукции и технология его переработки изменяются незначительно. Концентрация циркона в песках колеблется

в значительных пределах, иногда достигая нескольких десятков килограммов в кубическом метре песков. Минимальное промышленное содержание циркона в песках в значительной мере определяется наличием сопутствующих полезных компонентов.

В Австралии — крупнейшем поставщике рутилового и цирконового концентратов на мировой рынок,— на восточном побережье расположены россыпи, где рутил и циркон имеют доминирующее значение, но имеются также монацит, ильменит и ксенотим. Содержание рутила и циркона колеблется от 0,2 до 1%, иногда достигает 10%. В россыпях западного побережья, где основным рудным минералом является ильменит, но присутствует в промышленных концентрациях и циркон, содержание суммы тяжелых минералов в добываемых песках 1—2%, а на некоторых месторождениях даже 0,5—0,2%.

Пески представляют собой комплексное титано-циркониевое сырье, в котором оба полезных компонента являются равноправными; попутными компонентами могут быть торий, редкие земли, гафний. В процессе обогащения выделяют концентраты: рутиловый, ильменитовый, цирконовый и монацитовый; если технически возможно выделение циркония в виде собственного концентрата, то содержание его в песках является промышленным.

В коренных титано-циркониевых рудах содержание тяжелых минералов значительно выше, например на одном из месторождений в ЮАР среднее содержание тяжелых минералов составляет 9,2%, иногда достигая 30%; продуктивным минералом является циркон.

Иногда для производства циркония используется бадделеитовый концентрат, полученный либо как попутный продукт при переработке железорудных и фосфатных месторождений, либо из собственно бадделеитовой руды.

## *ГЛАВА 8.*

## ХАРАКТЕРИСТИКА СЫРЬЕВЫХ РЕСУРСОВ ПОПУТНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ, ПОЛУЧАЕМЫХ ИЗ КОМПЛЕКСНОГО СЫРЬЯ ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ

### Кадмий

В различных типах комплексных руд цинка, меди и свинца кадмий наиболее тесно связан с сфалеритом, в котором он находится в виде изоморфной примеси; содержится он также в халькопирите и галените, однако в значительно меньших количествах.

Содержание кадмия в сфалерите обычно высокое, но может колебаться в очень больших пределах — от 0,5 до 10 кг/т; содержание кадмия в халькопирите порядка 50—100 г/т, в галените — 100—150 г/т.

В мире известно всего два типа месторождений, в которых кадмий можно относить к числу основных полезных компонентов. Это небольшое месторождение сульфосоле-серебряно-кадмиевых руд в Боливии, где содержание кадмия в руде составляет 8—11%, и уникальные полиметаллические руды месторождения Цумеб в Намибии, где содержание кадмия в руде составляет в среднем 1,2%.

При обогащении соответственно своим связям с отдельными минералами кадмий распределяется между концентратами, из которых он может извлекаться (*табл. 4*).

Таблица 4

**Содержание и распределение кадмия в основных типах месторождений за рубежом [41]**

| Тип месторождения | Среднее содержание кадмия, г/т | | | |
|---|---|---|---|---|
| | в руде | в концентратах | | |
| | | медном | цинковом | свинцовом |
| Меднопорфировые | — | 55—60 | — | — |
| Медистые песчаники | 5—10 | 110 | — | — |
| Медноколчеданные | 100—200 | 240 | 1426 | — |
| Полиметаллические | 150—400 | 350 | 2380 | 610 |
| Свинцово-цинковые | 250—500 | — | 2900—2950 | 350—400 |

В процессе металлургической переработки в цинкэлектролитном производстве кадмий получается непосредственно на цинковых заводах из кадмиевых и медно-кадмиевых кеков после второй очистки растворов. На медеплавильных и свинцовых заводах кадмий извлекается из пылей металлургических агрегатов также гидрометаллургическим способом.

## Висмут

Висмут в природе встречается в составе собственных минералов висмутина, бисмутина, а также в виде самородного висмута и изоморфных примесей в сульфидах свинца, меди, железа и других металлов.

В основном висмут добывается как попутный компонент при переработке свинцово-цинковых и полиметаллических руд, где он является изоморфной примесью галенита. Обычно содержание висмута в свинцовых концентратах составляет тысячные доли процента, но может достигать и десятых долей. На металлургическом заводе висмут переходит почти полностью в свинец и требуется специальная операция, так называемое обезвисмучивание свинца, в результате которой висмут в виде дроссов, содержащих до 56% висмута, направляется на производство висмутистого свинца или висмута металлического.

Содержание висмута в медных концентратах составляет сотые и тысячные доли процента. При металлургической переработке висмут переходит в пыли металлургического агрегата и шламы электролизного рафинирования меди, откуда он может быть извлечен.

В комплексных рудах вольфрамовых, молибденовых и оловянных месторождений висмут, очевидно, присутствует в виде собственных минералов, хотя, возможно, и входит в состав сульфидов как изоморфная примесь. Содержание висмута в таких рудах значительно выше, чем в медных, а иногда и свинцовых рудах. Например, в рудах месторождения Караколес в Боливии содержание висмута в оловянно-вольфрамовых рудах составляло 0,1%, трехокиси вольфрама — 1% и олова — 5%.

В рудах вольфрамового месторождения Лос-Кондарес в Аргентине содержание трехокиси вольфрама 0,7%, висмута 0,08%.

В Южной Корее на месторождении Сат-Донг содержание висмута в вольфрамовых рудах составляло 0,05%, трехокиси вольфрама 0,7%, молибдена 0,036%. При обогащении этих руд выделяют висмутистый

концентрат. Если традиционными методами обогащения выделить концентраты не удается, то применяются гидрометаллургические методы, позволяющие получить промпродукты олова, висмута и других компонентов.

Известны и уникальные по содержанию висмута месторождения в целом или их отдельные участки. Например, в рудах висмуто-золото-медноколчеданного месторождения Джуно в Австралии содержится меди 0,4%, висмута 0,65%, т. е. больше, чем меди, золота 68 г/т; в концентрате содержание висмута достигает 11—13%. На вольфрам-висмутовом месторождении Тасна в Боливии встречаются жилы, обогащенные висмутом, в которых содержание этого элемента составляет 2—5%, доходя до 8%.

Вследствие того, что существенно обогащенные висмутом месторождения встречаются редко, основным источником сырья для промышленного производства висмута остаются комплексные сульфидные свинцово-цинковые руды.

**Индий**

Этот элемент встречается в природе исключительно в рассеянном виде. До последнего времени неизвестны его собственные минералы. В качестве примесей индий входит в большое число минералов, но наиболее высоких концентраций он достигает в сфалеритах — 0,05—1,0%, касситеритах — 0,005—0,6% и некоторых сульфостаннитах — 0,001—1,0%.

Источниками получения индия могут служить месторождения оловянно-полиметаллических касситерит-сульфидных, свинцово-цинковых, полиметаллических и медноколчеданных руд, причем индий может быть связан с оловянными, цинковыми, свинцовыми и медными минералами, а также находиться в нерудных минералах. Содержание индия в свинцово-цинковых рудах составляет 1—10 г/т, иногда до 50 г/т, в медных рудах 1—30 г/т, иногда также до 50 г/т. Следует отметить, что наличие индия в упомянутых типах руд совсем не обязательно. Извлекается индий из цинковых, оловянных, свинцовых и медных концентратов. Содержание в цинковых концентратах составляет 12—15 г/т, в свинцовых — даже 50 г/т.

При обогащении свинцово-цинковых руд индий переходит главным образом в цинковый концентрат и частично в свинцовый; суммарно извлекается в них 40—45% индия, остальной теряется с хвостами обогатительной фабрики.

При гидрометаллургическом способе производства цинка индий остается в цинковом огарке печей кипящего слоя, а при нейтральном выщелачивании примерно одна пятая индия переходит в раствор, который подвергается очистке от примесей посредством цементации на цинковой пыли, при этом индий переходит в медно-кадмиевый кек, откуда он может быть извлечен. Около 80% индия переходит в цинковые кеки, которые подвергаются возгонке обычно посредством вельц-процесса. Возгоны, содержащие свинец, цинк, кадмий, селен, таллий, индий, улавливаются и подвергаются сульфатному выщелачиванию. Сульфатный продукт или первичный концентрат, полученные из растворов от предыдущей операции, используются непосредственно для извлечения индия.

В свинцовом производстве индий при шахтной плавке распределяется между черновым свинцом, шлаком и пылью. При рафинировании

свинца посредством ликвации в первых же двух операциях очистки от меди и цинка индий на 80—90% переходит в медный продукт и окислы цинка. При плавке медистого продукта в отражательных печах получаются черновой свинец, медный штейн, шлак и пыли, причем большая часть индия переходит в два последних продукта.

Пыли и шлаки шахтных печей свинцовых заводов подвергаются сульфатизации и возгонке, а уловленные возгоны, содержащие свинец, цинк, кадмий, индий, таллий и селен, выщелачиваются, после чего из них посредством осаждения получают первичный индиевый концентрат.

Первичный индиевый концентрат растворяется, подвергается экстракции и реэкстракции, и в дальнейшем из очищенного раствора, содержащего индий, получают посредством цементации металл в виде губки, которая переплавляется в слитки чернового индия, содержание основного металла в котором 96—99%. Рафинирование чернового индия от примесей свинца, цинка, алюминия, меди, олова, кадмия и других металлов может осуществляться несколькими способами: избирательной цементацией, электрохимическими и химическими методами, вакуумной дистилляцией, зонной плавкой и вытягиванием слитка из расплава. В настоящее время наиболее распространен электролитический метод рафинирования.

Извлечение индия из свинцовых и цинковых концентратов на металлургических заводах составляет 7—37% из концентратов и 15—62,5% из редкометальных полупродуктов. В оловянных концентратах содержание индия составляет 10—125 г/т. Извлечение индия из полупродуктов оловянных заводов около 72—75%.

При обогащении медноколчеданных руд 10—15% индия извлекается в цинковый концентрат и около 35% — в медный. Содержание индия в медных концентратах до 100 г/т, но присутствие его в них необязательно. На медеплавильных заводах индий может извлекаться из пылей основных металлургических агрегатов.

При обогащении колчеданных полиметаллических руд 8—10% индия переходит в пиритный концентрат, который может рассматриваться как потенциальный источник производства индия.

### Таллий

Таллий, хотя и имеет собственные минералы — лорандит, гутчинсонит и др.— но наибольшее его количество находится в рассеянном состоянии в различных силикатах, сульфидах и алюмосиликатах. Содержание таллия в пирите 0,1—0,15%, галените — 0,005—0,01%, сфалерите — 0,01—0,5%.

Сырьевым источником таллия являются колчеданно-полиметаллические и медноколчеданные руды, в которых таллий содержится как в рудных, так и нерудных минералах: пирите, сфалерите, халькопирите, галените, кварце, серицитах, хлоритах. Наибольших концентраций таллий достигает в сфалерите и галените полиметаллических месторождений. Извлекается он из цинковых и свинцовых концентратов, в которых его содержание колеблется соответственно от 5 до 10 и от 5 до 15 г/т; в рудах содержание таллия составляет 1—10 г/т, достигая в свинцово-цинковых 30 г/т и более. Но нередко встречаются месторождения подобного типа, в рудах которых таллий отсутствует.

При обогащении сульфидных руд таллий переходит большей частью в пиритный (20—40%), свинцовый (до 35%) и медный (20%) концент-

раты, некоторая часть таллия имеется в цинковом концентрате, но значительная часть его попадает в отвальные хвосты.

При металлургической переработке медных, свинцовых, цинковых и оловянных концентратов таллий улетучивается с газами и улавливается в газоочистительных установках в тонких фракциях пыли. Например, при агломерационном обжиге свинца в пыль переходит до 50% содержащегося в шихте таллия. Он уносится с газами шахтных печей медного и свинцового производства и печей обжига цинковых и пиритных концентратов и при обжиге оловянных концентратов. В цинковом производстве таллий частично остается в огарке, откуда он переходит в раствор и при очистке последнего посредством цементации на цинковой пыли вместе с медью и кадмием осаждается в медно-кадмиевые кеки.

Из пылей и медно-кадмиевого кека таллий может извлекаться несколькими пирометаллургическими и гидрометаллургическими способами. В промышленных масштабах таллий в основном получается из пылей агломерирующего обжига и плавильных печей свинцового производства и из пылей при пирометаллургическом производстве олова. Извлечение таллия из промпродукта, поступившего на его непосредственное производство, на свинцово-цинковых заводах колеблется в пределах 25—48%, а на оловянных достигает 75—80%. Эти большие колебания на свинцово-цинковых предприятиях объясняются характером поступающего на переработку материала, технологией его переработки и аппаратурным оформлением процесса. Весьма перспективными для повышения извлечения таллия, как и для индия, представляются экстракционные и ионнообменные процессы его извлечения.

## Галлий

Из группы рассеянных элементов галлий является наиболее распространенным в земной коре. Но только в 1958 г. открыт первый собственный минерал галлия — галлит — в рудах единственного известного месторождения Цумеб, поэтому можно полагать, что галлий в природе находится практически только в рассеянном виде. Галлий всегда сопутствует алюминию, а также присутствует в сфалеритах, лимонитах и железистых охрах. В бокситах содержание галлия 0,001—0,1%, в нефелинах и алунитах — 0,001—0,04%, в сфалерите 0,01—0,1%.

В настоящее время основным промышленным источником галлия является алюминиевое сырье (нефелины и бокситы), хотя еще недавно он извлекался из полиметаллической руды, где связан в основном со сфалеритом. Содержание галлия в свинцово-цинковых рудах незначительное, редко достигает нескольких граммов в 1 т, лишь в отдельных месторождениях составляя 50—70 г/т, а в рудах большинства полиметаллических месторождений совсем отсутствует. Содержится галлий и в медных рудах, в том числе колчеданных (1—40 г/т), медноскарновых (10—15 г/т), меднопорфировых (5—13 г/т), медистых песчаниках (до 10 г/т). В цинковых концентратах его содержание не превышает 10—12%. В бокситах концентрация галлия значительно выше, и в исходной бокситовой руде она составляет 5—150 г/т.

При переработке бокситовой руды как автоклавным выщелачиванием (способ Байера), так и спеканием в ходе процесса осаждения гидроокиси алюминия из алюмината натрия гидроокись галлия осаждается позже алюминия, в связи с чем повышенная концентрация гал-

лия образуется в последних фракциях осадков, и значительное ее количество остается в оборотных маточных растворах. Эти растворы являются важнейшим источником получения галлия.

Перешедший в глинозем галлий при электролизе вместе с алюминием выделяется на катоде, и только при рафинировании методом трехслойного электролиза галлий остается в остаточном анодном сплаве.

Технология извлечения галлия из маточных растворов зависит от способа получения глинозема (методом Байера или спеканием).

Из маточных растворов, полученных методом Байера, галлий выделяется электролизом на ртутном катоде без существенного изменения в процессе электролиза алюминатного раствора, который возвращается в основной производственный цикл. Амальгамы подвергают водному выщелачиванию, и полученный раствор нейтрализуется серной кислотой и отработанным галлиевым электролитом для выделения гидроокиси галлия. Последняя обрабатывается раствором едкого натрия и поступает на электролиз. Электролитический галлий промывают водой и соляной кислотой для очистки от примесей цинка, железа и других металлов.

При методе спекания карбонизация ведется в две стадии. Во время первой стадии карбонизации галлий остается в растворе и только после второй стадии вместе с алюминием выделяется в осадок; последний для отделения галлия от алюминия подвергается обработке известковым молоком. Затем галлий переходит в раствор, из которого процессом карбонизации выделяют галлиевый концентрат, получаемый в виде осадка и содержащий 2—5% $Ga_2O_3$. Галлиевые концентраты используются для приготовления электролита, и далее галлий извлекается по описанному выше способу.

Из отходов электролитического трехслойного рафинирования алюминия, в частности анодного сплава, содержащего помимо 0,2—0,3% галлия медь, никель и кремний, галлий может выделяться различными щелочными и кислотными способами в сочетании с экстракцией и другими методами осаждения.

На практике галлий выделяется только из маточных растворов при получении глинозема. В глиноземном производстве можно выделить до 50% содержащегося в сырье галлия в маточный раствор. Извлечение галлия зависит от количества маточного раствора, выводимого из процесса без ущерба для основного производства. Алюминиевое сырье, видимо, надолго останется основным источником получения галлия.

## Селен

Известно много минералов селена, именуемых селенидами. Он встречается и в виде самородного элемента, однако наиболее распространенной формой нахождения селена в природе является изоморфная примесь в сульфидах. Наиболее часто селениды являются соединениями, в состав которых входят никель и кобальт, реже серебро, железо, сурьма, мышьяк и т. д. Содержание селена в пирите, халькопирите, арсенопирите от 0,001 до 0,01%, в галените иногда доходит до 1%, в молибдените 0,013—0,024%. Селен содержится и в других сульфидных минералах — пирротине, марказите, антимоните в концентрации до тысячных долей процента. Практически любой сульфидный минерал рудных месторождений может быть носителем селена.

Важнейшими источниками получения селена являются медноколчеданные руды, медно-цинковые, полиметаллические, в меньшей мере сульфидные свинцово-цинковые, медно-никелевые и молибденовые.

Содержание селена в сульфидных медных рудах достигает обычно 10—80, иногда 200 г/т, в меднопорфировых рудах, откуда он также извлекается, селен находится обычно в количестве 3—10 г/т. Практически неизвестны медноколчеданные руды, в которых бы отсутствовал селен. Содержание селена в медных концентратах составляет 60 г/т при извлечении около 20%, в пиритных концентратах колеблется от 30 до 100—120 г/т при извлечении от 20 до 35%.

В свинцово-цинковых рудах селен встречается значительно реже, чем в медных, и тоже преимущественно в сульфидных полиметаллических рудах. Содержание его в таких рудах колеблется от нескольких до 50 г/т, а в свинцово-цинковых рудах находится в пределах 1—10 г/т. В свинцовых концентратах содержание селена доходит до 100—300 г/т, иногда превышает 1 кг, в цинковых концентратах содержание его порядка нескольких десятков граммов на 1 т, в среднем около 40—50 г/т; суммарное извлечение в эти концентраты достигает 60—65%. В медно-никелевом концентрате содержание селена приблизительно такое же, как и в цинковом.

Наиболее важными и крупными источниками получения селена являются газовая сера, получаемая при переработке богатых колчеданных руд методом полупиритной плавки, и пиритные концентраты. Оба эти продукта используются для производства серной кислоты.

Из газовой серы селен может быть извлечен при производстве серной кислоты башенным и контактным способами. Из пиритных концентратов он извлекается только при контактном способе производства. При сжигании серы или пиритных концентратов селен уносится с пылью и улавливается в системах мокрого пылеулавливания, накапливаясь в шламах сернокислотного производства; содержание его в шламах колеблется от 3—5 до 40% при переработке пиритных концентратов и от 25 до 60% при переработке газовой серы.

Извлечение селена на различных предприятиях химической, целлюлозно-бумажной и некоторых других отраслей промышленности колеблется в чрезвычайно широких пределах, которые зависят от содержания селена в исходном сырье, от удельного веса серной кислоты, производимой на предприятии контактным способом, от систем пылеулавливания и, наконец, от организации утилизации селенистых шламов.

На медеплавильных заводах около 30—40% селена, содержащегося в медных концентратах, переходит в черновую медь, остальной селен либо улетучивается вместе с сернистыми газами при обжиге, плавке или конвертировании или переходит в шлак. Из отходящих газов обжиговых печей и конверторов селен частично попадает в улавливаемую пыль и частично уходит вместе с сернистыми газами. Из пыли селен может быть извлечен, но не извлекается, ибо в настоящее время пыль на медеплавильных заводах является оборотной.

Селен, поступающий с сернистыми газами на производство серной кислоты, переходит в шлам сернокислотного цеха, откуда он может извлекаться тем же способом, что и из шламов сернокислотных заводов. Из черновой меди селен при ее электролизе вместе с теллуром и драгоценными металлами переходит в шлам электролизных ванн.

Шлам подвергается обезмеживанию химическим методом, затем подсушивается, спекается с содой, спек подвергается водному выщелачиванию, при этом селен переходит в раствор, который фильтруется, нейтрализуется и восстанавливается с помощью соляной кислоты, далее селен осаждается и сушится. Готовый продукт получается в виде технического селена, содержащего до 95% металла.

При переработке богатых медных руд непосредственно в шахтных печах селен извлекается из тех же продуктов, что и при переработке медных концентратов, только вместо отходящих газов обжиговых печей используются сернистые газы шахтных печей.

Из свинцовых концентратов извлекается селен, который при агломерационном обжиге и шахтной плавке уносится с пылью и улавливается в мокрых электрофильтрах. Пыль, содержащая помимо селена таллий, подвергается спеканию с содой, спек выщелачивается водой, раствор, содержащий селен, выпаривается, далее нейтрализуется и затем осаждается селен. Получается селен в виде товарного технического селена. Селен из пылей свинцовых заводов может извлекаться и посредством сульфатизирующего обжига, при котором он также переходит в возгоны.

В цинковом производстве селен извлекается из обжиговых пылей посредством сульфатизирующего обжига и выщелачивания сульфатного продукта с выделением селена из растворов в осадок. Осадок спекается с содой и далее технология такая же, что и при извлечении селена из пылей свинцового производства, в конечном счете получается технический селен.

Кроме того, извлекается селен, поступивший вместе с сернистыми газами в сернокислотное производство, где он так же, как и на медеплавильных и сернокислотных заводах, переходит в шламы, откуда аналогичным способом утилизируется. На сернокислотных заводах, работающих по контактному методу, извлечение селена в шлам при переработке пиритных концентратов колеблется от 10 до 40—42%, а из газовой серы составляет около 70%. При производстве серной кислоты башенным способом извлечение селена в шлам из газовой серы составляет 58%.

Из богатых медных руд извлечение селена в газовую серу, получаемую при полупиритной плавке, составляет 70%, а 24% селена остается в черновой меди. При переработке медных концентратов селен распределяется следующим образом: 30—50% переходит в черновую медь, 10—15% уходит с сернистыми газами и пылью и 30—35% переходит в шлак.

Извлечение селена из черновой меди в шлам составляет 80%, в технический селен — 75%.

На предприятиях свинцово-цинковой промышленности вследствие тесной производственной связи свинцового и цинкового производства, особенно в части переработки различных побочных продуктов и отходов, трудно раздельно определить извлечение селена из свинцовых и цинковых концентратов. Сквозное извлечение селена от исходного сырья не превышает 10%, на некоторых предприятиях составляет 3%, а на операциях, непосредственно связанных с извлечением селена, составляет порядка 33—35%; интересно отметить, что на чисто цинковом заводе оно составляет 12%.

Селен из шламов сернокислотных заводов извлекается методом окислительного обжига или сульфидным. Селенистые шламы подвер-

таются окислительному обжигу, полученная двуокись абсорбируется с образованием селенистой кислоты, которая обрабатывается раствором бисульфата натрия, в результате чего получается технический селен. При сульфидном методе шламы обрабатываются раствором сульфата натрия, при этом селен выделяется из него продувкой воздуха. Этот метод пригоден при содержании селена не менее 25% и ограниченной примеси свинца.

Из технического селена сульфидно-циклическим методом получают химически чистый селен. Суть этого метода заключается в растворении технического селена сульфатом натрия, фильтрации, кристаллизации и сушке, затем производятся плавка кристаллов и возгонка расплавленного селена под вакуумом.

Извлечение металлического селена из шламов сернокислотных заводов составляет 80%, из технического селена — 90—92%.

## Теллур

Известно около 40 собственных минералов-теллуридов. В рудах теллур может находиться как в виде микроскопических по размерам собственных минералов, так и в рассеянном виде. Обычно в природе теллур встречается в соединениях с золотом, серебром и висмутом. Формы нахождения теллура в рудах изучены пока недостаточно. Содержание теллура в минералах, имеющее промышленное значение, следующее (в %): в пирите 0,001—0,003, галените до 0,5, халькопирите 0,001—0,01.

Теллур так же, как и селен, содержится во многих сульфидах цветных металлов, но обычно в меньших концентрациях, чем селен. Наибольшее значение для производства теллура имеют медноколчеданные руды, а также сульфидные руды месторождений никеля, свинца, цинка и других цветных металлов. Теллур значительно чаще отсутствует в сульфидных месторождениях, чем селен.

Содержание теллура в медноколчеданных рудах не превосходит первых десятков граммов на 1 т, в месторождениях сульфидов других металлов концентрация его еще меньше, в свинцово-цинковых месторождениях она порядка 1—5 г/т, в полиметаллических 1—25 г/т. В промышленных концентратах содержание теллура следующее: в медном концентрате 20—35 г/т, в пиритном 15—50 г/т, в медно-никелевом 5—7 г/т, в свинцовом 50—60 г/т, в цинковом 25—30 г/т. Извлечение составляло в медный концентрат 20%, пиритный — 15—40%, свинцовый и цинковый вместе — 65—70%. Теллур производится в виде металла только в медном и свинцовом производстве и в виде 75-процентного теллурового концентрата может получаться из пиритных концентратов.

При обогащении, металлургической и химической переработке теллур ведет себя так же, как и селен; только обычно он встречается в природе в меньших концентрациях, чем селен.

При обогащении медных руд теллур в основном переходит в пиритный концентрат, хвосты и медный концентрат, безвозвратные потери при этом составляют около 40%. При переработке медного концентрата 35—50% теллура переходит в черновую медь, откуда он впоследствии извлекается. Теллур, попавший в шлаки и пыли медеплавильных заводов, пока промышленного значения не имеет. При электролизе черновой меди теллур переходит в шлам, откуда он извлекается в виде

металла посредством сернокислотного выщелачивания кека, полученного после водного выщелачивания, последующего восстановления теллура смесью соляной кислоты и железного купороса, фильтрации, сушки, сульфатизации, выщелачивания и электролиза. Конечным продуктом является металлический товарный теллур.

Теллур из пиритных концентратов при производстве серной кислоты переходит вместе с селеном в шламы, а после очистки их от мышьяка и извлечения селена из растворов, очищенных от селена, производится осаждение теллура водой и сернистым газом, в результате чего получается теллуровый концентрат с содержанием металла 75%.

Показатели извлечения теллура на предприятиях медной промышленности довольно стабильные и составляют: из концентрата в черновую медь 35%, из черновой меди в шламы 80%, из шламов в технический теллур 30—32%.

При переработке свинцового концентрата теллур извлекается из пылей плавильного цеха. Пыли, содержащие теллур, кадмий, таллий и цинковый купорос, подвергаются сульфитизирующему обжигу; сульфатный продукт проходит щелочную обработку и фильтруется. Из раствора теллур осаждается и направляется на двухстадийное выщелачивание, затем осаждается воздухом, фильтруется, после чего получается черновой теллур. Из кека теллур осаждается, обрабатывается едким натрием, очищается от примесей железа, свинца, сурьмы и меди, фильтруется и сушится. Полученный из кека и раствора подсушенный черновой теллур рафинируется посредством вакуум-дистилляции, возгоны расплавляются, разливаются и получается чушковой металлический теллур.

Теллур, перешедший в черновой свинец, извлекается и при щелочной обработке обезмеженного свинца; при этом теллур извлекается из сплава посредством ликвации. Полученный в твердом состоянии теллурсодержащий продукт измельчается, выщелачивается и фильтруется, в результате получается теллуровый концентрат, который, как и теллуровый продукт, полученный из пыли, поступает на дальнейшую переработку.

На свинцовых заводах извлечение теллура резко колеблется в зависимости от того, из каких продуктов он извлекается. Если теллур извлекается только из пылей плавильного цеха, то извлечение его в конечную продукцию от содержащегося в исходном не превышает 2%. Извлечение теллура из плавов щелочного рафинирования свинца составляет 35%, а от всего количества, поступившего с сырьем, 12—15%.

### Рений

Рений является одним из наименее распространенных элементов, и хотя описаны три рениевых минерала, но практическое значение имеет рений, встречающийся в рассеянном виде, хотя часто и не в виде изоморфных примесей.

Содержание рения в молибдените колеблется от 0,001 до 0,540%, достигая иногда 1,88% в зависимости от типа месторождения. Наибольшее содержание его отмечается в кварц-молибденит-халькопиритовых месторождениях. В халькопирите содержание его 0,002%, в других минералах еще меньшее.

Важнейшими источниками получения рения являются медно-молибденовые и меднопорфировые руды, а также медистые песчаники. Со-

держание рения в рудах низкое (около 1 г/т), содержание в 2—5 г/т считается уже высоким. Замечено наличие рения в урановых и марганцевых рудах и углях, концентрация в них рения не превышает 1 г/т; наиболее перспективными на рений являются урановые месторождения. В концентратах содержание рения значительно повышается; так, в медном концентрате оно достигает 20—30 г/т, в молибденовом 250—450 г/т, иногда даже доходит до 1700 г/т.

Технология извлечения рения из медных и молибденовых концентратов изложена в разделе III настоящей работы, поэтому подробно на ней здесь останавливаться не будем. Отметим только, что при обогащении меднопорфировых и медно-молибденовых руд 50% рения безвозвратно теряется. При металлургической переработке медного концентрата извлечение рения достигает 50—60%. Из молибденовых концентратов и полупродуктов рений при обжиге на 95% возгоняется, уровень извлечения его зависят в первую очередь от применяемой системы пылеулавливания.

**Германий**

В природе известны германиевые минералы, из которых германит, реньерит, аргиродит имеют промышленное значение. Но наиболее часто германий встречается в рассеянном состоянии в углях и сульфидных рудах цинка, меди, свинца и железа. В собственных минералах содержание германия составляет 5—10%, в минералах, где он находится в качестве примеси, содержание его не превышает 0,01%.

В медных и свинцово-цинковых рудах содержание германия находится на уровне нескольких граммов в 1 т руды, обычно редко более 5—6 г/т, лишь иногда 10—20 г/т. В железных рудах содержание германия достигает 25—40 г/т, но присутствует в них он значительно реже, чем в рудах цветных металлов. При обогащении германий «размазывается» по всем продуктам, и значительная его часть уходит с пустой породой в хвосты. Извлечение германия в медный концентрат составляет около 25%, в пиритный 20% и свинцово-цинковый 10—12%. Поэтому повышение содержания германия в концентратах по сравнению с рудой невелико. Так, в медных и цинковых концентратах оно не превышает 10 г/т, в свинцовых составляет всего 3—5 г/т. При обогащении железных руд содержание германия в концентрате по сравнению с рудой повышается в 1,5—2 раза.

Большое значение как источники сырья германия имеют коксующиеся и энергетические угли, а также колчеданные, богатые медные и медно-цинковые руды некоторых месторождений; извлекается германий и из свинцово-цинковых руд.

Промышленные предприятия, перерабатывающие комплексную руду или извлекаемые из нее концентраты, получают германиевый концентрат, который является их товарной продукцией.

На предприятиях медной промышленности германий извлекается только из богатых медных руд, поступающих непосредственно на шахтную плавку. В результате плавки германий распределяется между продуктами следующим образом: 40% переходит в пыль, 18% — в штейн и 42% — в шлак. В пыли помимо германия содержатся цинк, свинец, кадмий и мышьяк. При конвертировании штейна в пыль переходит 10—15% находящегося в нем германия, в черновой меди остается не более 5%, а остальная часть переходит в шлак.

Первичная пыль шахтных печей, содержащая германий, брикетируется и вместе с богатой по содержанию германия золой направляется на повторную шахтную плавку, пыль которых подвергается вельцеванию. Возгоны вельцевания выщелачиваются серной кислотой, фильтруются, раствор, содержащий германий, подвергают многократной очистке и затем осаждают германий окисью магния и гидроокисью меди, в результате чего получается германиевый концентрат. Сквозное извлечение германия из сырья в германиевый концентрат составляет 42—45%.

Из свинцово-цинковых руд германий извлекается в процессе производства цинка. Он может быть получен из пылей обжиговых печей кипящего слоя и из кеков после выщелачивания цинковых огарков. Пыли перерабатываются вельцпроцессом, при этом германий переходит в возгоны в виде окислов. Возгоны подвергаются сернокислотному выщелачиванию, полученный раствор очищают от свинца и меди и затем осаждают цементацией на цинковой пыли, либо выделяют из раствора сульфид германия, который обжигают и выщелачивают серной кислотой, в результате получается германиевый концентрат. Извлечение германия из цинкового концентрата в германиевый составляет 5—10%.

Конечные стадии технологического процесса получения германия, начиная с переработки германиевых концентратов, в которых содержание германия колеблется от 3 до 60%, осуществляются специализированными предприятиями и являются одинаковыми вне зависимости от первоначальных источников сырья.

## Скандий

В природе обнаружены минералы скандия, однако встречаются они чрезвычайно редко, поэтому основными источниками скандиевого сырья являются минералы других элементов, в которых присутствует окись скандия в виде примеси. Содержание $Sc_2O_3$ в них самое различное, от следов до 1,5—2%. Скандий обнаружен в минералах урана, алюминия, железа, циркония, вольфрама, олова, редкоземельных элементов, никеля и др. В настоящее время скандий извлекается из урановых, оловянных и вольфрамовых руд, перспективными источниками сырья являются бокситы и циркониевые руды.

В бокситах содержание окиси скандия колеблется от 0,0005 до 0,01%, при переработке бокситов на глиноземных заводах скандий накапливается в красном шламе, а при комплексной его переработке он в дальнейшем переходит в белитовый шлам, откуда можно его извлекать.

В цирконе концентрация скандия достигает 0,08%, а в цирконовом концентрате его содержится 0,014—0,02%. Возможность извлечения скандия из цирконового концентрата установлена.

В касситеритах и вольфрамитах содержится 0,01—0,1% окиси скандия. Скандий при выплавке олова и производстве ферровольфрама переходит из концентратов в шлак, где его содержание повышается до 0,04—0,25%. Из шлаков экстракцией в сочетании с гидрометаллургическими методами получают скандиевый концентрат, содержащий 30% окиси скандия. Шлак выщелачивают соляной кислотой и полученный раствор подвергают экстракции и реэкстракции фтористым водородом, фторид скандия обрабатывают последовательно едкой щелочью

натрия, соляной кислотой и осаждают скандий в виде оксалата, прокаливают его и получают концентрат скандия.

При переработке вольфрамового концентрата на вольфрамовую кислоту скандий переходит в отвальные кеки, полученные от выщелачивания водой спека вольфрамового концентрата с содой. В кеках содержится 0,15—0,5% окиси скандия, а также ванадий, ниобий, тантал, торий, олово и редкоземельные элементы.

Кеки вскрываются соляной или серной кислотой, выщелачиваются водой, при этом в раствор переходят скандий и прочие содержащиеся в кеках цветные и черные металлы, затем раствор нейтрализуется аммиаком и выпавшие кеки направляются в отвал. Для очистки раствора от железа, кальция и марганца его подвергают карбонатной очистке содой. Из раствора скандий осаждают аммиаком в виде щелочи скандия, прокаливают и получают концентрат, содержащий 40—70% окиси скандия. Извлечение скандия из кека составляет 65—75%.

Концентраты скандия перерабатываются на металлический скандий металлотермией фторида или хлорида скандия, при этом удается достичь извлечения в металл 95%.

## Сера

Сера является постоянным попутчиком во многих промышленных типах руд, входя в состав сульфидных минералов тяжелых цветных металлов, молибдена и др. Обычно она содержится в рудах в виде собственных промышленных минералов пирита и пирротина, находится в алунитах. И почти из всех видов сырья она может быть извлечена. Сера, заключенная в пирите или пирротине, из медноколчеданных, свинцово-цинковых, полиметаллических, молибденовых, сульфидных никель-кобальтовых руд извлекается в концентрат соответствующего названия и далее используется в народном хозяйстве.

Сера, входящая в состав минералов цветных металлов, в основном утилизируется при их переработке из отходящих газов металлургических агрегатов. В цветной металлургии осталось небольшое количество металлургических агрегатов, из отходящих газов которых сера не утилизировалась бы на производство серной кислоты. Имеется технология использования серосодержащих газов шахтных печей медеплавильного производства для получения газовой серы.

В настоящее время сера используется из отходящих газов спекательных машин и конверторов медеплавильных заводов, агломашин свинцовых заводов, обжиговых печей «КС» цинковых заводов, металлургических агрегатов никелевых комбинатов, перерабатывающих сульфидную руду, а также после всех новых интенсивных процессов переработки сульфидных руд — кислородно-взвешенной плавки, кислородно-факельной плавки и др.

Сера, находящаяся в концентратах цветных металлов при их металлургической переработке, выполняет две функции: во-первых, она является ценным промышленным сырьем для попутного производства серной кислоты и других серосодержащих продуктов посредством утилизации ее из отходящих газов металлургических агрегатов, во-вторых, она частично заменяет топливо, являясь восстановителем, реагирует с кислородом и при этом выделяется тепло. На использовании серы как топлива базируются современные автогенные металлургические процессы.

Сера, содержащаяся в алунитах, извлекается из отходящих газов, выделяющихся при процессе восстановления в печах кипящего слоя или при прокаливании глинозема, и используется для производства серной кислоты, а также при выделении из растворов солей $K_2SO_4$ и $[NH_4]_2 \cdot SO_4$, являющихся удобрениями.

### Ванадий

Ванадий широко распространен в природе. Из руд цветных металлов он наиболее связан с титаном, особенно в коренных ильменит-магнетитовых и титаномагнетитовых месторождениях; кроме того, он находится в бокситах. Содержание пятиокиси ванадия в ильменит-магнетитовых рудах может достигать 2—2,5%.

При обогащении ильменит-магнетитовых руд ванадий переходит в железо-ванадиевый концентрат и впоследствии либо используется как легирующий элемент, либо извлекается из шлаков металлургических заводов, где концентрация пятиокиси ванадия достигает 25%.

В бокситах содержание пятиокиси ванадия колеблется от 0,001 до 0,2%. При переработке бокситов байеровским методом ванадий частично переходит в алюминатный раствор, где постепенно накапливается. Когда его концентрация достигает 0,5—0,7 г/л, он осаждается в виде черновой ванадиевой соли, содержащей 5—12% пятиокиси ванадия, а также пятиокиси фосфора и мышьяка, окись натрия, фтор и другие элементы. От последних соль очищается кристаллизацией или экстракцией, в результате чего получают либо техническую пятиокись ванадия, содержащую 88—91% основного вещества, либо чистую — с 99,9% пятиокиси ванадия.

## *ГЛАВА 9.*

## КОМПЛЕКСНЫЕ ЖЕЛЕЗНЫЕ РУДЫ — ИСТОЧНИК СЫРЬЯ *ДЛЯ ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ*

Цветные металлы нередко содержатся в железных рудах. Содержание их невелико, и они могут рассматриваться только в качестве попутных компонентов, однако вследствие крупных масштабов железорудных месторождений ресурсы цветных металлов в них представляют внушительную величину.

В железорудных месторождениях наиболее часто встречаются медь, кобальт, титан и никель, в рудах отдельных месторождений содержатся свинец, цинк, цирконий, висмут, германий и др.

Наибольший интерес с точки зрения комплексного использования сырья представляют скарно-магнетитовые и титаномагнетитовые руды, первые для получения меди и кобальта, вторые как возможные источники титанового сырья.

В высокосернистых скарновых магнетитах кобальт обычно представлен кобальтопиритом, линнеитом и глаукодотом, медь — халькопиритом, сера — пиритом, пирротином и халькопиритом. Содержание железа в них может колебаться от 15 до 50%. Рассматриваемые руды требуют обогащения с целью, во-первых, повышения содержания железа, во-вторых, максимального удаления серы. Обогащение производится сухой и мокрой магнитной сепарацией. В результате обогащения полу-

чается 64—65-процентный железный концентрат, а сульфиды цветных металлов переходят в хвосты мокрой магнитной сепарации. Флотацией по коллективно-селективной схеме из них можно получить кондиционные кобальт-пиритный концентрат с содержанием серы 49—50% и кобальта около 0,2—0,5, редко до 2%, и иногда медный концентрат, содержащий 16—25% меди. Извлечение из хвостов в концентрат серы, кобальта и меди колеблется в пределах 55—65% (от исходной руды 35—40%). Из руд некоторых месторождений удается добиться более высокого извлечения цветных металлов в концентраты, например кобальта до 60%.

Медный кондиционный концентрат можно получить из высокосернистых магнетитовых руд очень ограниченного количества месторождений. Доказана возможность и целесообразность полученных кондиционных медных концентратов из руд Высокогорского, Лебяжинского, Выйского, 1-го Каменского, Северо-Песчанского, Ново-Песчанского месторождений на Урале, Абаканского и Анзасского месторождений Хакассии, Атансорского, Куржункульского, Ирисуйского и других в Казахстане, Дашкесанского, Южно-Дашкесанского и Дамировского месторождений в Закавказье.

Возможности получения кобальт-пиритного концентрата значительно шире; помимо указанных месторождений выделение его возможно из руд Соколовского и Сарбайского месторождений в Казахстане, Шерегешевского и Таштагольского — в Горной Шории, Сиваглинского — в Восточной Сибири и др.

Извлечение кобальта и других цветных металлов, содержащихся в пиритных концентратах, связано с переработкой пиритных огарков. Исследовано несколько различных схем переработки пиритного огарка, из которых наиболее разработанными являются два — сульфатизирующий обжиг пиритного огарка с последующим его выщелачиванием и извлечением из растворов отдельных цветных металлов, а также хлоридо-возгонка с переводом цветных металлов в летучие хлоридные соединения, конденсация их и переработка гидрометаллургическими или пирометаллургическими способами. По обоим методам удается получить продукт, содержащий 60—65% железа и пригодный для доменного производства, а при переработке растворов, в которые переходит основное количество цветных металлов, можно извлечь медь, цинк, кобальт, никель. Медь и цинк обычно получают в виде солей серной кислоты, цинк может быть получен в виде окиси, кобальт в металлической форме, а никель в виде цементного железо-никель-марганцевого осадка для использования в производстве ферроникеля.

В рудах некоторых месторождений в значительных концентрациях присутствует медь, однако выделить ее в кондиционный концентрат не удается. Например, в рудах отдельных участков месторождения Сиваглы содержание меди составляет 0,2—0,5%, достигая в отдельных блоках 1,6—1,7%, однако пока удается получить концентрат, содержащий 7% меди, но в нем обнаружены лантаниды.

Промышленные концентрации свинца и цинка в качестве попутных компонентов также связаны с серосодержащими магнетитами. В рудах Соколовского, Сарбайского и других месторождений Кустанайского рудного района установлено содержание меди 0,02—0,05%, свинца 0,01—0,05%, цинка 0,02—0,07%. При обогащении хвостов магнитной сепарации по коллективно-селективной флотационной схеме из отдельных проб, в которых содержалось 5—10% серы и по 0,05—0,15% меди, свин-

ца и цинка, удалось выделить: кондиционный цинковый концентрат с содержанием цинка 45—51%, медно-свинцовый концентрат, содержащий 15—17% меди и от 2 до 8% свинца, а также кобальт-пиритный концентрат. Извлечение меди из руды в концентрат составляло 45—60%, свинца от 5 до 55%, цинка 20—50%, серы 75—80%, кобальта 60—80%.

Из руд Шерегешского и Таштагольского месторождений, в которых установлена повышенная концентрация цинка, в опытных условиях получен цинковый полупродукт, содержащий 22% цинка и 2,7% меди; извлечение цинка из руды составило 58%.

Промышленное значение могут иметь охристые железо-никель-кобальтовые руды для использования содержащихся в них никеля и кобальта. Разработано несколько схем переработки руд такого типа. Благоприятные результаты получены по схеме, включающей хлорирующий обжиг руд и флотацию в сочетании с магнитной сепарацией. После указанных операций получают коллективный концентрат, который выщелачивается серной кислотой. Оставшийся после выщелачивания железо-никелевый кек поступает на производство ферроникеля, а из раствора сернистым натрием осаждается кобальтовый кек.

При содержании в огарке кобальта 0,08%, никеля 1%, железа 38,35% получается коллективный концентрат с содержанием кобальта 0,2—0,3%, никеля — 3,2—6,3% и железа 56—58,6%. Извлечение из руды в концентрат достигает 60—90% для никеля и 60—80% для кобальта. В кобальтовом кеке концентрация его достигает 17% при извлечении из раствора 93% содержащегося в нем кобальта.

Титаномагнетитовые руды приобретают все большее значение как источник железорудного, а также ванадиевого и титанового сырья. Крупнейшим эксплуатируемым месторождением подобного типа является Качканарское, расположенное на Урале. Руды этого месторождения отличаются низким (около 16%) содержанием железа, наличием двуокиси титана (1,4—1,6%) и пятиокиси ванадия (0,15—0,2%).

В результате обогащения из руд выделяется железо-ванадиевый концентрат, содержащий 60% железа, 0,6—0,65% ванадия и 2,5—3,5% двуокиси титана. Содержащийся в руде ванадий извлекается при гидрометаллургической переработке ванадистых шлаков, в конверторах из них получают чистую пятиокись ванадия.

Извлечение титана в промышленных масштабах еще не освоено, пока ведутся лишь исследовательские работы в этой области. Исследования показали возможность выделения кондиционного ильменитового концентрата с содержанием двуокиси титана 42—45% при переработке хвостов второй и третьей стадий мокрой магнитной сепарации по флотационно-гравитационной схеме, однако титан, содержащийся в титаномагнетите, пока не извлекается.

Изучение технологии переработки титаномагнетитовых руд месторождений Восточной Сибири также пока не дало положительных результатов: удалось получить некондиционный ильменитовый концентрат, содержащий 16—25% двуокиси титана. Из титаномагнетитового концентрата (содержание двуокиси титана 8—12%) при плавке их в элекропечах с восстановителем получали чугун и титанистый шлак с содержанием всего 30% двуокиси титана. Шлак может перерабатываться существующим методом хлорирования, однако это будет стоить значительно дороже.

Для переработки некондиционного ильменитового концентрата, низкотитанистого шлака, а также исходной пироксенитовой руды предложена схема спекания сырья с концентрированной серной кислотой, с последующим выщелачиванием спека водой и селективным осаждением титана с получением двуокиси титана. По этой схеме может быть получен титановый продукт с содержанием 90—94% двуокиси титана при извлечении в него 92—94% от содержания в исходном сырье и железный продукт с содержанием 47—60% железа при извлечении около 80%. Технология комплексного использования титаномагнетитовых руд нуждается в совершенствовании.

Железные руды некоторых месторождений содержат редкие металлы и рассеянные элементы: цирконий, германий, лантаниды.

В апатит-магнетитовых рудах Ковдорского месторождения содержатся фосфор, цирконий, титан и другие полезные компоненты. Промышленными минералами являются магнетит, апатит, бадделеит. Среднее содержание железа в рудах составляет 29,5%, пятиокиси фосфора 7,0%. Магнитной сепарацией выделяется железный концентрат, содержащий 63,5—64% железа при извлечении его 90%.

Апатит и бадделеит переходят в хвосты магнитной сепарации, откуда они извлекаются в виде товарных продуктов. Вначале гравитационными методами в сочетании с магнитной сепарацией выделяют бадделеитовый концентрат, а затем из хвостов гравитации флотацией получают апатитовый кондиционный концентрат. В бадделеитовом концентрате содержится 92—94% двуокиси циркония; извлечение циркония из руды составляет 42,1%.

Для доводки бадделеитового концентрата до кондиций на чистую двуокись циркония применялись различные схемы. Магнитной сепарацией в сильном магнитном поле (17000 Э) была получена техническая двуокись циркония с содержанием 97,7—98% $ZrO_2$; при этом извлечение ее из исходного концентрата составило 95%. По схеме, включающей окислительный обжиг с последующей магнитной сепарацией в сильном поле, также была получена техническая двуокись циркония (98% $ZrO_2$) при извлечении 94,6% от чернового концентрата.

Встречаются железные руды с повышенным содержанием германия. Исследования показали принципиальную возможность комплексного использования таких руд с попутным получением германия; этого можно достигнуть в результате выделения на стадии обогащения железо-германиевого концентрата и специальной его переработки на губчатое железо с попутным извлечением германия в товарный продукт. Источником получения германия могут служить также пыли сталеплавильного производства.

РАЗДЕЛ IV.

# ПРОМЫШЛЕННОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ КОМПЛЕКСНОГО СЫРЬЯ В ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ

Ассортимент полезных компонентов, входящих в тот или иной тип комплексных руд, варьирует в очень широких пределах. Кроме того, комплексные руды, в том числе промышленные и непромышленные, различаются по характеру примесей, гранулометрическому и минеральному составу. В природе очень трудно найти два идентичных месторождения по химическому, минеральному, гранулометрическому составу руд и содержанию полезных компонентов в них.

Большое разнообразие рудного сырья цветной металлургии обусловливает большие различия технологических схем его переработки. Как правило, переработка всех руд месторождений цветных металлов проходит две основные стадии: обогатительную и металлургическую, и лишь иногда — одну металлургическую. Причем непосредственно металлургической переработке подвергаются либо богатые по содержанию руды, количество которых быстро сокращается, либо руды технически необогатимые (никелевые окисленные руды и др.). В последнее время разработаны металлургические схемы переработки сложных комплексных руд. Большая часть сырья цветной металлургии проходит две стадии переработки. В применяемых промышленностью технологических схемах обогатительные и металлургические процессы все более сближаются и переплетаются друг с другом.

К обогатительным процессам относятся процессы, не влекущие за собой изменения химического и минерального состава сырья. В основе их лежит использование различных физических свойств минералов и химических элементов — удельного веса, электромагнитности, электростатичности, радиационности, смачиваемости поверхности и т. п. Так, в качестве обогатительных применяются гравитационные процессы — отсадка, разделение на столах, классификация, обогащение в тяжелых средах, электромагнитные — электромагнитная и электростатическая сепарации, радиометрия и особенно флотация — процесс, основанный на различии физико-химических свойств поверхности минералов, их способности контактирования с водой и пузырьками воздуха.

К металлургическим процессам относятся операции, связанные с разрушением минералов, переводом металлов из одного химического соединения в другое и в конечном счете с выделением того или иного металла в чистом виде или реже в виде стандартных химических соединений.

Все металлургические процессы можно разделить на пирометаллургические и гидрометаллургические. Первые основаны на разложении минералов в результате разрушения их с помощью высоких температур, перевода составляющих шихты в жидкую или газообразную фазу, обработкой их соответствующими реагентами и выделения из них продуктов с наибольшей концентрацией того или иного элемента или выжигания и перевода вредных примесей в состояние, отличное от состояния полезного компонента (шлак, пыль, газ). Гидрометаллургические про-

цессы основаны на вскрытии минералов сильно действующими реагентами, переводе полезных компонентов в растворимые или нерастворимые соединения, разделении твердых и жидких фаз с последующей кристаллизацией или электролизом растворов для выделения чистых полезных компонентов. В последнее время все более широко распространяются сорбционные, ионнообменные и экстракционные методы выделения полезных компонентов из растворов.

В металлургических процессах в качестве реагентов могут использоваться кислород, кокс, уголь, сера, хлор, кислоты, щелочи, соли, органические соединения, цветные металлы и другие продукты.

В последнее время в схемы обогащения начинают вводиться металлургические процессы, например обжиг, сульфидирующий обжиг, выщелачивание и др., с целью изменения химического состава руд для осуществления процессов обогащения. В свою очередь, в металлургических схемах применяются операции классификации, электромагнитных сепараций, флотации для переработки полупродуктов металлургического производства.

Для переработки руд определенного типа месторождений и даже руд одного месторождения могут быть использованы несколько технологических схем, отличающихся либо коренным образом, либо отдельными переделами или другими частями схем. Например, сульфидные цинковые руды могут перерабатываться пирометаллургическим способом и гидрометаллургическим. Обжиг цинковых концентратов можно осуществлять в печах кипящего слоя, во вращающихся многоподовых печах, во взвешенном состоянии. Рафинирование чернового свинца можно производить по полной схеме, включающей две-три стадии обезмеживания, обестеллурирование, щелочное или окисленное смягчение в одну-две стадии, обессеребрение в одну-три стадии, вакуумное обесцинкование, обесвисмучивание в одну-две стадии, окончательное рафинирование или по сокращенным схемам, включающим две-три операции с различным количеством стадий в зависимости от характера перерабатываемого сырья и наличия примесей в них. То же можно сказать и про схемы обогащения.

Выбор того или иного технологического процесса предопределяется многими факторами: характером и составом сырья, наличием источников энергии и ее стоимостью, ценностью основных компонентов, спросом на различные продукты, которые могут быть получены при переработке сырья, уровнем технического состояния производства, комбинированием и кооперированием предприятий, размещением предприятия и т. д. В одних условиях предпочтительнее выглядят одни схемы, в других — другие. Можно лишь выделить основные технологические схемы, которые нашли или приобретают наибольшее промышленное распространение, но и они на отдельных участках или операциях существенно могут отличаться друг от друга.

Для понимания вопросов экономики комплексного использования минерального сырья необходимо иметь ясное представление, как ведут себя отдельные полезные компоненты в технологическом процессе, на каких стадиях они выводятся из основного процесса, каковы особенности технологии извлечения попутных компонентов, какие технологические процессы являются комплексными и какие индивидуальными, в каком виде получаются продукты, содержащие полезные компоненты, каково извлечение полезных компонентов. Исходя из этих соображе-

ний, ниже дана характеристика основных технологических схем переработки различных видов сырья цветной металлургии.

Так как задача схем — показать все возможности комплексного использования того или иного сырья, т. е. извлечение всех компонентов, которые могут находиться в промышленных концентрациях, то они являются комбинированными: какая-либо действующая технологическая схема расширена за счет соответствующих ветвей из схем других предприятий. В основу схем, как правило, взяты технологические схемы наиболее распространенного способа производства, принятые на наиболее современных предприятиях.

При наличии существенных различий в переработке и особенно при комплексном использовании сырья приводится несколько схем, дублирующие части которых указаны на одной из них. Содержания и извлечения отдельных полезных компонентов даются в интервалах, поскольку они зависят от концентрации и форм нахождения их в рудах. Чтобы избежать излишнего усложнения схем, операции, многократно повторяющиеся, показываются на схеме один раз, если это не требуется для пояснения характера комплексного использования сырья. На схемах указаны только основные реагенты, поступающие в процесс.

## *ГЛАВА 10.*

## ОСОБЕННОСТИ КОМПЛЕКСНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ МЕДНЫХ РУД

Комплексные медные руды могут содержать до 15 попутных полезных компонентов, в том числе цветные и благородные металлы, редкие и рассеянные элементы, серу.

Большая часть попутных элементов утилизируется при металлургической переработке на последней ее стадии — рафинировании. При обогащении могут выделяться помимо медного пиритный, цинковый, оловянный и молибденовый концентраты. Поведение прочих попутных элементов в процессах обогащения предопределяется их связью с основными рудными минералами: специальных обогатительных операций для повышения их извлечения не производится.

Основным процессом обогащения медных руд является флотация, однако технологические схемы отличаются друг от друга в зависимости от типа руд и наличия попутных компонентов, извлекаемых в собственные концентраты. При выборе схемы обогащения особенно важны наличие окисленных руд и их удельный вес в поступающем сырье на обогатительную фабрику. Для обогащения собственно окисленных руд известны комплексные обогатительно-металлургические схемы.

На рис. 12 и 13 представлены типичные схемы обогащения медных руд разных типов.

Технологические схемы обогащения медистых песчаников и меднопорфировых руд, если последние не содержат молибдена в достаточной концентрации, очень просты и представляют собой различные варианты стадиальной медной флотации с многочисленными перечистными операциями.

При стадиальном обогащении на различных стадиях проводится обогащение различных фракций (по крупности) измельченного материала. Это позволяет, во-первых, на разных стадиях выделить часть товарной продукции, во-вторых, сократить объем измельчаемого материа-

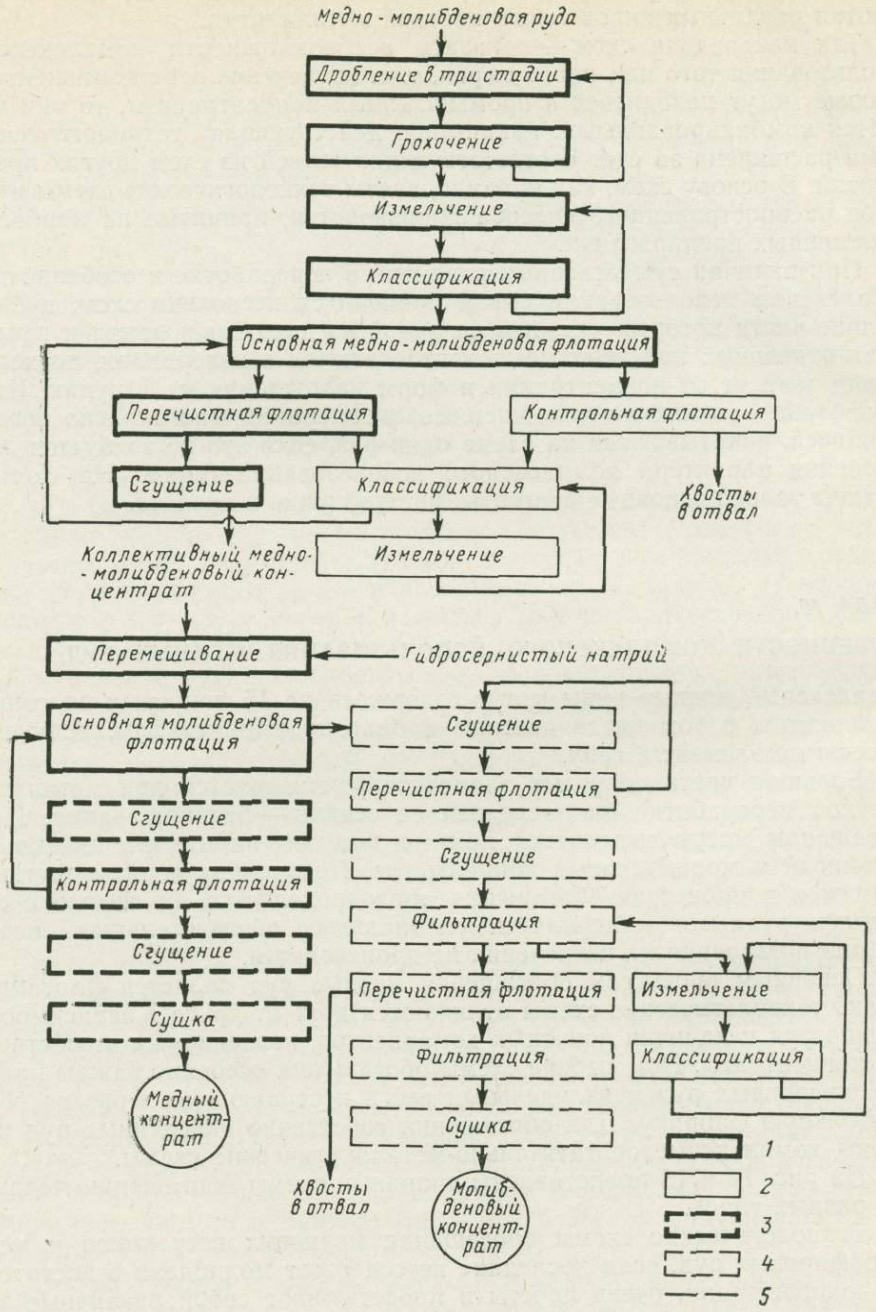



Рис. 12. Типичная схема обогащения медно-молибденовых руд.

Условные обозначения к рис. 12—45: *1* — комплексные операции основного технологического процесса; *2* — комплексные операции для получения попутной продукции и по доизвлечению основных компонентов; *3* — индивидуальные операции для получения основного компонента; *4* — индивидуальные операции для получения попутных компонентов; *5* — возможные варианты технологической схемы

ла, в-третьих, вести флотацию однородного по гранулометрической характеристике материала и тем самым повышать эффективность всего процесса обогащения.

Извлечение меди из медистых песчаников превышает 90%, причем получается наиболее богатый медный концентрат, содержащий свыше 40% меди. Извлечение меди из меднопорфировых руд немного ниже, но тоже достигает внушительной величины (85—90%), однако концентраты получаются менее богатые — с 20—25 и даже 16—18% меди.

При наличии в меднопорфировых рудах промышленной концентрации молибдена переработка руд ведется по схеме, аналогичной той, которая изображена на рис. 12, с другими реагентами, в результате чего получают коллективный медно-молибденовый концентрат. Медно-молиб-

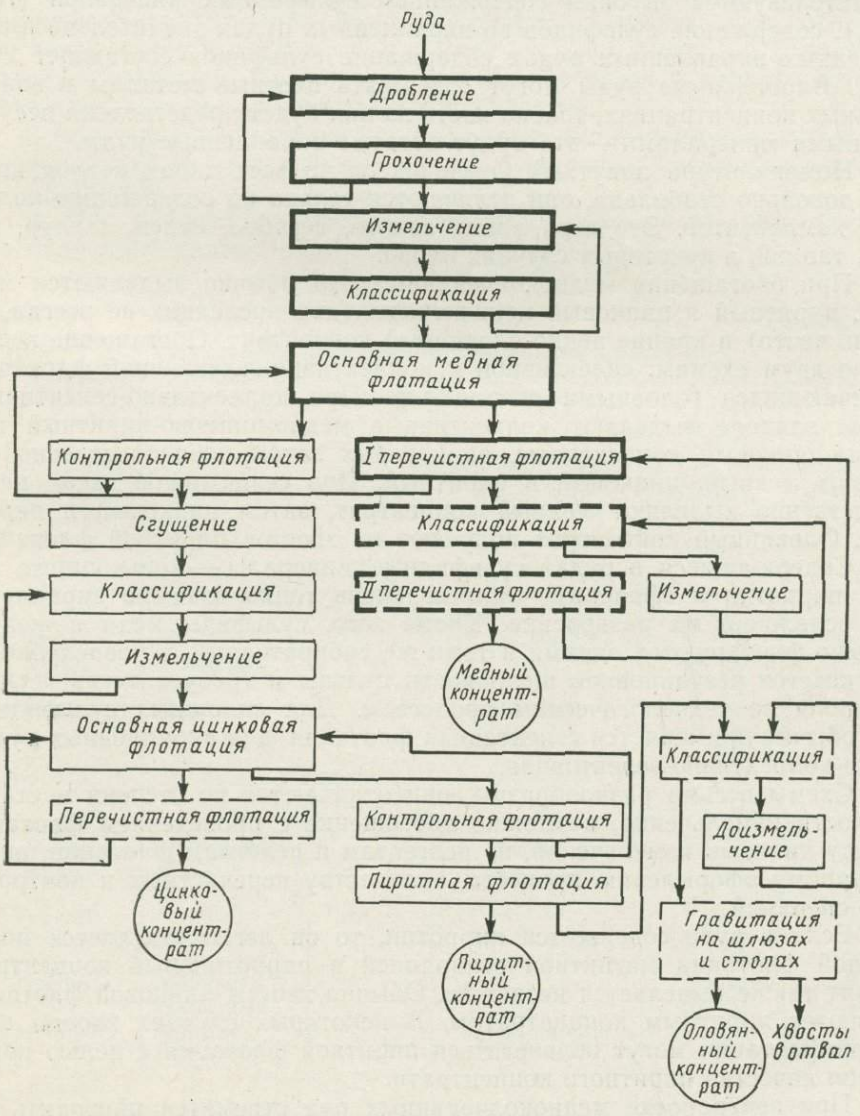



Рис. 13. Типичная схема обогащения медноколчеданных руд

деновый концентрат подвергают молибденовой флотации, слив (содержащий молибден) сгущают, подвергают трем перечисткам с доизмельчением концентрата, и после последней перечистки, фильтрации и сушки получают молибденовый концентрат с содержанием молибдена 54—58% или промпродукт с 16—30% молибдена. Слив молибденовой флотации (содержащий медь) после контрольной флотации сгущается, сушится и получается медный концентрат, содержащий 22—25% меди, иногда и более богатый. Извлечение молибдена из руды в товарный продукт колеблется от 40 до 70% и меди от 80 до 90%.

Схемы обогащения медноколчеданных руд более сложны. Все медноколчеданные руды разделяются на сплошные и вкрапленные, которые, в свою очередь, делятся еще на богатые и бедные. Сплошные руды характеризуются высоким содержанием сульфидных минералов (75—95%), содержание сульфидов во вкрапленных рудах значительно ниже. В бедных вкрапленных рудах содержание сульфидов составляет 20—30%. Вкрапленные руды могут содержать цветные металлы в значительных концентрациях, только часть из них будет представлена несульфидными минералами — это будут богатые вкрапленные руды.

Номенклатура попутных компонентов во всех типах колчеданных руд довольно стабильна, они отличаются только по содержанию полезных компонентов. Это сера, цинк, золото, серебро, селен, теллур, индий, таллий, в некоторых случаях олово.

При обогащении медноколчеданных руд обычно выделяются медный, пиритный и цинковый концентраты (два последних не всегда, но очень часто) и крайне редко оловянный концентрат. Обогащение ведется по двум схемам: селективной и коллективно-селективной флотации, отличающихся головными операциями. При коллективно-селективной схеме вначале выделяют коллективные медно-цинково-пиритный или медно-цинковый концентраты, из которых затем последовательно получают медный, цинковый и пиритный. При селективной схеме непосредственно выделяют медный концентрат, затем цинковый и пиритный. Оловянный концентрат получают из хвостов пиритной флотации.

Содержащиеся в рудах сульфидные минералы — халькопирит, пирит, пирротин и сфалерит — обычно очень тонко взаимно вкраплены, что осложняет их разделение. Кроме того, сульфиды меди и железа хорошо флотируются одними и теми же собирателями, а разделение их достигается регулировкой щелочности пульпы и требует очень четкого контроля за технологическим процессом. Для сплошных сульфидных руд обычно применяется селективная флотация, для вкрапленных руд — чаще коллективно-селективная.

Схемы весьма разнообразны, они отличаются по степени и стадиальности измельчения, возможно обогащение с проведением флотации между циклами измельчения, по реагентам и режимам флотации, аппаратурному оформлению процесса, количеству перечистных и контрольных операций.

Если в руде содержится пирротин, то он легко отделяется после медной флотации магнитной сепарацией в пирротиновый концентрат. Пирит также выделяется несложно. Обычно хвосты цинковой флотации являются пиритным концентратом. В некоторых случаях хвосты цинковой флотации могут подвергаться пиритной флотации с целью повышения качества пиритного концентрата.

При переработке медноколчеданных руд стремятся проводить измельчение в несколько стадий, чтобы не переизмельчить руду и не по-

высить выход шлама, что отрицательно влияет на процесс флотации. Для этой цели на некоторых предприятиях применяют обогащение в тяжелых средах, в цикле первичного измельчения и при классификации в гидроциклоне выделяется богатый сульфидный продукт, который направляется непосредственно на медную флотацию, не подвергаясь коллективной флотации. Перед перечистными и контрольными флотациями осуществляют доизмельчение черновых концентратов.

При наличии в рудах свинца он обычно выделяется в коллективный медно-свинцовый концентрат и может быть утилизирован при его переработке.

Сопутствующие золото и серебро, а также рассеянные элементы в процессе обогащения распределяются между концентратами и хвостами в самых различных пропорциях. Драгоценные металлы из медного и цинкового концентратов, как и рассеянные элементы, при последующей переработке извлекаются, а те, что уходят в пиритный концентрат и хвосты, теряются. Исключение составляют селен и теллур, которые могут извлекаться и из пиритных концентратов.

В настоящее время известна технология извлечения цветных металлов из пиритного концентрата, однако в широких масштабах она еще не применяется.

В табл. 5 показано поведение полезных компонентов при обогащении медноколчеданных руд.

Таблица 5

**Показатели обогащения медноколчеданных руд**

| Металл | Получаемые концентраты | Содержание в руде, % (золота, серебра и рассеянных элементов, г/т) | Содержание в концентратах, % (золота, серебра и рассеянных элементов, г/т) | Извлечение в концентраты, % |
|---|---|---|---|---|
| Медь | Медный | 0,5—2,2 | 16—28 | 75—92* |
| Цинк | Цинковый | >1,5** | 48—55 | 75—90 |
| » | » | 0,3—1,5 | 45—50 | 35—55 |
| Сера | Пиритный | 25—40 | 45—50 | 85—95 |
| » | » | 12—18 | 45—50 | 80—83 |
| » | » | 6 | 48 | 68 |
| Золото | Медный и цинковый | 0,2—0,8 | — | 12—22 |
| » | » | >1,0 | — | 78—85 |
| Серебро | » | 10—80 | — | 30—85 |
| Олово | Оловянный | 0,3 | 25—55 | 60 |
| Индий | Медный | 1—30 | — | 35 |
| | Цинковый | | — | 12 |
| Таллий | Медный | — | — | 20 |
| Селен | Медный | 10—80 и т. д. до 200 | 30—120 | 20 |
| | Пиритный | | 25—100 | 35 |
| Теллур | Медный | 10—70 | 20—35 | 20 |
| | Пиритный | | 15—50 | 40 |
| Германий | Медный | 5—6, иногда до 10—20 | — | 25 |
| | Пиритный | | — | 20 |

* На некоторых предприятиях достигнуто 98% извлечения меди.
** Встречаются руды с 8% цинка.

Наличие в рудах окисленных минералов серьезно затрудняет флотацию и требует предварительной обработки руды. Последняя заключается в сульфидизации медных окисленных минералов, что достигается с помощью сернистого натрия или сернистого бария, после чего окисленные медные минералы легко флотируются.

Для обогащения окисленных руд применяется флотационно-гидрометаллургический метод. Руда обрабатывается серной кислотой, окисленные медные минералы растворяются, затем они цементируются губчатым железом и флотируются.

Гидрометаллургический процесс извлечения меди, в частности цементация, приобретает все большее промышленное распространение для доизвлечения меди из отходов производства: рудничных вод, а также промышленных стоков обогатительных фабрик, металлургических и рафинировочных заводов. Процесс этот прост, относительно недорог и позволяет эффективно извлекать медь из растворов с очень невысоким ее содержанием.

До недавнего времени медные концентраты перерабатывались в основном плавкой в отражательных печах с предварительным агломерирующим обжигом и без него. Богатые сульфидные руды, не загрязненные цинком, непосредственно плавились в шахтных печах методами пиритной или полупиритной плавки (рис. 14).

В настоящее время шахтная плавка богатых медноколчеданных руд вследствие их исчерпания почти везде прекращена. Однако было разработано и освоено промышленностью несколько новых прогрессивных методов переработки медных концентратов. В основе их лежала интенсификация процесса плавки за счет применения кислорода, создания условий для лучшего контакта шихты с воздействующими реагентами и средой, за счет использования серы в качестве топлива в пирометаллургических процессах. Разработаны сорбционные схемы извлечения меди из бедных руд, рудничных вод и промышленных вод.

С точки зрения комплексного использования сырья принципиальных различий новая металлургическая технология не вносит, изменяется лишь степень использования попутных компонентов, поэтому мы ограничимся приведением на рис. 15 основной технологической схемы отражательной плавки.

На медеплавильном переделе утилизируются сера, рений, цинк, свинец, висмут, а также тепло, выделенное от сжигания серы. Золото, серебро, селен и теллур переходят в черновую медь и извлекаются при ее рафинировании. При агломерирующем обжиге используется только сера в отходящих газах. Газы очищаются от пылей, последние возвращаются на шихтование, а газы идут на производство серной кислоты.

Запыленные горячие газы отражательной плавки отдают тепло в котлах-утилизаторах, очищаются от пыли и при интенсификации процесса плавки кислородом используются для выделения сернистого ангидрида. Без применения кислорода в отражательной плавке отходящие сернистые газы содержат 1—2% $SO_2$, и использование их для производства какой-либо серной продукции до недавнего времени было нерентабельно. В настоящее время разработаны эффективные технологические схемы утилизации газов с концентрацией сернистого ангидрида 1,5—2,5%.

Шлаки отражательных печей, представляющие собой отходы металлургического производства, также приобретают промышленное значение в качестве сырья для производства каменнолитых изделий, шла-

кового щебня, дорожной брусчатки, после доизвлечения из них полезных компонентов на шлаковозгоночных установках.

В результате конвертирования получается основной продукт — черновая медь, а из отходящих газов утилизируются тепло, сера для производства серной кислоты, а также содержащиеся в пылях электрофильтров полезные компоненты — свинец, висмут, цинк, рений, иногда индий, таллий.

Извлечение меди из концентратов в черновую медь составляет около 90%, серы в серосодержащую продукцию до 60% в зависимости от применения кислорода и пылеулавливающих систем. Рассеянные элементы распределяются по всем продуктам и полупродуктам медеплавильного завода, в связи с чем извлечение их от содержащихся в концентрате не превышает 20—30% и только для германия при непосредственной металлургической переработке богатых медноколчеданных руд достигает 50% от содержания в исходном сырье.

Использование кислорода в металлургии меди позволяет повысить извлечение меди на 3—4% (абс.) и серы на 10—12%. Применение более интенсивных методов ведения металлургического процесса — кислородно-факельной плавки, кислородновзвешенной циклонно-электротермической электроплавки — не вносит принципиальных изменений в технологию извлечения попутных компонентов, лишь несколько повышая процент извлечения меди и сопутствующих компонентов: меди — с 90—92 до 98—98,2%, серы — с 60 до 70%.

Интенсификация основных металлургических процессов, очевидно, увеличит выжиг селена и теллура из черновой меди, и тем самым понизится степень их промышленного использования. Однако не исключено, что при этом содержание данных элементов в других продуктах плавки, например пылях достигнет концентрации, которая позволит эффективно их извлекать.

При рафинировании черновой меди попутно извлекаются золото, серебро, селен и теллур. Все эти элементы в процессе электролиза остаются в шламе электролизных ванн, откуда успешно извлекаются. Шлам электролизных вани обезмеживается, и затем из него выделяют в раствор вначале селен, а затем теллур. Из очищенного от всех примесей шлама выплавляют золото-серебряный сплав. Из отработанного электролита доизвлекают медь, а также никель, если таковой имелся в исходном сырье. Медь обычно получают в виде медного купороса, а никель — в виде сульфата никеля (рис. 16).

Вопросы комплексного использования цинковых и оловянных концентратов будут освещены ниже.

Получаемый в результате комплексного использования медных руд пиритный концентрат наиболее широко используется для производства серной кислоты. Пиритный концентрат подвергается обжигу с целью перевода серы в сернистый газ, из которого после его очистки от пыли получают серную кислоту одним из стандартных способов — башенным или контактным. Из шламов газоочистительных установок извлекаются селен, теллур и, если имеется, мышьяк. Первые два в виде металлов, мышьяк в виде стандартных соединений. В огарке остаются железо, а также медь, цинк, никель, кобальт, кадмий и другие металлы. Огарок может служить непосредственно железорудным сырьем для заводов черной металлургии. Для повышения комплексности использования содержащихся в огарке полезных компонентов более целесообразно подвергнуть его хлорирующему обжигу с выделением в виде по-

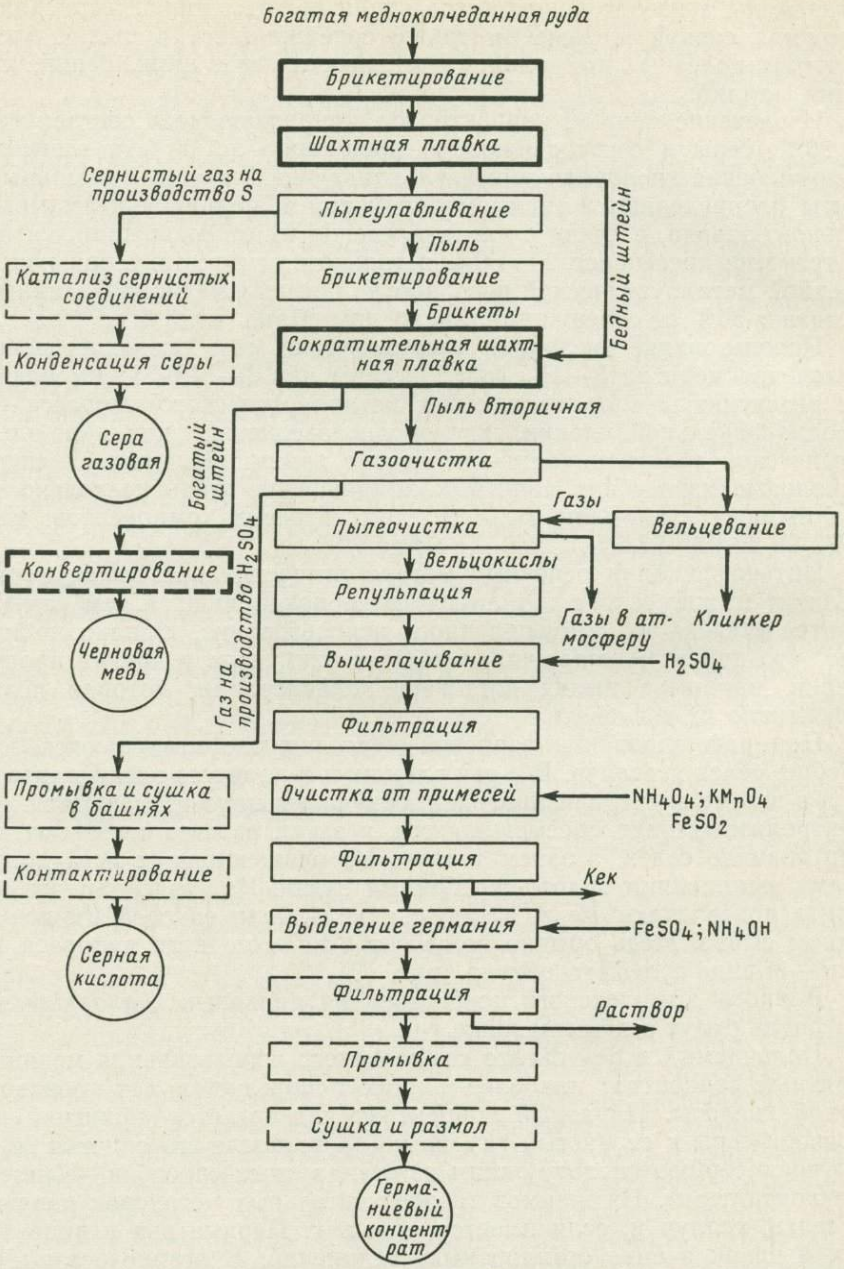



Рис. 14. Технологическая схема переработки богатых медноколчеданных руд методом полупиритной плавки

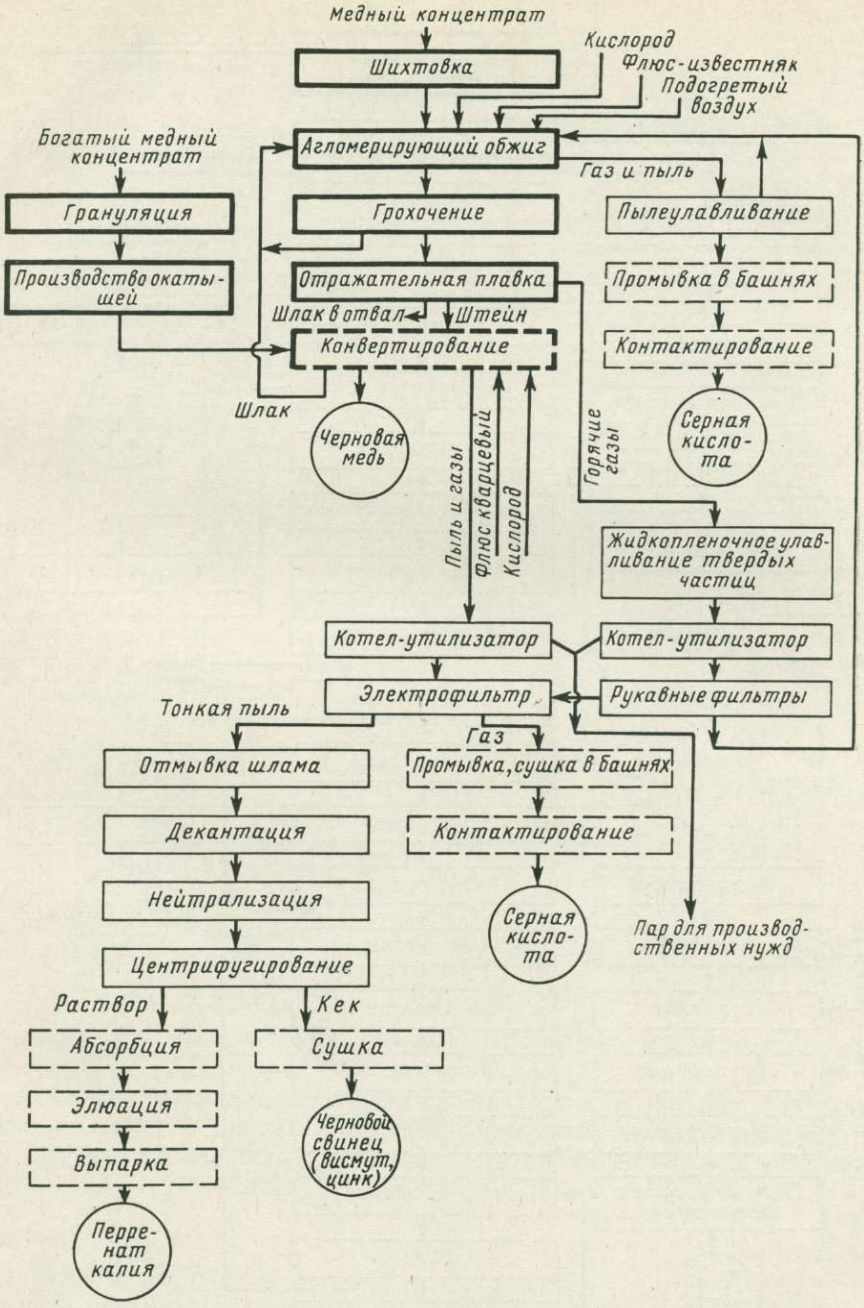



Рис. 15. Технологическая схема переработки медных концентратов

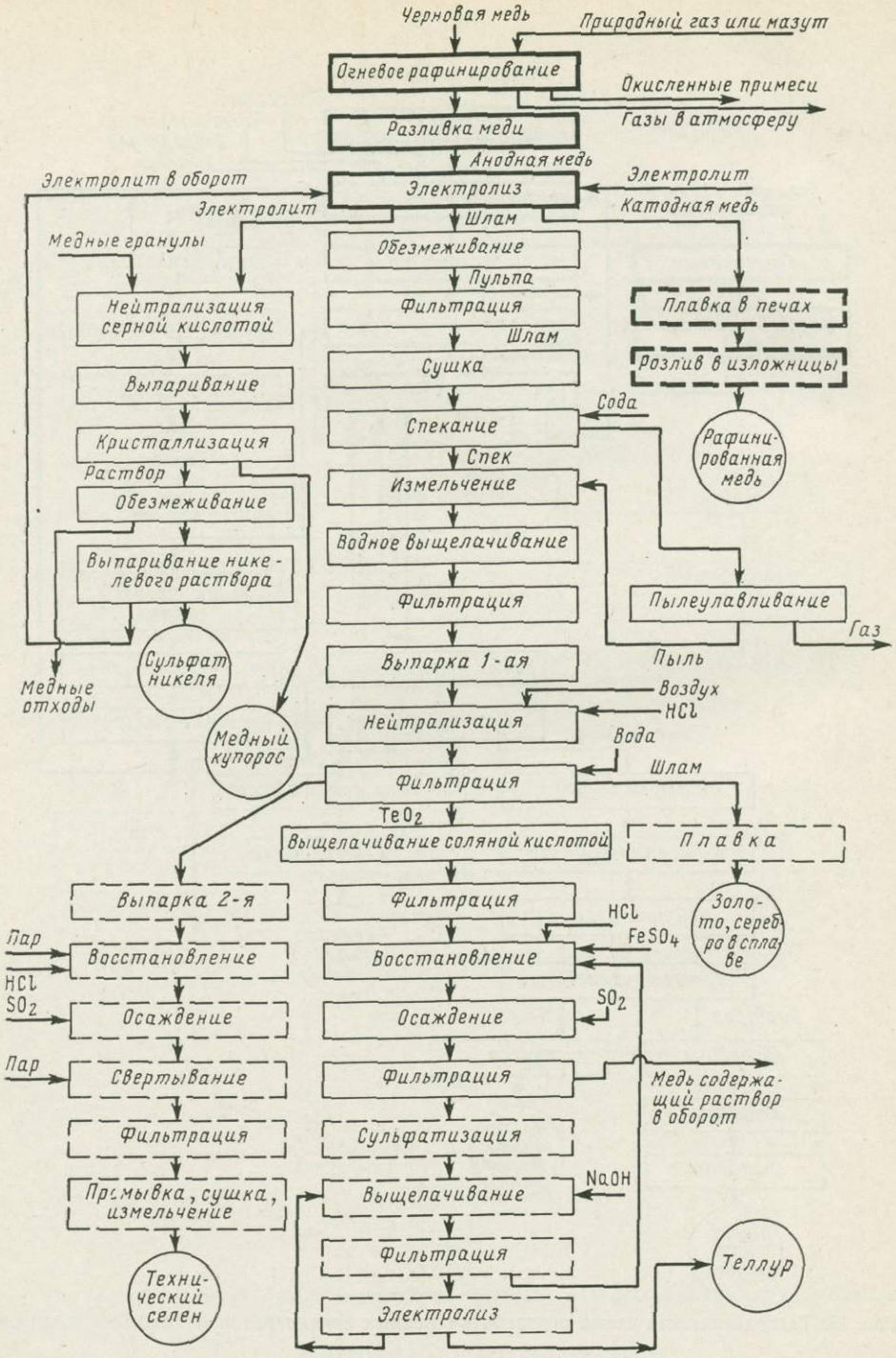



Рис. 16. Технологическая схема рафинирования черновой меди

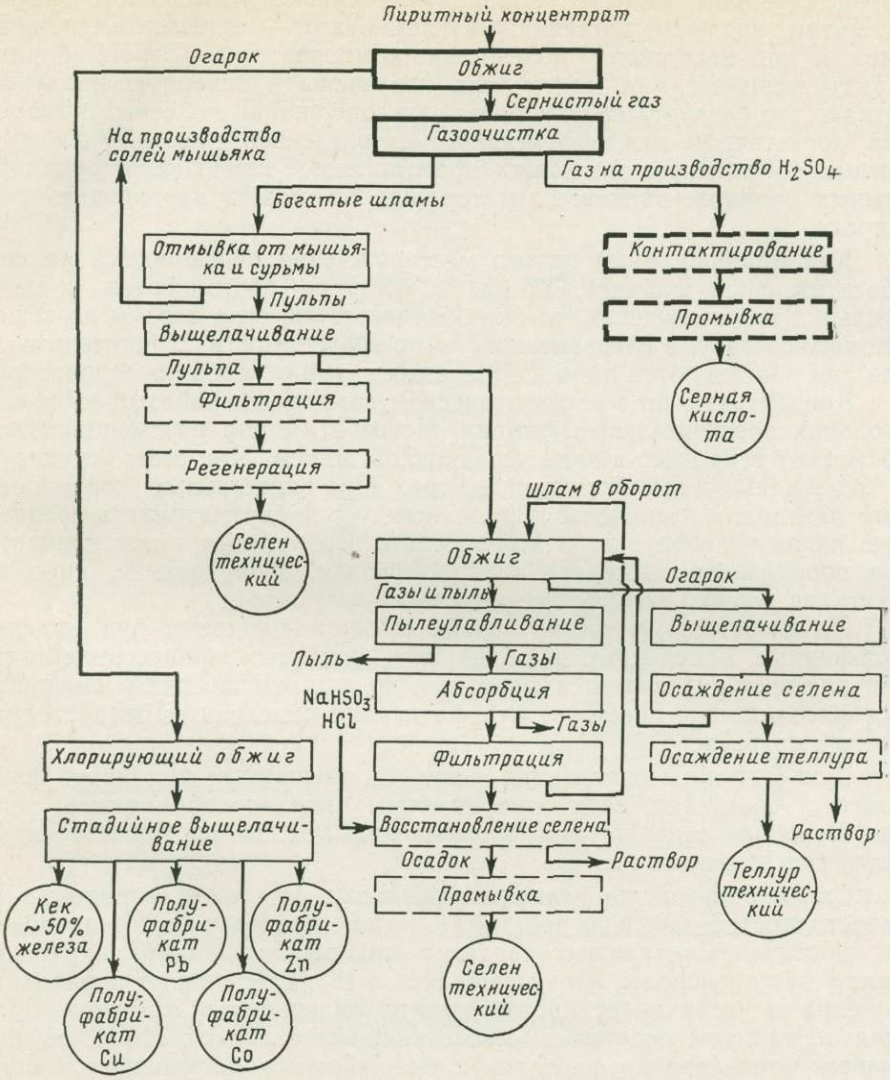



Рис. 17. Возможная технологическая схема переработки пиритных концентратов

лупродуктов или соединений меди, цинка, свинца, никеля, кобальта, кадмия, висмута и других, при этом железосодержащий продукт по-прежнему может служить сырьем для предприятий черной металлургии (рис. 17).

## *ГЛАВА 11.*

## ОСОБЕННОСТИ КОМПЛЕКСНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ СВИНЦОВО-ЦИНКОВЫХ РУД

Среди прочих руд цветных металлов свинцово-цинковые руды выделяются наиболее обширным (более 20) количеством сопутствующих компонентов, в том числе медью, оловом, драгоценными металлами — зо-

лотом, серебром, малыми металлами — сурьмой, мышьяком, ртутью, висмутом, кадмием, рассеянными элементами — индием, таллием, галлием и др., нерудными полезными компонентами — серой, баритом. Практически все они могут быть извлечены в товарную продукцию. Однако это следует делать только при содержании полезных компонентов, достаточном для эффективного их извлечения, поэтому набор полезных компонентов, имеющих промышленное значение, в рудах различных свинцово-цинковых месторождений может варьировать очень широко.

Как правило, руды одного месторождения обогащаются на своей обогатительной фабрике. Когда на фабрике обогащаются руды нескольких месторождений, то они объединяются, если сходны по вещественному составу, а следовательно, и по обогатимости. В противном случае они обогащаются либо в отдельных секциях, либо последовательно.

Концентраты на металлургическом заводе перерабатываются с нескольких обогатительных фабрик. Перед этим они перемешиваются и поступают в процесс в виде усредненной шихты. При этом усредняется и содержание полезных компонентов. При уникальных содержаниях того или иного компонента в рудах следует предусматривать специальную их переработку: либо выделяя для переработки таких концентратов определенное основное технологическое оборудование, либо осуществляя периодическую переработку такого сырья.

По химическому составу среди свинцово-цинковых руд выделяют сульфидные, окисленные и смешанные. Основным процессом обогащения для всех руд является флотация, но для окисленных и смешанных руд флотации предшествует сульфатизация окисленных разностей сернистым натрием.

Сульфидные и окисленные разности смешанных руд могут флотироваться совместно, если одна из форм имеет преобладающее значение. Если они содержатся в соотношении 1 : 1, то флотация их проводится селективно.

Схема обогащения свинцово-цинковых, а также свинцовых руд представляется довольно простой. В голове процесса может проводиться обогащение в тяжелых средах с выделением значительного количества пустой породы, что удешевляет весь последующий процесс обогащения и увеличивает производственную мощность фабрики. Далее, если обогащение ведется по коллективно-селективной схеме, осуществляется коллективная флотация с выделением коллективного концентрата и отвальных хвостов. Коллективный концентрат поступает на основную свинцовую флотацию, в результате которой выделяется свинцовый концентрат, а хвосты идут на основную цинковую флотацию, где, в свою очередь, получается цинковый концентрат, а хвосты направляются на пиритную флотацию для получения пиритного концентрата. На различных стадиях технологического процесса производится доизмельчение промпродуктов.

Свинцово-цинковые руды могут обогащаться и методом селективной флотации, тогда измельченный продукт поступает сразу на свинцовую флотацию и далее перерабатывается по схеме, аналогичной при коллективно-селективной флотации (рис. 18).

Разделение свинцовых и цинковых минералов может быть осуществлено несколькими методами с применением различных реагентов и депрессоров. Обычно проводится флотация свинцовых минералов, а

цинковые минералы депрессируются, затем они активизируются обычно медным купоросом и пирит депрессируют известью.

В результате получают стандартные концентраты: свинцовый с содержанием свинца 50—53%, в отдельных случаях 73—75%, цинковый — с 47—53% цинка, пиритный — с 35% и более серы. Извлечение из руды свинца и цинка в концентраты — более 80%, других компонентов — несколько ниже, а рассеянных элементов — 40—60%.

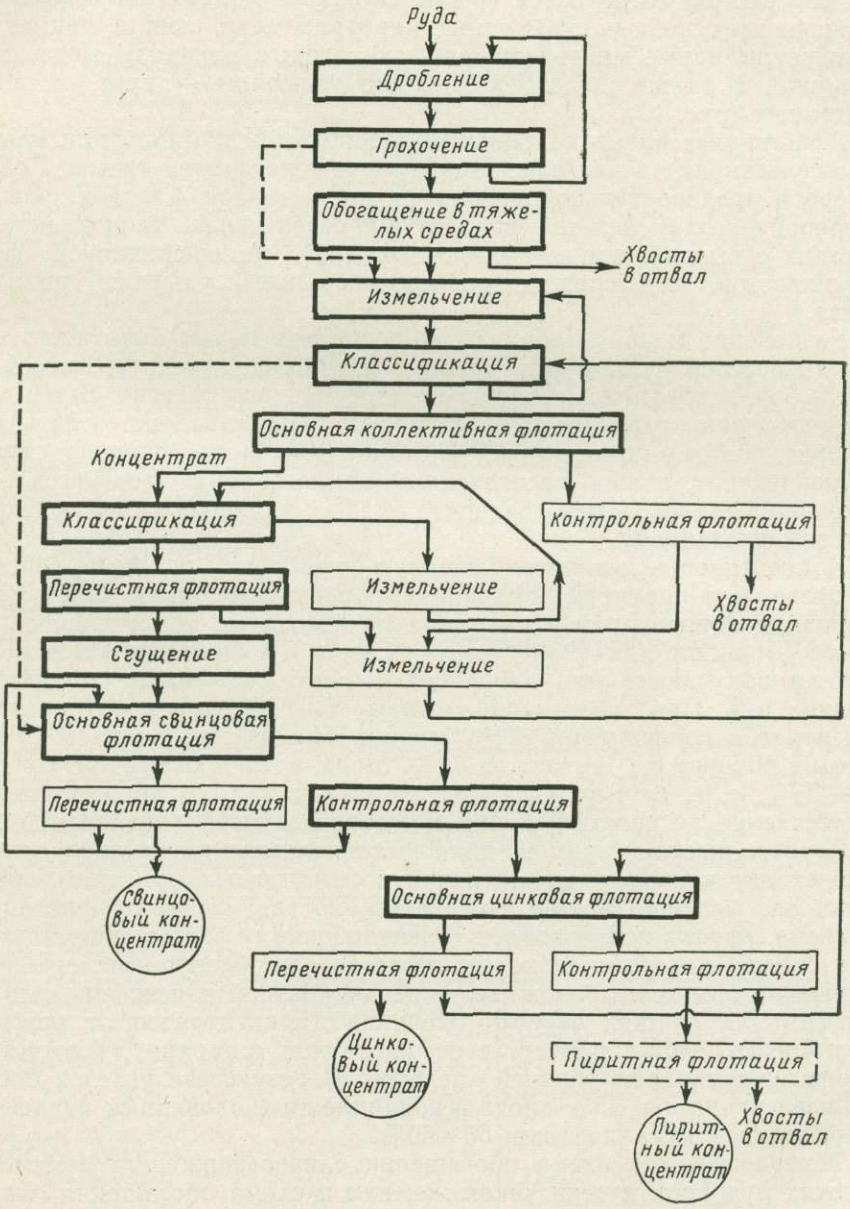



Рис. 18. Типичная схема обогащения свинцово-цинковых руд

С свинцовой флотации начинается переработка и свинцово-баритовых руд. Обогащение этого типа руд ведется по схеме стадиально-селективной флотации с многократными перечистными и контрольными операциями. На последние операции поступает на 90—100% измельченная руда класса 0,040 мм. Во время свинцовой флотации барит депрессируется жидким стеклом и затем флотируется алкилсульфатом и керосином.

По более сложным схемам ведется обогащение полиметаллических руд, так как они отличаются весьма сложным минеральным составом, включающим основные сульфидные минералы меди, свинца, цинка, вторичные сульфидные минералы меди, окисленные минералы меди, свинца, цинка, а также железосодержащие минералы — пирит, марказит и марматит (рис. 19).

В настоящее время наибольшее распространение получили коллективно-селективная и частично коллективно-селективная схемы. Согласно первой предварительно проводится коллективная флотация, согласно второй — сразу ведется коллективно-селективная медно-свинцовая флотация с выделением из руды сульфидной медно-свинцовой фракции и хвостов, содержащих депрессированные сульфиды цинка и железа.

Разделение медно-свинцовых концентратов может быть достигнуто либо депрессией медных минералов и флотацией галенита, или наоборот. Выбор депрессоров зависит от минерального состава сырья. При депрессировании галенита депрессор оказывает такое же действие на сфалерит, поэтому после медной флотации получается черновой свинцовый концентрат, сильно загрязненный цинком. Он подвергается обесцинкованию активизацией сфалерита медным купоросом и последующей цинковой флотацией.

Коллективно-селективные схемы переработки полиметаллических руд позволяют получить кондиционные свинцовые, цинковые, медные и пиритные концентраты с высокими показателями извлечения свинца (78—88%), цинка (75—90%), меди (75—80%). Особенно высокие показатели получаются при переработке чисто сульфидных полиметаллических руд. При извлечении из руды 85—88% свинца был получен концентрат с содержанием 74% свинца. Извлечение цинка в 57-процентный концентрат составило 88%, меди в 27-процентный концентрат — 77%, т. е. был получен более богатый медный концентрат, чем из собственно медноколчеданной и медно-цинковой колчеданной руд.

Содержащееся в свинцово-цинковых и полиметаллических рудах олово переходит в хвосты коллективной и селективных флотаций пирита, откуда оно успешно может извлекаться по гравитационно-флотационной схеме. Хвосты подвергаются гравитационному обогащению на шлюзах и столах, которому может предшествовать обесшламливание. Обогащение на столах сопровождается неоднократной классификацией материала. Для лучшей очистки оловянных концентратов от примесей промпродукты могут подвергаться магнитной сепарации, флотации и даже выщелачиванию горячей кислотой. В результате удается достигнуть извлечения 35—45% олова в кондиционный оловянный концентрат с содержанием металла в нем 55—60%.

Технологическая схема обогащения оловосодержащих полиметаллических руд практически такая же, как и схема обогащения оловянных комплексных руд, содержащих попутные цветные металлы (см. рис. 19).

На стадии обогащения из общего количества попутных элементов только шесть выделяются в самостоятельные продукты, для получения которых разрабатывается и ведется весь процесс обогащения. Остальные полезные компоненты распределяются между ними тем или иным способом, и в зависимости от того, в какой продукт попадают, они в дальнейшем будут или не будут извлечены и использованы в народном хозяйстве.

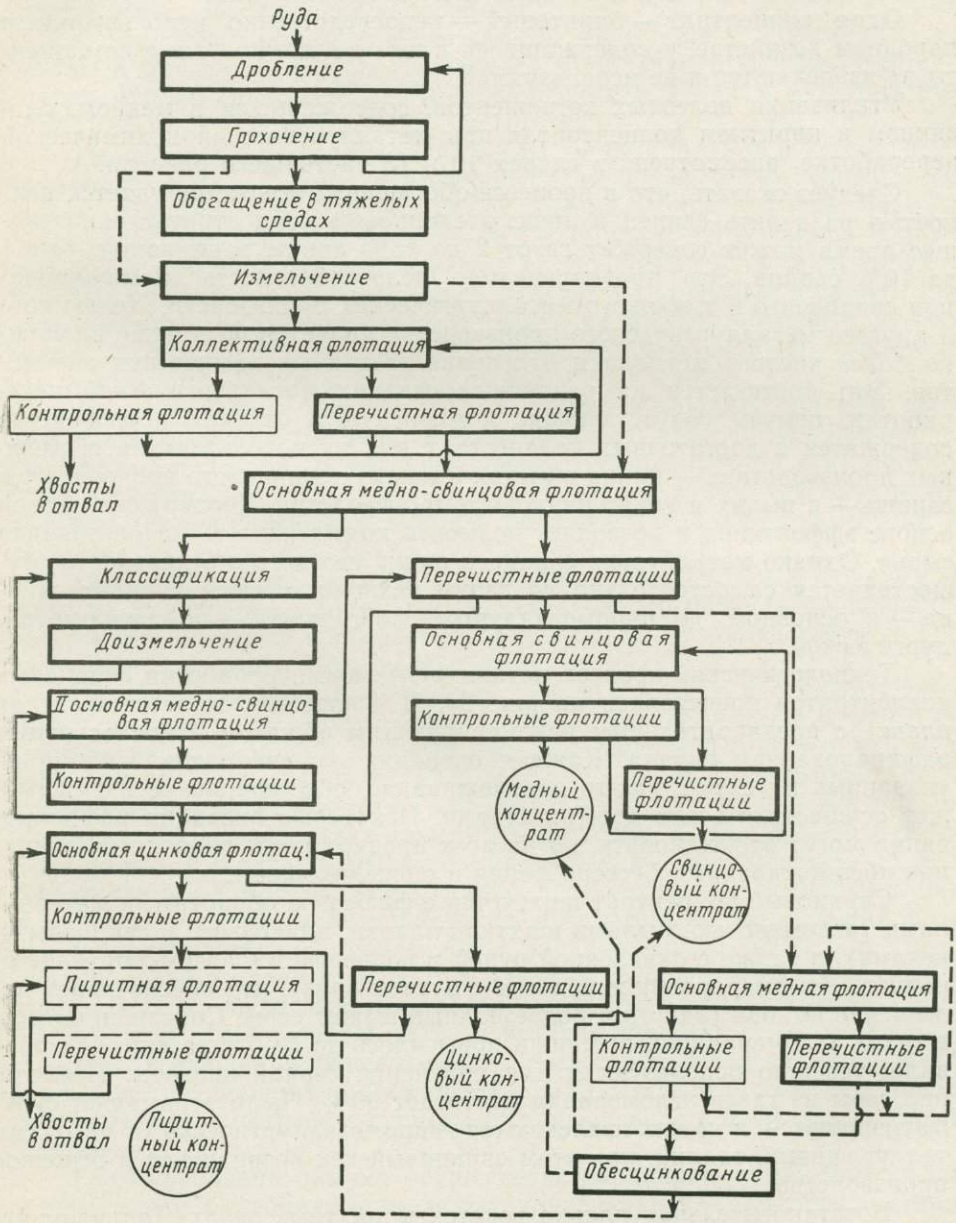



Рис. 19. Типичная схема обогащения полиметаллических руд

При изучении обогатимости руд и разработке технологии обогащения основное внимание уделяется повышению извлечения полезных компонентов, выделяемых в одноименные концентраты, и чистоте их разделения. Для повышения извлечения прочих полезных компонентов (за исключением драгоценных металлов) в концентраты, откуда они могут в дальнейшем извлекаться, на стадии обогащения никаких специальных операций не предусматривается. Таким образом, связь прочих попутных компонентов с теми или иными минералами шести элементов предопределяет их распределение между концентратами.

Один концентрат — баритовый — непосредственно используется в народном хозяйстве, и содержащиеся в нем другие полезные компоненты не извлекаются и не используются.

Утилизация полезных компонентов, содержащихся в медном, оловянном и пиритном концентратах при металлургической и химической переработке, рассмотрена в главах 10 и 13 настоящего раздела.

Следует сказать, что в процессе обогащения все же не удается полностью разделить свинец и цинк: в свинцовых концентратах в настоящее время может содержаться от 2 до 13% цинка, в цинковых — от 1 до 10% свинца. Это предопределило целесообразность комбинирования свинцового и цинкового металлургических производств. Целью того и другого металлургического производства является получение возможно более чистого металла и отделение всех иных химических элементов. Это достигается на различных стадиях металлургической переработки, причем сопутствующие компоненты в отходах производства содержатся в достаточных количествах для их использования в смежных производствах — цинка в пылях и шлаках свинцового производства, свинца — в пылях и кеках цинкового производства. Кооперация на этой основе эффективна и позволяет повысить комплексность использования сырья. Однако металлургия свинца и цинка каждого в отдельности осуществляется самостоятельно по своим технологическим схемам: свинца — в основном по пирометаллургической, цинка — по гидрометаллургической.

Технологический процесс металлургической переработки свинцовых концентратов представлен на рис. 20. В основе его остается шахтная плавка с предварительным агломерирующим обжигом и последующим рафинированием свинца. Каждая операция рафинирования свинца из указанных на схеме, как-то обезмеживание, обессеребрение и т. д, может осуществляться в две-три стадии. Некоторые операции рафинирования могут отсутствовать, но на всех предприятиях проводятся операции обезмеживания, обессеребрения и обесцинкования.

Свинцовый концентрат шихтуется с флюсами, оборотными материалами (агломелочью, пылями шахтной плавки, цинковыми и свинцовыми кеками), а также с окисленной рудой и подвергается агломерирующему обжигу. Агломерирование ведется с дутьем снизу, что обеспечивает повышение выхода годного и более полный выжиг серы. Содержание серы в газах агломерационных машин повысилось до 5—7%, а они, как правило, успешно используются для получения серной кислоты. Извлечение серы из газов агломерации достигает 90%. Пыли агломашин сульфатизируются, и из них извлекаются гидрометаллургическими методами теллур, индий, таллий, при этом свинцовый кек возвращают в основное производство.

Восстановительная плавка ведется в шахтных печах. Топливом является высококачественный кокс. Дутье обогащают кислородом, что зна-

чительно повышает производительность печей. Практически все продукты шахтной плавки используются. Черновой свинец — основной продукт, ради которого ведется производственный процесс,— поступает на рафинирование. Шлаки шахтной плавки, содержащие 10—20% цинка, 1,5—4% свинца, до 0,5% меди, а также золото, серебро, индий, германий, никель, перерабатываются фьюмингованием или шлаковозгонкой с последующей обработкой возгонов пиро- и гидрометаллургическими методами с получением шлама с содержанием цинка, который поступает на электролиз цинка. В процессе фьюмингования также применяется подогретое дутье, обогащенное кислородом.

В возгонах аккумулируются свинец, цинк, олово, драгоценные металлы и другие элементы. Извлечение из шлаков в возгоны свинца и цинка обычно превышает 90%, а содержание цинка в возгонах 60—75%.

На одном японском предприятии из жидких шлаков шахтных печей возгоняют свинец и цинк в электропечи и конденсируют жидкие металлы. В результате сразу получают товарные цинк и свинец. Химический состав полученного цинка — 98,7% цинка и 1,1% свинца. Однако извлечение цинка в готовый продукт составляет 77%, а свинца 89%.

Шлаки шлаковозгонных печей обычно не содержат никаких ценных компонентов. Пыли шахтной плавки являются оборотным продуктом и возвращаются на шихтовку перед агломерацией или поступают на переработку вместе с пылями спекательных машин.

Многостадийное рафинирование свинца позволяет достичь высокой чистоты свинца (99,99%) и дополнительно извлечь ряд ценных полезных компонентов. В черновом свинце содержится до 3% меди, до 1,5% мышьяка, 4% олова, до 6% сурьмы, до 1% висмута, а содержание серебра может колебаться в очень больших пределах — от 100 г/т до 5 кг/т.

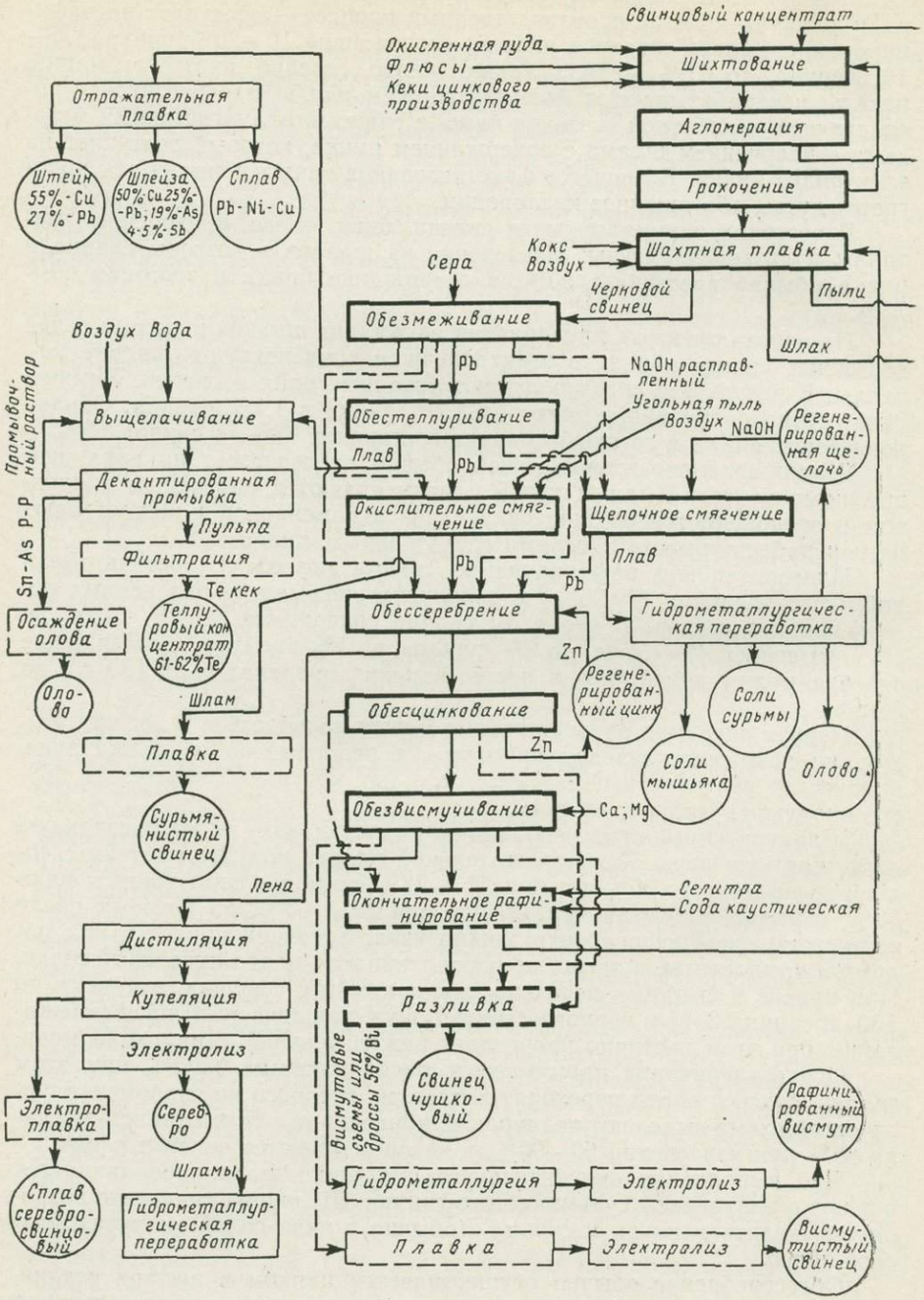
Первая операция обезмеживания может проводиться в две-три стадии, на некоторых заводах применяется непрерывное обезмеживание, в качестве реагента используется сера, но могут добавляться и другие продукты: уголь, сода, кокс.

Шликера снимают и направляют на переплавку в отражательную либо шахтную печь. При отражательной плавке получают штейн с содержанием меди до 55% и свинца 25—27%, шпейзу с содержанием меди 50%, свинца 75%, мышьяка 19% и сурьмы 1—5%, из которых после соответствующей переработки можно извлечь содержащиеся в них полезные компоненты, а также получить свинцово-медно-никелевый сплав. При плавке в шахтных печах получают штейн с содержанием меди до 55% и свинца 35% и черновой свинец, поступающий опять на обезмеживание, при этом частично происходит нежелательная циркуляция меди.

Обестеллуривание производится расплавленным NaOH, при этом теллур, селен и олово переходят в плав, из которого по гидрометаллургической схеме выделяют теллуровый концентрат с содержанием металла 60% при извлечении 60—90%, в котором имеются селен и олово.

При выполнении окислительного смягчения шлак переплавляется в печах с получением сурьмянистого свинца. Щелочное смягчение позволяет выделить мышьяк и сурьму (обычно в виде солей) и металлическое олово.

Обессеребрение обычно осуществляется цинком в две-три стадии, в результате благородные металлы концентрируются в пене, которая подвергается дистилляции, купеляции, а затем либо электроплавке с



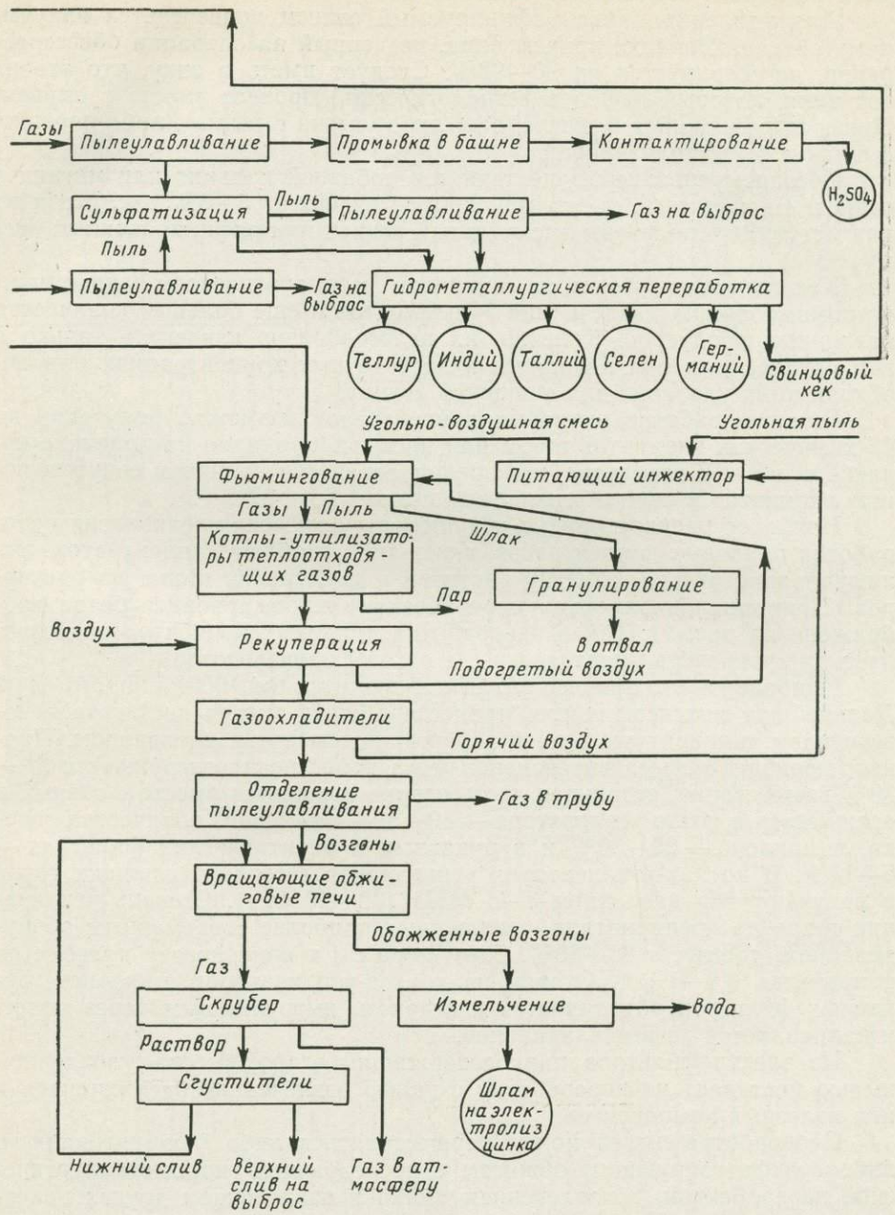




Рис. 20. Технологическая схема переработки свинцовых концентратов:

получением серебро-свинцового продукта, либо электролизу с получением серебра и извлечением платиноидов.

Для удаления цинка рафинируемый свинец подвергается вакуумному обесцинкованию, причем цинк, введенный на операции обессеребрения, регенерируется на 90—98%. Следует иметь в виду, что это не тот цинк, который вошел в технологический процесс вместе с сырьем. Цинк, содержащийся в шихте, был либо унесен с пылью, либо перешел в шлак и был утилизирован.

Обезвисмучивание осуществляется добавкой кальция или магния в свинец. Висмутистые съемы или дроссы содержат 5—6% висмута и из них могут быть получены висмутистый свинец или рафинированный висмут.

Как следует из схемы, на свинцовом металлургическом заводе можно помимо свинца извлечь еще 14 элементов и еще большее количество различных продуктов. Конечно, их целесообразно извлекать только в том случае, если они находятся в достаточных концентрациях или необходимо их удаление для очищения свинца.

При переработке цинковых концентратов возможно получение до 15 химических элементов в том или ином виде, однако на практике извлекается 8—12 элементов, что предопределяется наличием сопутствующих элементов в перерабатываемом сырье.

Наиболее распространена гидрометаллургическая технология переработки цинковых концентратов, включающая обжиг концентратов, выщелачивание огарка, очистку раствора и электролиз цинка из растворов. Принципиальная схема переработки цинковых концентратов изображена на рис. 21. Такая переработка цинковых концентратов позволяет утилизировать практически все отходы производства.

Наиболее часто процесс обжига проводится в печах кипящего слоя. Дальнейшая интенсификация процесса обжига может достигаться повышением температуры в печи и обогащением дутья кислородом. Процесс проходит весьма интенсивно, через порог печи разгружается 20—30% всего огарка, остальная часть огарка выносится вместе с газами и осаждается в котле-утилизаторе — 40—50% от общего количества огарка, в циклоне — 20—30% и в рукавных и электрических фильтрах — 5—10%. В котлах-утилизаторах утилизируется тепло отходящих газов и получают пар давлением 3—4 МПа (30—40 атм). Степень утилизации тепла на предприятиях, оснащенных наиболее современным оборудованием, достигает 85—88%. Съем пара с 1 т концентрата колеблется в пределах 0,8—1,1 т. Огарок из котлов-утилизаторов, циклонов, рукавных фильтров объединяется с огарком, выгружаемым через порог, и направляется на выщелачивание.

Из электрофильтров цинкосодержащий огарок вместе с уловленной пылью поступает на переработку с целью извлечения содержащихся в них полезных компонентов.

Переработка пылей может осуществляться либо фьюмингованием, либо сульфатизирующим обжигом с последующей гидрометаллургической переработкой, доизвлечением цинка и извлечением других полезных компонентов. Пыли цинкового производства могут перерабатываться совместно со шлаками и пылями свинцового производства.

В отходящих газах печей кипящего слоя концентрация серы составляет 6—8% и используется для получения сернистой кислоты контактным способом. Газ промывается серной кислотой с выделением в пульпу ртути и селена, которые также утилизируются, и поступает в контакт-

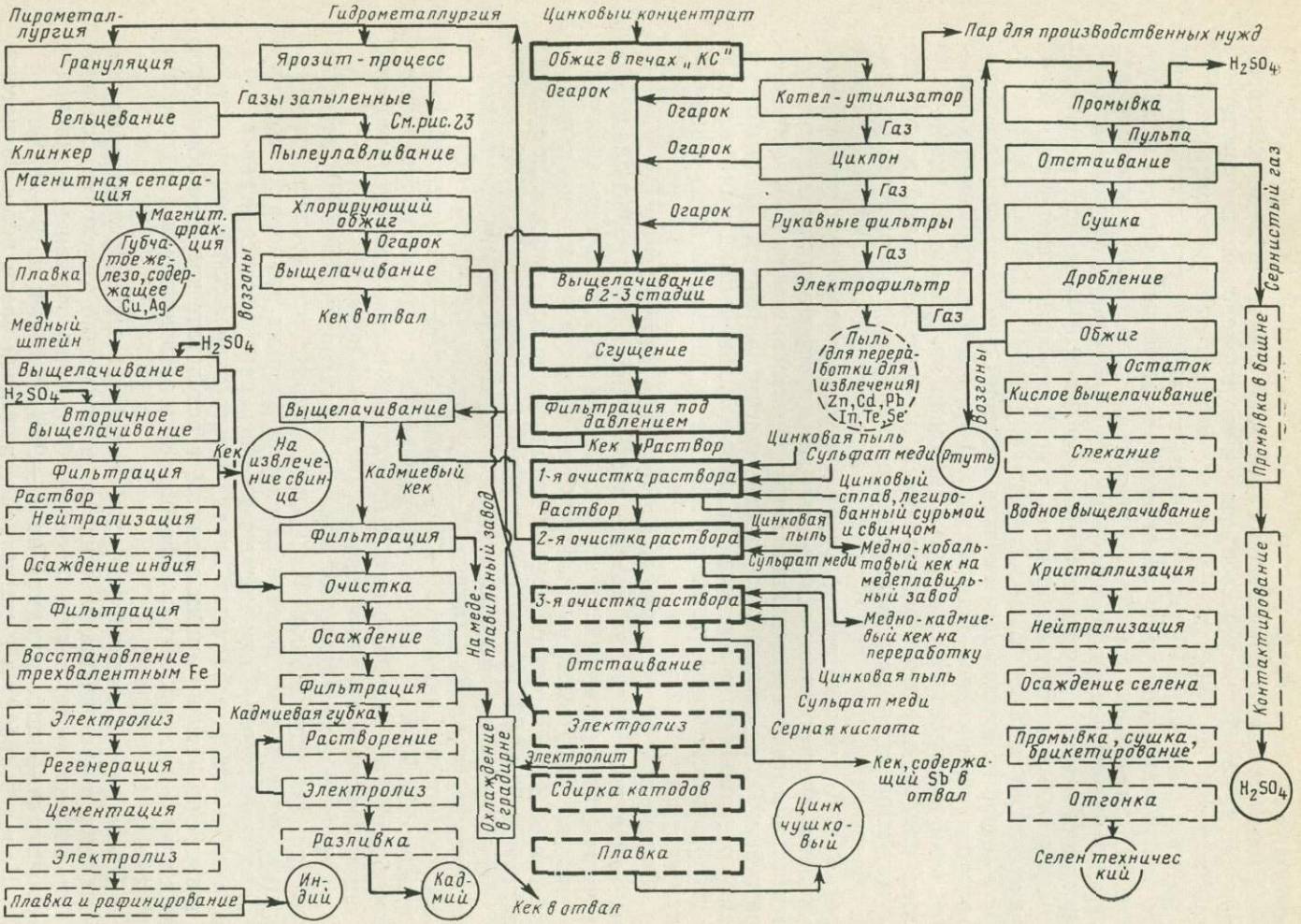



Рис. 21. Технологическая схема переработки цинковых концентратов

ные башни. Технология получения ртути и селена показана на рис. 21. Производится ртуть чистотой 99,99% при извлечении ее из пылей и газов в количестве 99,5%.

Выщелачиванию подвергается огарок от обжига в печах кипящего слоя, он может быть также объединен со шлаковозгонами свинцового производства, но эффективнее процесс выщелачивания вести для этих продуктов раздельно. Пульпа выщелачивания сгущается в сгустителях, где для интенсификации процесса используют флоакулянты, и фильтруется под давлением. Кек направляется на пирометаллургическую или гидрометаллургическую переработку с целью извлечения цинка и содержащихся в них других полезных компонентов — свинца, меди, кадмия, серебра, золота, железа, индия и др. Технология переработки кеков будет рассмотрена ниже.

Раствор поступает на несколько операций очисток, в результате которых отделяют медно-кобальтовый, кадмиевый и иногда медно-кадмиевый кеки, осуществляется очистка раствора от сурьмы. Медно-кобальтовые или медные кеки направляются на медеплавильный завод, где служат сырьем для производства меди с попутным получением кобальта. Медно-кадмиевый кек обрабатывается по довольно сложной схеме (рис. 22). Кадмиевый кек подвергается выщелачиванию отработанным цинковым электролитом, очищается от меди цинковой пылью, фильтруется и подвергается цементации цинковой пылью с осаждением кадмиевой губки. Губка растворяется отработанным кадмиевым электролитом, раствор очищается от примесей, и электролизом кадмий выделяется из раствора, затем подвергается переплавке и рафинированию с получением чистого металла.

Очищенный раствор сернокислого цинка направляется на электролиз. Цинк выделяется на катоде, листы сдираются и переплавляются на чушки. Отработанный электролит возвращается на выщелачивание. Обычно получают цинк высокой чистоты с содержанием основного компонента 99,99%. Сквозное извлечение цинка на электролизных заводах составляет 92—95% при условии переработки кеков.

Кеки цинкового производства, полученные после выщелачивания и содержащие около 20% цинка, 6—8% свинца, 0,5—0,8% меди, 0,1—0,2% кадмия, 0,1% олова, 20—30% железа и 150—250 г/т серебра, могут перерабатываться пирометаллургическим и гидрометаллургическим способами самостоятельно или направляться в свинцовое производство в шихту шахтной плавки и шлаковозгоночных печей.

Основной технологической задачей переработки кеков является разрушение ферритов цинка. В пирометаллургии это достигается с помощью углеродистых восстановителей и высоких температур возгонки и окисления цинка. Кеки могут также перерабатываться вельцеванием, плавкой кеков в различных печах, электротермической переработкой, а также сульфатизирующим обжигом, в результате которого образуется цинк в виде растворимых сульфатов, легко извлекающийся гидрометаллургическими методами.

После первой металлургической операции кек разделяется на возгоны, или вельц-окислы, и клинкер; в последний переходит основная часть железа, меди, золота, серебра. Остальные полезные компоненты возгоняются — цинк и кадмий на 97—98% и свинец на 90—92%.

Клинкер дробится и магнитной сепарацией разделяется на магнитную фракцию, при определенных условиях получающуюся в виде товарного продукта — «губчатого» железа, содержащего некоторое количе-

ство серебра, и немагнитную фракцию, из которой после плавки в шахтной печи получают штейн и шпейзу.

В магнитной фракции содержится 80% железа, 1% цинка, 1,3% свинца, 1,6% меди, 550 г/т серебра и 3,2 г/т золота. Магнитная фракция может быть обработана серной кислотой, при этом медь, серебро и золото остаются в осадке, а железо переходит в раствор, откуда затем извлекается. Немагнитная фракция клинкера плавится в шахтной печи на медный штейн с содержанием меди 13—15%, железа 51%, цинка 1%, свинца 1%, серы 23%, серебра свыше 5 кг/т и золота 13,7 г/т. При дальнейшей переработке на медеплавильных заводах медь, сера и драгоценные металлы извлекаются, свинец переходит в конверторный шлак, а цинк улетает с пылью, откуда он также может быть извлечен.

Вельц-возгоны с содержанием 55—62% цинка, 9—15% свинца и 0,8—1% кадмия, 0,1% германия подвергаются хлорирующему обжигу с хлористым натрием во вращающихся печах. Цинк в основном перехо-

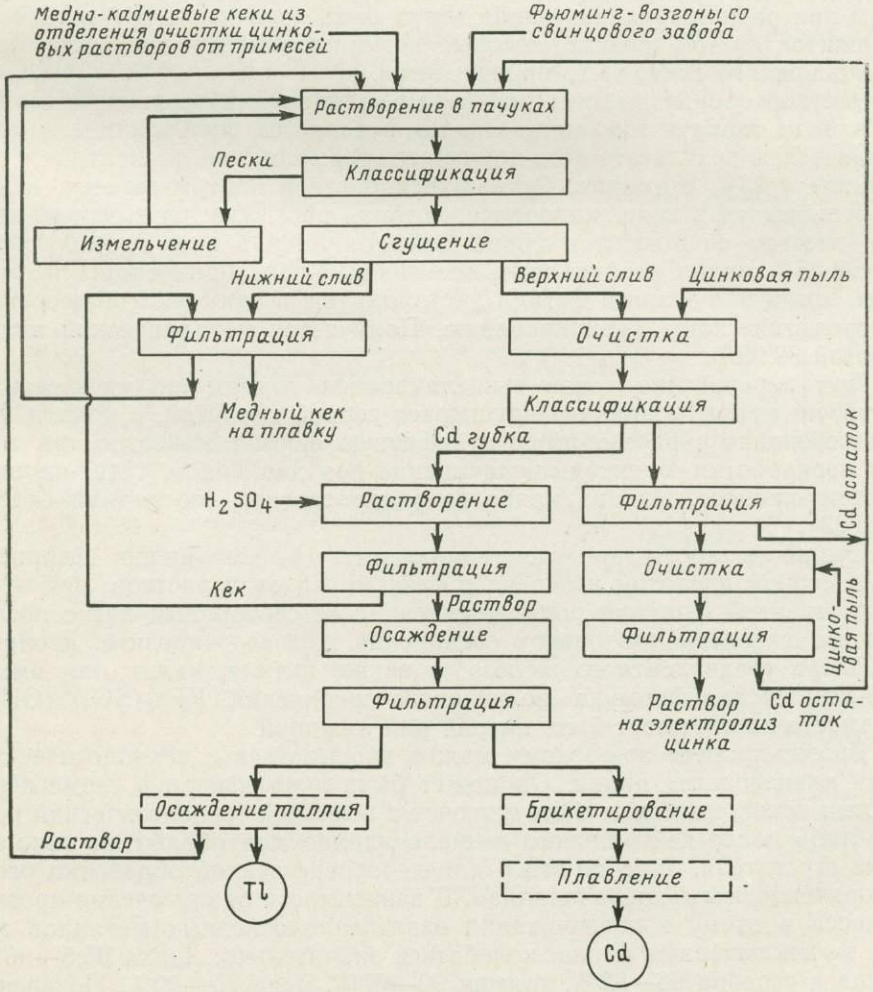



Рис. 22. Технологическая схема переработки медно-кадмиевых кеков

дит в огарки, выщелачивается и направляется на электролиз. Свинец, кадмий, индий возгоняются. Примерный состав продуктов хлорирующего обжига следующий (в %):

| | Цинк | Свинец | Кадмий | Индий |
|---|---|---|---|---|
| Огарок . . . . . | 71,8 | 1,4 | 0,05 | 0,04 |
| Пыль . . . . . | 8,7 | 44,4 | 4,34 | 0,3 |

Пыль хлорирующего обжига обрабатывают серной кислотой, при этом 90% кадмия переходит в раствор, откуда он цементируется на цинковых пластинках. Далее кадмий подвергается плавке и дистилляции в электропечи и получается товарный металлический кадмий.

В твердый продукт переходят свинец, индий, германий и галлий, если они содержатся в исходном сырье. Кек подвергают сернокислотному выщелачиванию, при этом свинец не растворяется. Вторичный кек сушат и плавят в печи, в результате чего получается черновой свинец с содержанием основного металла 98,5%, висмута 0,5%, меди 0,1%, сурьмы 0,2%, олова 0,24%, серебра до 500 г/т, золота 0,07 г/т. Все эти продукты при рафинировании свинца могут быть извлечены. В пылях печи содержится до 45% свинца, которые могут направляться в голову процесса основного свинцового производства.

Раствор обрабатывается раствором таннина для осаждения германия в виде танната германия. Осадок отделяется фильтрацией и прокаливается, в результате чего получается германиевый концентрат с содержанием 25% германия. Оставшийся раствор нейтрализуется, и индий осаждается в виде гидроокиси, которая растворяется в серной кислоте, раствор очищается и индий цементируется в виде губки, содержащей 85% индия на цинковых пластинах. Губка брикетируется, плавится, затем полученный металл дистиллируют в вакууме и подвергают электролитическому рафинированию. Получается металлический индий чистотой 99,99%.

При переработке кеков выщелачивания гидрометаллургическими способами ферриты цинка разрушаются серной кислотой, а цинк и железо переходят в растворимую сульфатную форму. Известно три способа переработки кеков: выщелачивание под давлением, гётит-процесс и ярозит-процесс. Из них наиболее распространен последний способ (рис. 23).

Сущность ярозит-процесса заключается в разрушении ферритов цинка серной кислотой и переводе этих металлов в раствор, при этом в виде твердой фракции получается свинцово-серебряный кек с последующим выделением в осадок соединения железа — ярозита, двойных сульфатов трехвалентного железа, а также натрия, калия или аммония. Химическая формула полученного соединения $KFe_3(SO_4)_2(OH)_6$, где вместо калия могут быть натрий или аммоний.

Ярозит-процесс по-разному может вписываться в технологическую схему производства цинка. Он может быть локализован в схеме переработки кеков, но может быть включен в основной технологический процесс либо после нейтрального выщелачивания для обработки нижнего слива сгустителя, либо до этого для непосредственной обработки огарка горячекислым выщелачиванием. В зависимости от включения ярозит-процесса в схему выщелачивания извлечение основных металлов может, за исключением цинка, колебаться значительно: цинка 95,5—98%, свинца и серебра 66—82%, кадмия 90—97%, меди 75—90%. Поведение таких попутных компонентов, как индий, германий, галлий и другие,

при ярозит-процессе еще мало изучено. Видимо, повышение извлечения цинка из сырья перекрывает возможные потери от недоизвлечения указанных полезных компонентов.

Кеки нейтрального выщелачивания подвергают обработке отработанным цинковым электролитом, далее пульпа сгущается и кек поступает на фильтрацию, в результате которой получается свинцово-серебряный полупродукт, содержащий 14—15% свинца и 750 г/т серебра. Этот продукт перерабатывается на свинцовых заводах. Следует отметить, что наряду с свинцово-серебряным продуктом возможно получение и свинцово-оловянного, где содержание свинца достигает 40%, а олова — 7%. Видимо, этим обстоятельством объясняется невысокое содержание свинца в свинцово-серебряном продукте.

Раствор нейтрализуется, сгущается, причем нижний слив сгустителя возвращается на горячекислое выщелачивание, а из раствора осаждается ярозит. Осадок ярозита промывают кислотой, сгущают, фильтруют и направляют в отвал. Содержание цинка в ярозите не превышает 2—3% при выходе осадка ярозита от исходного цинкового концентрата около 25%.

Верхний слив сгустителя после осаждения ярозита с содержанием 170 г/л цинка направляется в основной производственный процесс на нейтральное выщелачивание.

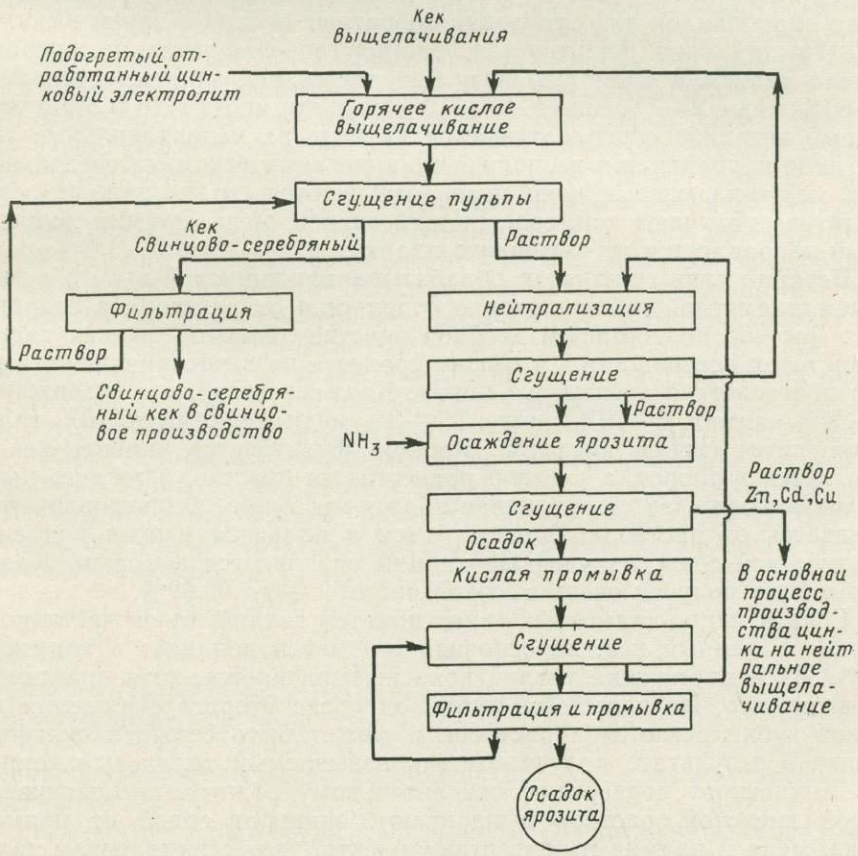



Рис. 23. Технологическая схема ярозит-процесса

В результате очистки растворов после нейтрального выщелачивания цинковой пылью, сульфатом меди, серной кислотой и другими реагентами содержащиеся в растворах медь, кадмий, кобальт, сурьма переходят в кеки, откуда они затем извлекаются. Кеки могут быть медными или медно-кобальтовыми, в этом случае они направляются на медные металлургические заводы для извлечения содержащихся в них полезных компонентов. Медно-кадмиевые и кадмиевые кеки обычно перерабатываются на электролизных цинковых заводах. Так как переработку кадмиевых кеков можно представить как частный случай переработки медно-кадмиевых кеков, рассмотрим особенности технологической схемы переработки последних (см. рис. 22). Содержание основных полезных компонентов в полупродуктах следующее (в %):

| | Cd | Zn | Cu |
|---|---|---|---|
| Кадмиевый кек . . . . . | 8—15 | 45—60 | 1—12 |
| Медно-кадмиевый кек . . . . . | 3—12 | 30—70 | 2—15 |
| Медный кек . . . . . | до 1% | 5—18 | 45 |

Медно-кадмиевые кеки обычно перерабатываются гидрометаллургическим способом. Возможны совместная переработка медно-кадмиевых кеков и фьюминг возгонов свинцового завода.

Выщелачивание медно-кадмиевых кеков ведется серной кислотой, отработанным электролитом и оборотными растворами. Раствор поступает в гидроциклон для отделения оборотных песков и затем на сгущение. Нижний слив фильтруется, раствор возвращается на операцию выщелачивания, а в твердую фазу выделяется медный кек, содержащий 40—60% меди, 2—7% цинка, 0,5—10% кадмия, иногда до 0,2% таллия. Медный кек либо перерабатывается на медь на медеплавильных заводах, либо направляется на получение кристаллического сульфата меди. Если медно-кадмиевые кеки перерабатываются, то из нижнего слива сгустителя получают кек, содержащий свинец, медь, кадмий, цинк, который направляется на свинцовую плавку.

Верхний слив сгустителя обрабатывается цинковой пылью с выделением кадмиевой губки, которая отделяется от раствора в гидроциклоне. Раствор подвергается двойной очистке цинковой пылью, кадмиевый остаток возвращается в голову процесса на выщелачивание, а раствор поступает на электролиз цинка. Кадмиевая губка с содержанием 55—70% кадмия, 5—10% цинка, 0,5—3% меди и иногда до 10% таллия растворяется серной кислотой. Раствор фильтруется, причем кек направляется в оборот, а раствор подвергается очистке, и из него цинковой пылью осаждается вторичная кадмиевая губка. Фильтрованием она отделяется от раствора, брикетируется и плавится в печи под слоем каустической соды, полученный кадмий разливается в формы. Кадмий может быть получен очень высокой чистоты — до 99,99%.

Если в медно-кадмиевых кеках имеется таллий, то он частично переходит в медный кек, но основная его масса попадает в кадмиевую губку. Из медного кека таллий пока не извлекается, хотя практически это возможно. Из кадмиевой губки он после второго осаждения кадмиевой губки остается в растворе и может быть осажден сульфатом натрия, в результате получается так называемый таллиевый концентрат. Концентрат подвергают окислительному обжигу, выщелачиванию серной кислотой, раствор выпаривают, очищают содой от примесей цинка, меди и кадмия и подвергают электролизу с выделением таллия в виде губки, которая переплавляется в компактный металл.

Пыли цинкового производства обычно перерабатываются по гидрометаллургической схеме. Они подвергаются сульфатизирующему обжигу с последующим выщелачиванием сульфатного продукта.

Ведутся исследования по созданию новых пирометаллургических и гидрометаллургических методов переработки свинцового и цинкового сырья, в том числе коллективных свинцово-цинковых и медно-цинковых концентратов, а также непосредственно комплексных свинцово-цинковых руд. С точки зрения комплексного использования сырья наибольший интерес представляет способ плавки коллективных свинцово-цинковых концентратов в шахтных печах «Империал смелтинг», отличающийся от обычной восстановительной шахтной плавки особо высоковосстановительной атмосферой в печи, которая позволяет восстанавливать до металла свинец, медь и цинк, а также конструкцией печи.

В печах «Империал смелтинг» можно перерабатывать окисленные и коллективные концентраты и смешанные свинцово-цинковые руды с извлечением серной кислоты, кадмия и других сопутствующих элементов. Процесс сравнительно недавно был освоен промышленностью, но быстро распространяется в мировой практике.

Разработано несколько схем прямой гидрометаллургической переработки свинецсодержащих руд, в том числе бедных, комплексных, смешанных и др. Сырье может подвергаться предварительному обжигу или сразу выщелачиваться различными реагентами, водным аммиачным раствором сульфата алюминия, хлорным железом, водным раствором диэтилентриалита и другими реагентами. Все эти методы позволяют в той или иной степени комплексно использовать сырье.

Разработан гидрометаллургический метод извлечения меди и цинка из коллективного медно-цинкового концентрата, штейна и шпейзы, предварительно подвергнутых сульфатизирующему обжигу. Выщелачивание осуществляется раствором аммиака и сульфатом аммония, затем переводят металлы в растворимые хлориды меди и цинка и селективно осаждают. Использование аммиака в качестве растворителя возможно и при переработке комплексных низкокачественных свинцово-цинковых руд с селективным выделением сопутствующих элементов.

Можно ожидать, что новые металлургические методы переработки комплексных, окисленных и бедных свинцово-цинковых руд и концентратов будут находить промышленное применение только при условии обеспечения комплексного использования сырья. При общей тенденции снижения содержания полезных компонентов в сырье вовлечение в промышленную эксплуатацию окисленных труднообогатимых руд открывает широкую перспективу создания принципиально новых технологических процессов.

## *ГЛАВА 12.*

## ОСОБЕННОСТИ КОМПЛЕКСНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ НИКЕЛЬ-КОБАЛЬТОВЫХ РУД

Никель-кобальтовые руды подразделяют на два вида — сульфидные и окисленные.

Металлургия переработки сульфидного и окисленного никелевого сырья резко различается как по характеру технологических процессов, так и по аппаратурному оформлению.

Окисленные никелевые руды могут перерабатываться главным образом по двум схемам, в основе которых лежит либо восстановительно-сульфидная шахтная плавка на штейн с последующей переработкой на металлический никель, либо восстановительная плавка на ферроникель (рис. 24). Богатые окисленные никелевые руды перерабатываются восстановительно-сульфидной шахтной плавкой. Они подвергаются агломерации или спеканию в трубчатых вращающихся печах и поступают в шахтную печь, где осуществляется восстановительно-сульфидирующая плавка, в результате чего получают штейн с содержанием 16—20% никеля, 57% железа, 18—23% серы и до 0,25% кобальта. Прямое извлечение никеля в штейн составляет 75%, но оно может быть повышено за счет обеднения шлаков шахтной печи. Шлаки пропускаются через установку для утилизации тепла, где за счет тепла отходящих газов осуществляется подогрев воздуха, затем они поступают на обеднительную установку, где сульфидируются сульфидом калия, что позволяет дополнительно доизвлекать до 5—7% никеля. Кобальт в этом процессе обычно сопутствует никелю и может быть извлечен из конвертерных шлаков. Другие полезные компоненты в данном процессе не извлекаются.

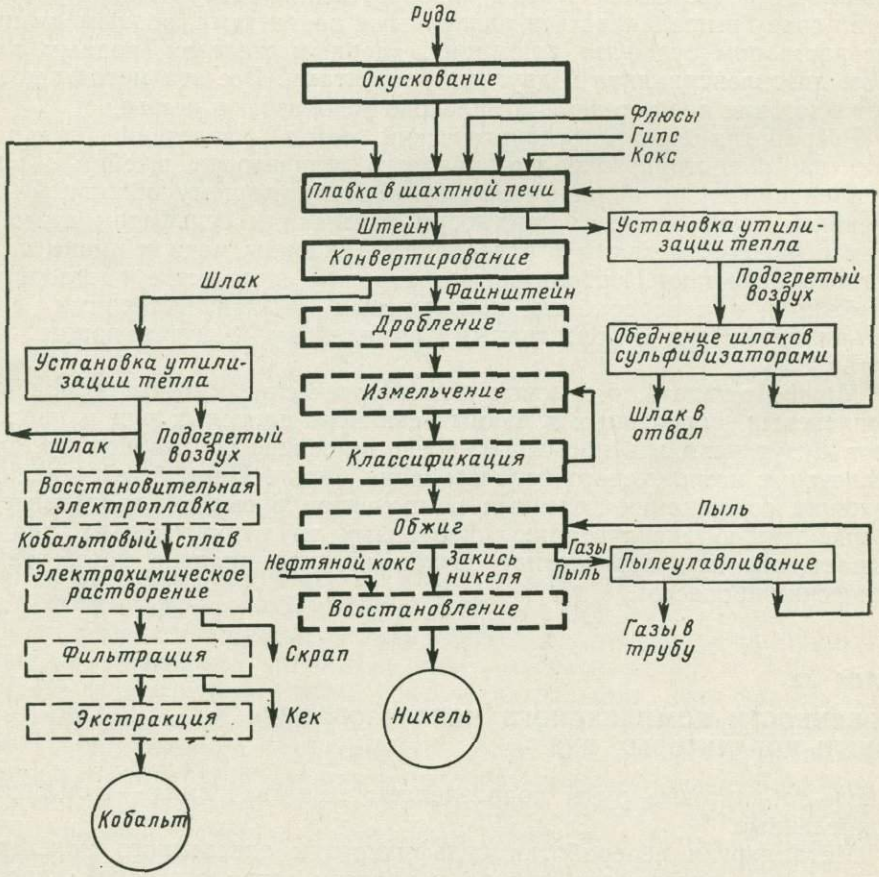



Рис. 24. Металлургическая схема переработки окисленных никелевых руд

Для выделения железа штейн продувается в конверторах, в результате чего получают файнштейн с содержанием 75—78% никеля и 20—24% серы. Файнштейн обжигают с получением закиси никеля в печах «КС», затем восстанавливают в электропечах с последующим рафинированием. Никелевый файнштейн может перерабатываться карбонильным способом. Таким методом возможно получение карбонильного порошка никеля и кобальта. Конверторные шлаки обедняют в электропечах, в результате чего содержание никеля в нем понижается до 0,15%, а кобальта до 0,05%.

Бедные окисленные никелевые руды с невысоким содержанием железа (15—30%) обычно перерабатываются электроплавкой на ферроникель. Извлечение никеля в ферроникель может достигать 96%, но может быть и ниже, на уровне 83—91%, извлечение железа в ферроникель 60—75%, кобальта 90—94% и хрома 35—40%. Содержание полезных компонентов в ферроникеле колеблется в очень широких пределах: никеля от 5—6 до 20—25%, железа от 60 до 80%, хрома от следов до 2—3%, кобальта обычно имеется менее 1%. Степень использования железа и хрома может быть повышена посредством многоступенчатой электроплавки шлаков электропечей по производству ферроникеля, они могут быть получены в виде стали и высокохромистого чугуна. Кобальт может использоваться в данном процессе только как легирующий компонент.

Извлечение других полезных компонентов из окисленных никелевых руд не производится в промышленных масштабах.

Число полезных компонентов, извлекаемых из сульфидных никелевых руд, значительно больше и может достигать 15 химических элементов. Однако степень промышленного использования полезных компонентов и сквозное извлечение их из руды в конечный продукт колеблются в очень широких пределах.

Сульфидные руды обогащаются при содержании никеля до 2—2,5%, при более высоком они направляются сразу в плавку. Обогащение ведется флотационным методом по коллективной или коллективно-селективной схеме обогащения (рис. 25). Полученный коллективный концентрат, содержащий 5—6% никеля и 1,6—2,5% меди, может подвергаться либо селективной флотации, либо поступать на металлургическую переработку.

При флотации коллективного концентрата депрессируются никелевые минералы, и после многократных стадиальных флотаций и перечисток получают никелевый и медный концентраты. Методами обогащения не удается полностью отделить никель от меди, содержание и того и другого металла в разноименных концентратах представляет внушительную величину. Так, в никелевом концентрате содержание никеля составляет от 3 до 10% (в среднем 5—6%), меди — 3—3,2%, в медном концентрате концентрация меди достигает 25—26%, а никеля — 1,5%. Распределяются по концентратам и попутные элементы — кобальт, платиноиды, золото, серебро, селен, теллур. Это предопределяет очень тесную взаимосвязь металлургических переделов переработки никелевого и медного концентратов.

Из хвостов коллективной флотации с помощью магнитной сепарации может извлекаться пирротин в одноименный концентрат, причем в него может перейти из хвостов коллективной флотации значительное количество платиноидов, а также некоторое количество никеля и кобальта.

Если при обогащении выделяются никелевый и медный концентраты, то последний перерабатывается по обычной схеме в отражательных печах (см. рис. 15).

Технология переработки никелевого и коллективного медно-никелевого концентратов, а также богатых сульфидных медно-никелевых руд имеет небольшие различия и в общем виде показана на рис. 26. Руднотермическая плавка окускованных концентратов ведется в шахтных печах или электропечах, последние являются более прогрессивными. Но сущность процесса остается неизменной: выделение никеля, меди и сопутствующих элементов в штейн с одновременным переводом некоторой части железа в шлак. Содержание в штейне никеля 9—13%, меди 5—10%, кобальта около 0,3%. Извлечение никеля и меди в штейн достигает 94—97%, а кобальта 75—80%. В отвальном шлаке содержание никеля и меди 0,05—0,1%, кобальта до 0,3%. С целью более

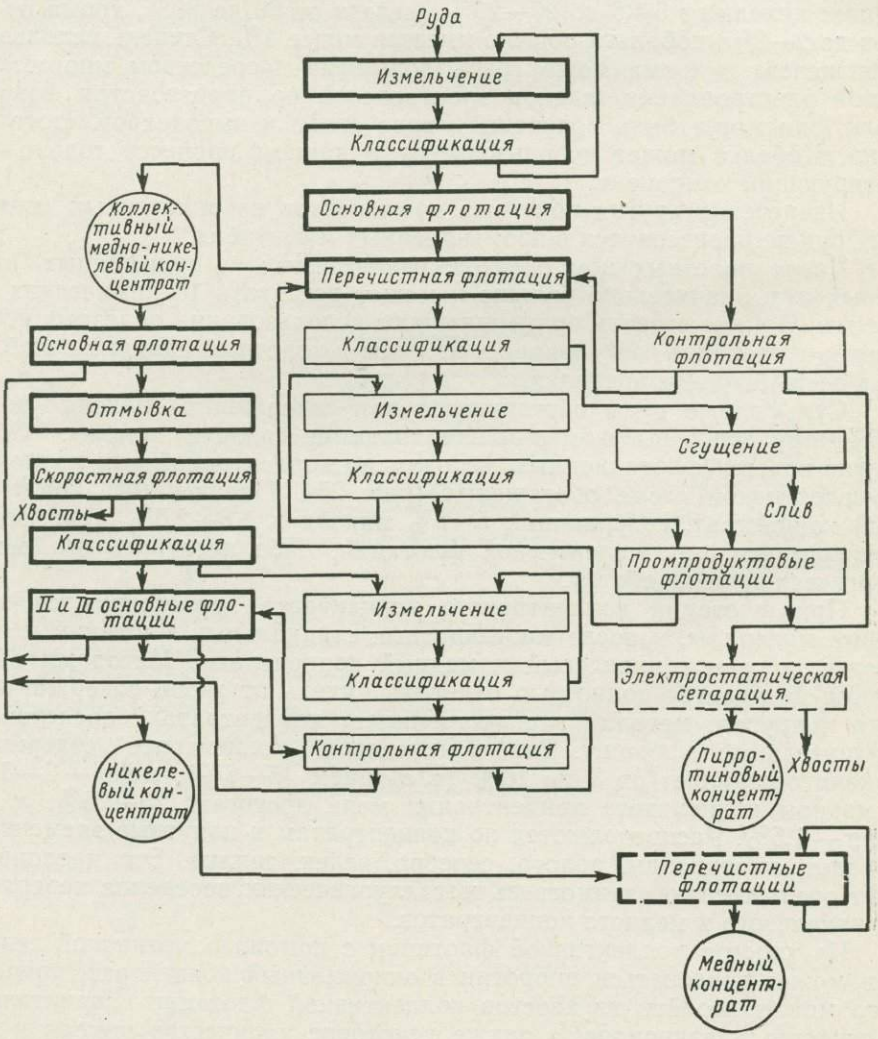



Рис. 25. Типичная схема обогащения сульфидных медно-никелевых руд

полного извлечения кобальта в штейн в руднотермическую плавку вводят реагент для восстановления части магнетита до железа.

Штейн подвергается конвертированию с целью удаления железа и получения медно-никелевого файнштейна. Содержание железа в нем понижается до 3%, никеля возрастает до 35—40%, меди имеется 34—38%, кобальта 0,7% и серы около 23%. Извлечение кобальта в файнштейн не превышает 60%, значительная часть его переходит в шлак, содержащий 0,8—1% никеля, 0,6—0,9% меди и 0,25—0,3% кобальта, который очищается в конверторах с целью доизвлечения этих и других полезных компонентов. Обогащенная масса поступает на конвертирование.

Конверторные пыли, в которых содержание никеля составляет 10—15% и меди 5—12%, являются оборотным продуктом, который возвращается в конверторы.

Файнштейн с целью разделения меди и никеля флотируют и получают никелевый и медный концентраты. Результаты такой флотации приведены в табл. 6 [20].

Однако и на этой стадии не удается достичь 100-процентного разделения данных элементов, поэтому на последующих технологических операциях будет иметь место тесная кооперация медного и никелевого производства в отношении утилизации промпродуктов. Суммарное извлечение этих металлов в оба концентрата составляет 99% каждого, в том числе в никелевый концентрат никеля 96% и кобальта 92% и в медный концентрат меди 91%. Платиноиды распределяются между никелевым и медным концентратами, в том числе в первый переходит около 90% от содержания его в файнштейне.

Никелевый концентрат и магнитная фракция обжигаются в печах кипящего слоя, в результате никель переходит из сульфидной формы в окисленную в виде закиси никеля, которая подвергается восстановительной электроплавке с получением металлического никеля в виде анодов или гранул. Гранулы по существу являются уже товарным продуктом никеля. С целью получения более чистого металла и извлечения платиноидов никелевые аноды подвергаются электролизу. В результате этой операции получают катодный никель, шлам, поступающий на извлечение платиноидов, золота, серебра, селена и теллура, и анолит, являющийся оборотным продуктом, в котором концентрируются кобальт, железо, а также медь. Выход шлама составляет до 5% от чернового никеля, поступающего на электролиз.

Анолит очищается вначале от меди, которая выделяется в виде цементной меди и поступает на отражательную плавку, затем от кобаль-

*Таблица 6*

**Технические показатели флотации файнштейна**

| Продукты | Состав | | | Извлечение | | |
|---|---|---|---|---|---|---|
| | Ni | Cu | Co | Ni | Cu | Co |
| Файнштейн | 38,2 | 33,9 | 0,7 | 100 | 100 | 100 |
| Никелевый концентрат | 67,0 | 4,2 | 0,1 | 96 | 8 | 92 |
| Медный концентрат | 4,8 | 68,0 | 0,2 | 3 | 91 | 7 |

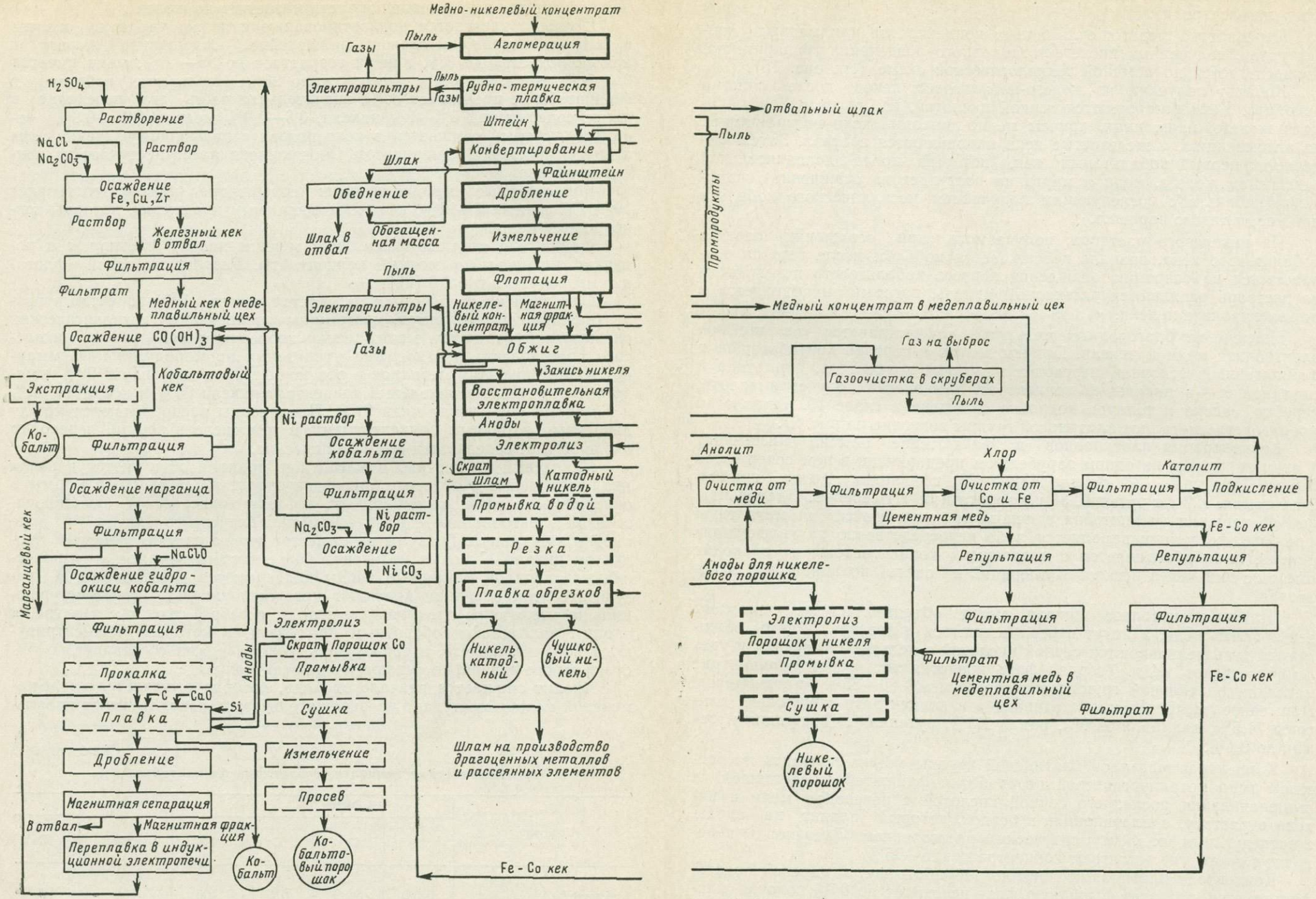



Рис. 26. Металлургическая схема комплексной переработки богатых медно-никелевых руд, коллективного медно-никелевого и никелевого концентратов

та и железа, которые переводятся в твердую фазу и направляются на извлечение кобальта. Жидкая фаза является католитом, поступающим опять на электролиз.

Переработка медных сульфидных концентратов или медных концентратов, полученных после флотационного разделения файнштейна, осуществляется по обычной технологической схеме (см. рис. 15).

Кобальт получают из железо-кобальтовых кеков после очистки анионита. Кеки растворяются серной кислотой, из раствора осаждаются железо, медь, цинк, причем медно-цинковые кеки возвращаются на агломерацию, а железистые кеки направляются в отвал. Затем выделяется первый кобальтовый кек, который после дополнительной очистки от железа, меди и марганца поступает на осаждение гидроокиси кобальта с последующим получением металлического кобальта или кобальтового порошка.

Из никелевого раствора, получаемого при осаждении первого кобальтового кека, вначале доосаждается кобальт, после чего он возвращается на операцию осаждения первого кобальтового кека. Затем из раствора осаждается углекислый никель, который направляется в цех электролиза никеля.

Извлечение благородных металлов осуществляется из шламов электролиза меди и никеля. Причем золото и серебро при обогащении файнштейна в основном переходят в медный концентрат, а платина и платиноиды — в никелевый концентрат. Технология получения золота, серебра, селена и теллура подробно освещена в главе 10. Технология производства металлов платиновой группы показана на рис. 27.

Концентрация платиноидов в файнштейне обычно превышает 1 кг/т; например, на одном зарубежном предприятии в нем содержится 825 г/т платины, 499 г/т палладия, 63 г/т родия 9,0 г/т иридия, 2 г/т осмия, 127 г/т рутения, 36 г/т золота и 63 г/т серебра. Платиноиды при обогащении файнштейна в основном выделяются в магнитную фракцию, которая направляется либо непосредственно на электролиз никеля, либо объединяется с никелевым концентратом и проходит вместе с ним через несколько операций и опять попадает на электролиз.

Шламы электролиза никеля могут объединяться со шламами электролиза меди, а могут перерабатываться и порознь. Шламы обжигаются и выщелачиваются серной кислотой с целью растворения и удаления остатков меди. Твердая фаза представляет собой концентрат металлов платиновой группы с содержанием 60—65% платиноидов. Примерное распределение платиноидов в концентрате следующее: платины 71,5%, палладия 24,9%, родия 2,3%, рутения 1,1%, иридия и осмия по 0,1%.

Концентрат металлов платиновой группы можно получить посредством гидрометаллургической переработки файнштейна, состоящей из выщелачивания последнего серной кислотой с переводом меди и никеля в раствор, а платиноидов в осадок, который плавят на аноды с последующим их электролитическим растворением. Платиноиды переходят в шлам, где достигают концентрации 25—75%.

Концентрат платиновых металлов обрабатывается царской водкой, фильтруется, при этом в жидкую фазу переходит до 95% золота, платины и палладия в виде хлоридов, а в осадке остаются иридий, родий, рутений и осмий.

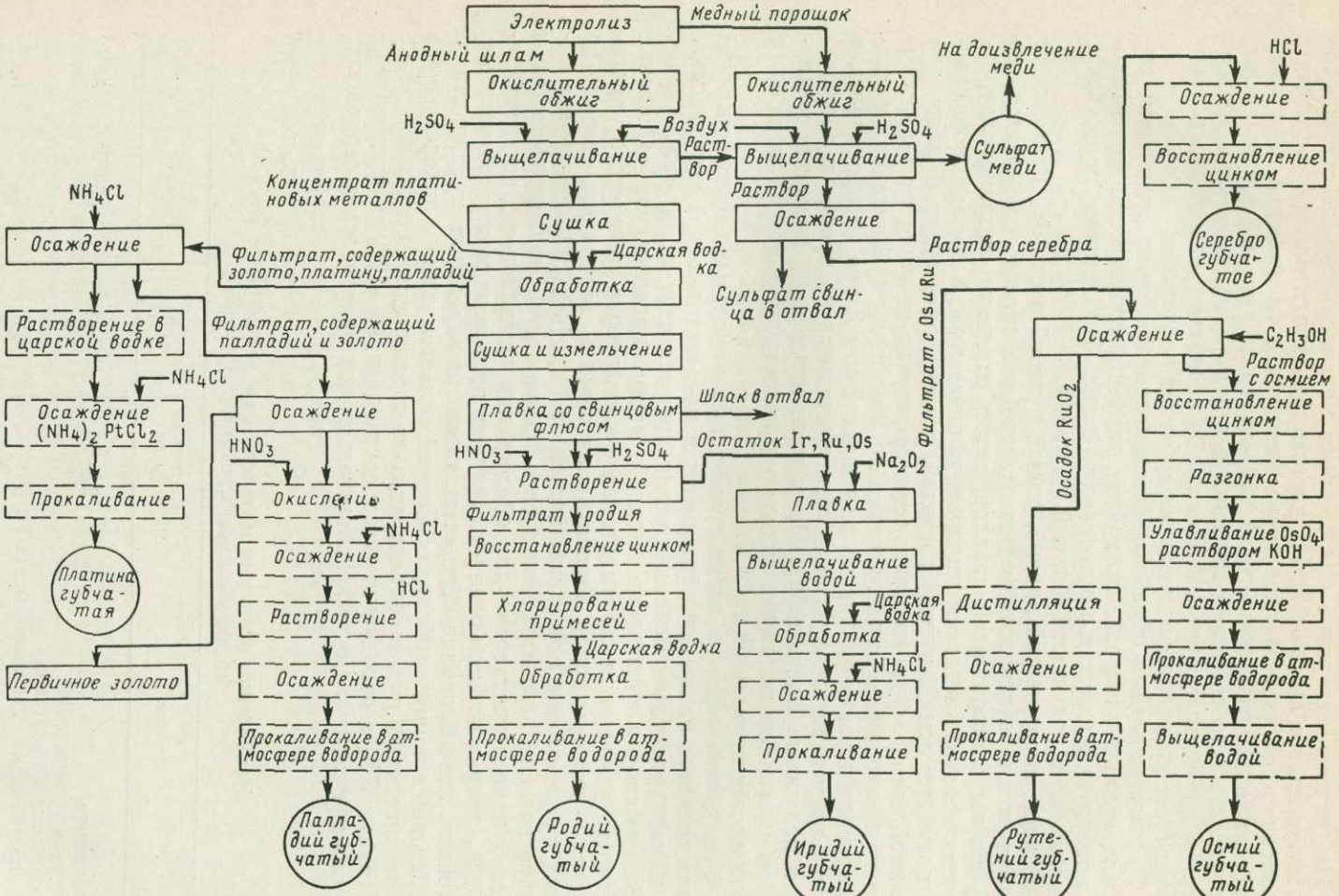



Рис. 27. Технологическая схема получения металлов платиновой группы

Из раствора хлоридов благородных металлов вначале осаждается золото железным купоросом. Из чистого фильтрата платину осаждают насыщенным раствором хлористого аммония с получением хлороплатината аммония, содержащего до 98% платины, который прокаливают, в результате чего получают первичную губчатую платину. Она подвергается гидрометаллургической очистке в несколько операций, и в конечном счете производится товарная губчатая платина.

Раствор палладия обрабатывается последовательно хлористым аммонием, азотной кислотой, аммиаком; палладий соответственно переходит в твердую, жидкую и опять твердую фазы. Последнюю промывают, прокаливают и получают губчатый палладий.

Осадок, содержащий иридий, родий, рутений и осмий, плавится со свинцовым или щелочными флюсами, причем в сплаве содержится до 20% суммы благородных металлов, затем из него гидрометаллургическими методами выделяют индивидуальные соли, а после прокаливания получают осмий, рутений, иридий, родий в виде губки. Выбор той или иной схемы аффинажа платиноидов зависит от места их переработки и концентрации в сырье. Однако до получения файнштейна каких-либо специальных операций по их извлечению обычно не проводится, в связи с этим и большая часть потерь приходится на процессы обогащения и получения файнштейна. Примерное извлечение полезных компонентов из сульфидных медно-никелевых руд и полупродуктов никелевого производства показано в табл. 7.

Утилизация серы из сырья сульфидных никелевых месторождений осуществляется на стадии обогащения и металлургической переработки. На металлургическом переделе утилизируются сернистые газы печей кипящего слоя и конверторов медной ветви производства. Основная трудность утилизации сернистых газов конверторов никелевого производства — неравномерная концентрация серы в отходящих газах во время процесса: она может изменяться от 1 до 14% $SO_2$. Из других металлургических агрегатов никелевого производства концентрация серы в газах пока недостаточна для обеспечения рентабельной ее утилизации. Внедрение новых, более интенсивных процессов может значительно улучшить использование сернистых газов на никелевых предприятиях. В настоящее время наиболее освоенной является плавка никелевых или медно-никелевых руд и концентратов во взвешенном состоянии. Концентрация $SO_2$ в отходящих газах составляет 10—12% и, следовательно, они эффективно могут использоваться для производства серной кис-

Таблица 7

**Извлечение основных металлов при переработке руды на зарубежном предприятии, % [67]**

| Передел | Платиновые металлы | Золото | Никель | Медь |
|---|---|---|---|---|
| Обогащение | 82—85 | 82—85 | 85 | 85 |
| Получение файнштейна | 95 | 95 | 95 | 95 |
| Переработки файнштейна с получением рафинированных металлов | 96 | 96 | 98 | 98 |
| Сквозное извлечение из руды | 77 | 77 | 79 | 79 |

лоты. При кислородно-взвешенной плавке концентрация сернистого ангидрида достигает 75%.

Применение КИВЦЭТной плавки также позволяет утилизировать серу. Интенсификация металлургических процессов обычно позволяет повышать коэффициенты извлечения полезных компонентов и тем самым улучшать комплексное использование сырья.

## *ГЛАВА 13.*

## ОСОБЕННОСТИ КОМПЛЕКСНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ОЛОВЯННЫХ РУД

Все типы оловянных руд коренных месторождений и оловосодержащих песков россыпей подвергаются обогащению. В недалеком прошлом основным процессом обогащения являлась гравитация, в результате чего из богатых россыпей или руд получался оловянный концентрат с содержанием олова до 70% при сравнительно невысоком извлечении металла в концентрат порядка 50—60%. Исчерпание ресурсов богатых месторождений олова заставило вовлекать в промышленную эксплуатацию месторождения олова с более бедными или труднообогатимыми тонковкрапленными рудами, а также искать дополнительные пути повышения эффективности производства олова, например разрабатывать и внедрять широко разветвленные обогатительные схемы и др.

Применение новых прогрессивных операций обогащения: флотации, электромагнитной или электростатической сепарации, обогащения в тяжелых средах, а также освоение комбинированных обогатительно-металлургических схем позволили повысить извлечение олова из руды в промышленные продукты и значительно улучшило комплексное использование оловянной руды. Были разработаны технологические схемы, обеспечивающие эффективную переработку даже хвостов и шламов, ранее накопившихся в отвалах обогатительных фабрик.

В россыпях наиболее частым спутником олова является вольфрам, который при промышленных концентрациях извлекается в вольфрамовый концентрат. Вследствие небольшого различия в удельных весах касситерита и вольфрамовых минералов разделить их гравитационными методами невозможно. Если вольфрам представлен вольфрамитом, то он легко выделяется с помощью электромагнитной сепарации, так как касситерит немагнитен, а вольфрамит слабо магнитен. Но если касситерит покрыт пленками окиси железа, то требуется предварительная обработка коллективного вольфрамит-касситеритового концентрата растворами серной или соляной кислоты.

Наличие пирита вынуждает осуществить обжиг с переводом пирита в магнитную закись-окись железа, которая может быть отделена в слабом магнитном поле. Шеелит отделяется от касситерита либо флотацией, либо электростатической сепарацией.

Основная сложность обогащения коренных руд заключается в опасности переизмельчения касситерита, которая ведет к большим потерям олова со шламами и хвостами. С целью повышения извлечения олова в голове процесса непосредственно после дробления производится предварительное обогащение в тяжелых суспензиях, при этом выход легкой (непродуктивной) фракции колеблется в пределах 40—60% при содержании олова в ней 0,05—0,15%, извлечение олова в тяжелую

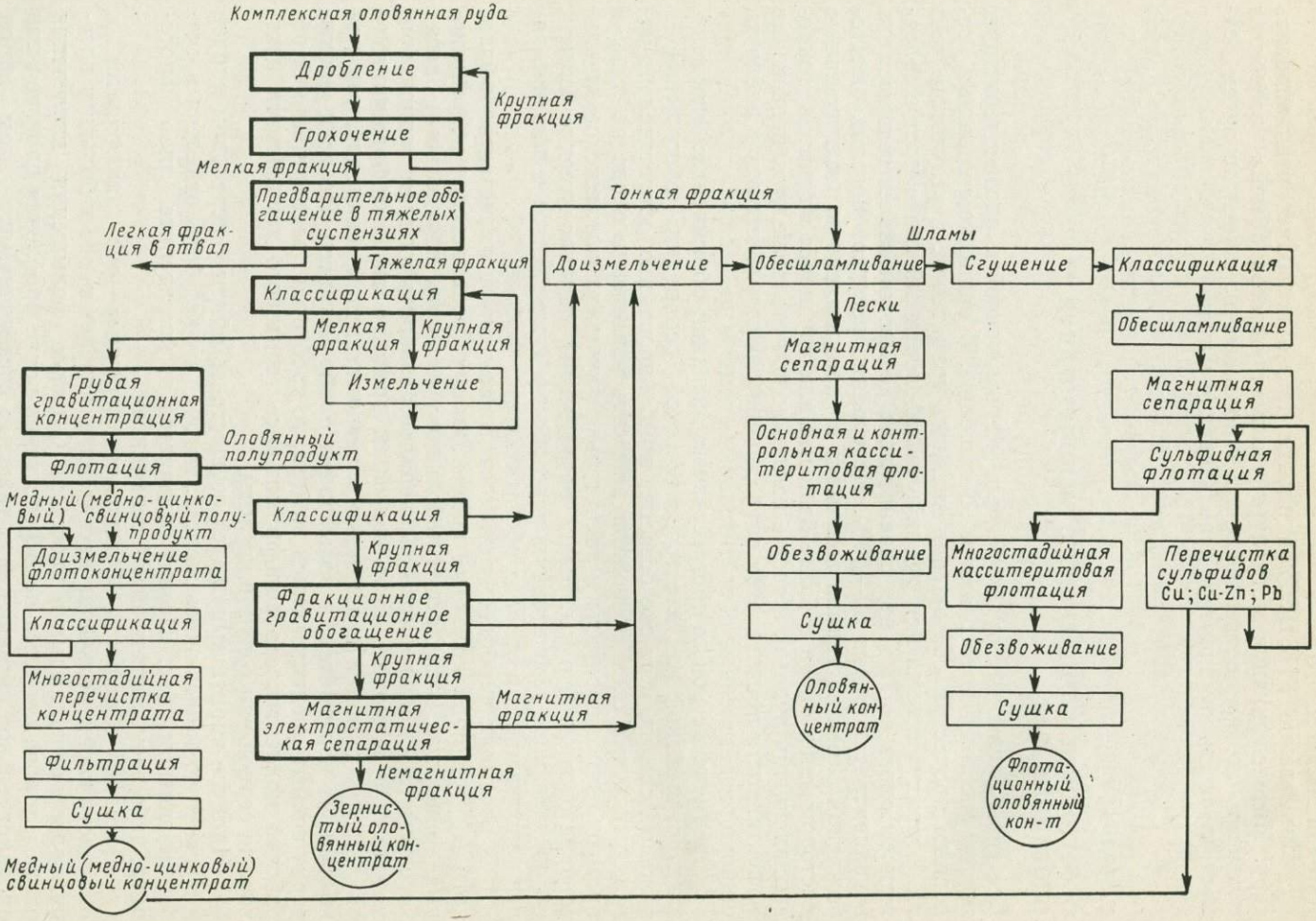



Рис. 28. Комбинированная гравитационно-флотационная схема переработки оловянных руд

фракцию превышает 90%. После измельчения крупность измельченного материала колеблется в больших пределах (от 0,1 до 2 мм), обогащение проводится по многостадийным гравитационным схемам с раздельным обогащением продуктов разной крупности на различном гравитационном оборудовании. На некоторых фабриках раздельному гравитационному обогащению подвергают до 20 продуктов. Если в руде имеются сульфиды, то для их удаления измельченный материал проходил сульфидную флотацию. После гравитации часто шламовый продукт подвергается флотации для дополнительного извлечения олова.

Схемы обогащения песков, поскольку они уже измельчены природой, более просты и ограничиваются гравитационными процессами. Для этих целей используются шлюзы, отсадочные машины, винтовые сепараторы, концентрационные столы. Извлечение олова в концентрат составляет 90—95%.

Для коренных сульфидных руд применяется комбинированная гравитационно-флотационная схема обогащения. Одной из важных задач обогащения этих руд является удаление всех сульфидных минералов. В состав этих минералов могут входить железо, медь, цинк, свинец, висмут, сурьма, мышьяк, золото, серебро, а также рассеянные элементы, сопутствующие указанным металлам (рис. 28). С помощью сульфидной флотации их стремятся выделить в виде промышленных концентратов: пиритного, медного, свинцового, цинкового, в которые могут переходить серебро, висмут, сурьма и мышьяк, не образующие собственных концентратов. Сульфиды в основном разделяются на стадии сульфидной флотации и затем перерабатываются отдельно. Однако это не означает, что оловянный полупродукт полностью очищен от сульфидов. Очистка его ведется и на последующих стадиях технологического процесса, при этом остатки сульфидов уходят в хвосты.

При доводке грубых оловянных концентратов применяются электростатическая и электромагнитная сепарация, флотация и флотогравитация.

Извлечение олова из сложных сульфидов оловянных руд при содержании его в исходной руде в количестве 0,4—1,75% составляет 48—60%, при этом получают концентраты обычно с содержанием олова 46—60% (на некоторых предприятиях оно не превышало 20—35%).

Следует отметить, что прямой зависимости между содержанием олова в руде, его извлечением и содержанием в концентрате не прослеживается. Например, при содержании металла в руде 0,38% извлечение в концентрат составляет 60% и содержание его в нем 60%, в то же время при переработке руды с 1,25% металла получают 35-процентный концентрат примерно с таким же извлечением, а из руд с наиболее высокой концентрацией олова (1,74%), извлечение составляет всего 24% в 40-процентный концентрат. Очевидно, большую роль играют минеральный и гранулометрический состав руд, а также технический уровень предприятий. При обогащении оловянных руд достигается очень высокая степень сокращения продуктивного материала, выход концентрата от руды составляет от 0,4 до 2—3%.

Извлечение сопутствующих компонентов в собственные (одноименные) концентраты также колеблется в широких пределах, и не всегда удается получить кондиционные концентраты.

Так, при переработке комплексной руды был получен медно-цинковый концентрат, содержащий следующие компоненты (в %):

| | Олово | Цинк | Медь |
|---|---|---|---|
| Руда . . . . . | 1,25 | 1,9 | 0,3 |
| Медно-цинковый концентрат . . . . | Нет свед. | 25 | 5,0 |

При этом извлечение из руды в медно-цинковый концентрат составило: меди — 67%, цинка — 55%. На другой фабрике при переработке руды, содержащей 0,9% олова и 0,38% меди, удалось выделить медный 21-процентный концентрат при извлечении меди 70%. Из свинцово-оловянных руд с 0,8% олова и 3,2% свинца извлечение свинца в свинцовый концентрат составило 56,4% при содержании 45,6%. По гравитационно-флотационной схеме был получен оловянно-свинцовый концентрат следующего состава: олова — 37%, свинца — 26%, меди — 0,3%, висмута — 0,03%.

Для улучшения извлечения олова из руд подвергаются обогащению шламы касситеритовой ветви. Они сгущаются, обесшламливаются, классифицируются, подвергаются концентрации на столах с последующими магнитной сепарацией, сульфидной и касситеритовой флотацией и многократными перечистками; в результате получается бедный оловянный концентрат с содержанием олова 10—30%. Извлечение олова из шлама может колебаться в очень широких пределах, достигая 50—55%, но от содержания в исходной руде оно будет порядка 7—15%, в некоторых случаях 30—35%. Это позволяет поднять суммарное извлечение олова в концентрат до 60—80%.

Для труднообогатимых мелковкрапленных руд разработаны комплексные обогатительно-металлургические схемы. В обогатительной части схемы с помощью гравитации и флотации получают промпродукт с низким содержанием олова (2—5%), который подвергается фьюмингованию, в возгонах содержание олова повышается до 50% и выше.

Фьюмингование можно применять для переработки труднообогатимых комплексных руд, в которых содержатся цинк, свинец, медь, железо, сурьма и мышьяк. Эти компоненты вместе с оловом переходят в возгоны, откуда могут извлекаться различными химико-металлургическими способами (рис. 29).

В табл. 8 приводятся сравнительные показатели обогащения сульфидно-оловянных тонковкрапленных руд отдельных месторождений по чисто обогатительным и комбинированным обогатительно-металлургическим схемам.

*Таблица 8*

**Показатели обогащения сульфидно-оловянных тонковкрапленных руд [70]**

| Наименование схемы | Содержание олова в руде, % | Содержание олова в концентрате, % | Извлечение олова в концентрат, % |
|---|---|---|---|
| Обогатительная | 1,18 | 21,3 | 48,4 |
| Комплексная | 0,82 | 50,0 | 68,8 |
| Обогатительная | 0,80 | 25,0 | 48,0 |
| Комплексная | 0,67 | 51,5 | 63,8 |

При обогащении по комбинированным схемам ожидается, что содержание олова в концентрате достигнет 50%, извлечение возрастет на 15—20% (абс.).

Кроме фьюмингования могут применяться другие термические методы обогащения — возгонка хлоридов и сульфидов олова.

Извлечение олова из концентратов может осуществляться по различным схемам. Выбор технологии предопределяется химическим составом концентратов, содержанием олова в нем, наличием попутных компонентов.

На рис. 30 показана комбинированная гидро-пирометаллургическая схема переработки оловянных концентратов, по ней можно представить характерные черты и более простых схем.

Обжиг концентратов может быть окислительный, окислительно-восстановительный, хлорирующий или магнетизирующий. Выщелачивание обожженного концентрата позволяет удалить большую часть железа (до 87%), меди (80%), ртути и висмута (до 90%), мышьяка и сурьмы (до 60%) с получением соответствующих промпродуктов. Еще при об-

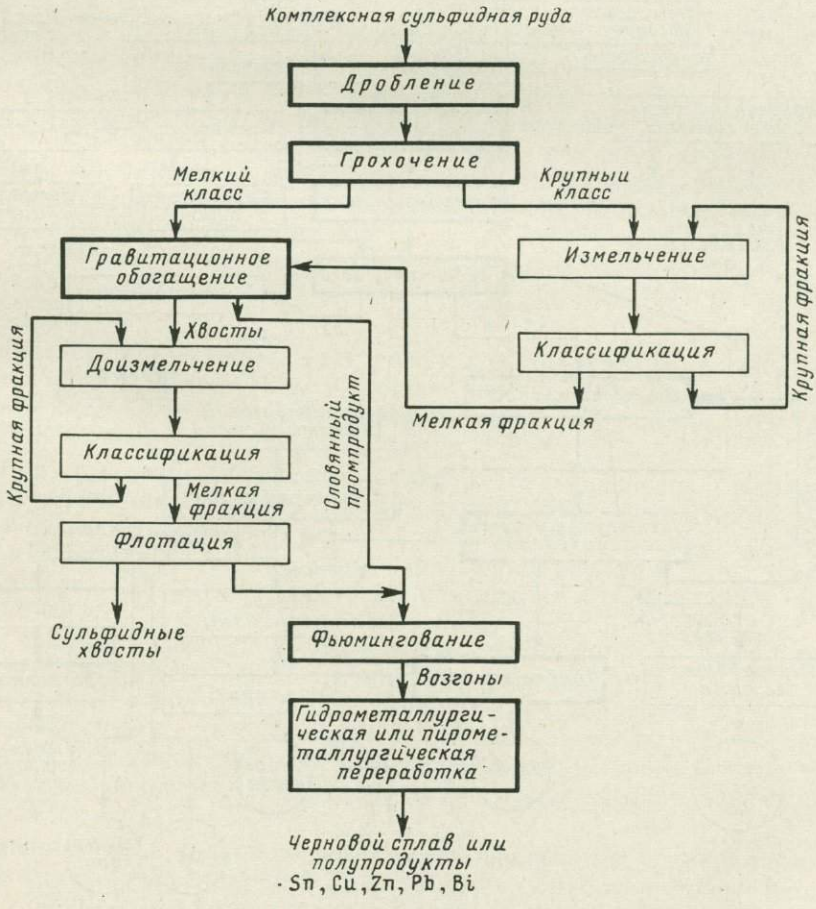



Рис. 29. Комбинированная обогатительно-металлургическая схема переработки оловянных руд

жиге практически полностью удаляется сера, а также частично мышьяк и сурьма.

С помощью гидрометаллургии из обожженного концентрата возможно получение вольфрамового и тантало-ниобиевого концентратов. Ассортимент получаемой попутной продукции определяется составом перерабатываемых концентратов.

Для выделения тантало-ниобиевого концентрата применяется магнетизирующий обжиг с последующей магнитной или электростатической сепарацией. Из магнитной фракции выделяют тантал-ниобиевый концентрат.

Для удаления мышьяка применяется окислительно-восстановительный обжиг. Хлорирующий обжиг позволяет переводить в возгоны до 90% свинца, сурьмы и висмута. Добавка кальцинированной соды к об-

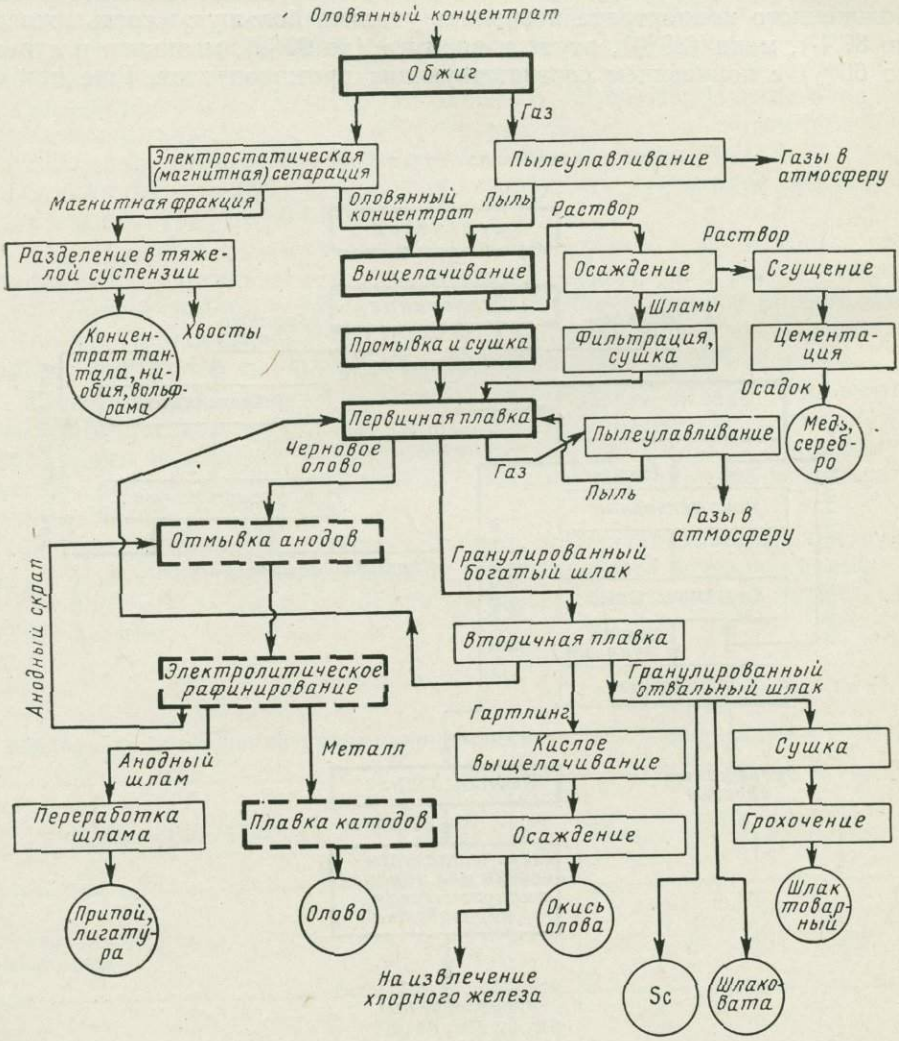



Рис. 30. Комплексная гидро-пирометаллургическая схема переработки оловянных концентратов

жигаемому концентрату, содержащему вольфрам, позволяет перевести его в искусственный шеелит и извлечь. Обжиг может вестись в одну, две и даже три стадии. Основное назначение обжига и выщелачивания — это удалить большую часть вредных примесей, которые сами представляют немалую ценность.

В результате первичной плавки получают черновое олово и богатый шлак с содержанием олова до 20%; извлечение олова в черновое при первичной плавке не превышает 80%. Богатый шлак поступает на вторичную плавку с получением гартлинга — сплава олова (20—40%) и железа (80—60%). Гартлинг может возвращаться в виде оборотного материала на первичную плавку или непосредственно перерабатываться пирометаллургическим методом либо электроплавкой с получением чернового олова и ферросилиция или же гидрометаллургическим — с выпуском окиси олова и хлорного железа.

Извлечение компонентов в соответствующую товарную продукцию достигает следующих величин: олова — 97,6%, железа — 88%, сурьмы — 95%, свинца, серебра и висмута — 99%.

Организация рациональной переработки первичного шлака, содержащего 10—25% олова, является важнейшим условием повышения комплексности использования оловянного сырья (рис. 31). Наиболее прогрессивным технологическим процессом переработки богатого шлака является фьюмингование, которое позволяет получать возгоны с содержанием 70% олова при содержании его в отвальных хвостах от 0,2 до 1%. Степень возгонки олова достигает очень высоких показателей — более 98%. Фьюмингование практикуют применять и для переработки бедных концентратов. Имеются сведения об использовании циклонных печей для возгонки богатых шлаков.

В отвальных шлаках некоторых предприятий концентрируются значительные количества пятиокисей ниобия (4—13,5%) и тантала (4—9%).

Шлак переплавляется в электропечах в продукт с содержанием 10% пятиокиси тантала, 12% пятиокиси ниобия, 13% двуокиси титана, 12% трехокиси алюминия, 10% окиси кальция, 14% кремнезема, 24% железа и 3% окиси марганца.

Затем этот сплав дробится, подвергается магнитной сепарации, магнитная фракция проходит окислительный обжиг, полученный сплав измельчают и обрабатывают водой для выведения в раствор кремния, титана и алюминия. Осадок еще обрабатывают кислотой и щелочью и получают богатый тантало-ниобиевый концентрат с содержанием пятиокиси ниобия 25% и пятиокиси тантала 22%, который представляет товарный продукт. Эффективно перерабатывают шлаки и с меньшим содержанием пятиокисей ниобия и тантала (порядка 2,5—3% каждой), в результате чего получают тантало-ниобиевый концентрат, содержащий до 40% суммы пятиокисей при примерно равном их соотношении. Кроме того, для выделения этих продуктов можно использовать экстракцию. Степень извлечения тантала из шлака очень высокая, может превышать 98%.

Если в шлаках содержится трехокись вольфрама, даже в незначительных количествах (порядка 2%), то после обработки сплава окислительного обжига, где концентрация трехокиси вольфрама возрастает до 15%, щелочью вольфрам выделяется в виде вольфрамата натрия, из которого получают металл.

На операциях огневого рафинирования чернового олова удаляют примесь железа и меди продувкой расплава воздухом, а затем последующей обработкой реагентами очищают от примесей мышьяка, сурьмы, висмута, свинца и других металлов. Некоторые выделяемые в процессе рафинирования продукты, например медистые съемы, дросс хлористого свинца, могут использоваться для извлечения из них полезных компонентов. Съемы, содержащие различные цветные металлы, могут переплавляться на оловянно-свинцовые сплавы и припои. Огневое рафинирование можно дополнять электролитическим рафинированием, что позволяет получать высокие марки олова чистотой 99, 98%.

Отходы электролитического рафинирования, в частности анодный шлам, в котором содержатся свинец, сурьма, медь, висмут, драгоценные и рассеянные металлы и до 30% олова, перерабатывают методами пирометаллургии для получения различных сплавов и припоев.

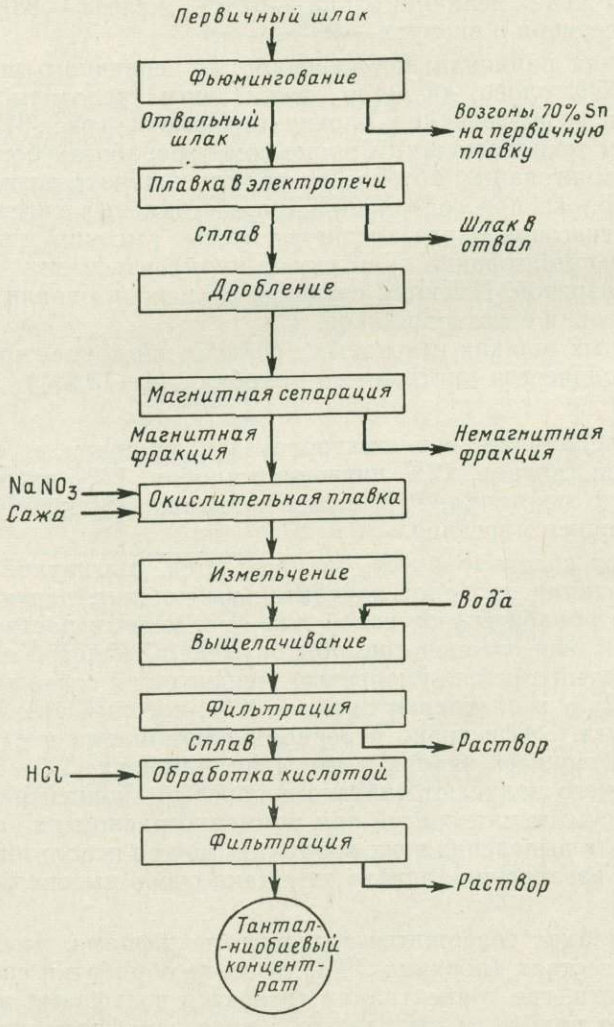



Рис. 31. Технологическая схема переработки оловянных шлаков первичной плавки

Анодный шлам может переплавляться вместе с пылями обжиговых печей на черновой сплав, содержащий до 75% олова, который возвращается в первичную плавку. Из обработанного электролита иногда извлекают индий.

Для металлургического передела переработки оловянных концентратов характерно высокое извлечение металлов в товарные продукты, в том числе в сплавы и припои; оно может достигать для олова более 97%, для сурьмы и свинца 95—99%.

При металлургической переработке оловянных концентратов из них попутно извлекаются медь, свинец, серебро, ртуть, тантал и ниобий, железо, вольфрам, индий, скандий, висмут.

Медь, свинец и висмут могут получаться либо в чистом виде, либо в сплавах с оловом, либо в припоях и лигатурах. Серебро, индий и скандий обычно получают в виде металлов или стандартных химических соединений, железо — в виде ферросилиция или хлорного железа, тантал и ниобий — в виде тантало-ниобиевых концентратов, шлаков, сплавов с суммарным содержанием тантала и ниобия 12—20%, вольфрам — в виде богатых вольфрамовых концентратов.

Промышленными источниками олова кроме собственных руд могут быть полиметаллические медно-цинковые, вольфрамовые, молибденовые, тантало-ниобиевые руды. Из сульфидных полиметаллических, медно-цинковых, вольфрамовых и молибденовых руд олово при обогащении обычно переходит в хвосты флотации, откуда при содержании 0,15% оно может извлекаться по комбинированной флотационно-гравитационной схеме. Обогащение хвостов может начинаться с пиритной флотации, которой иногда предшествует гравитация. Хвосты пиритной флотации подвергают многостадийному гравитационному обогащению, а при наличии включений магнитных компонентов — магнитной сепарации, в результате чего удается получить оловянный концентрат с содержанием до 60% олова. Суммарное извлечение олова из хвостов основной флотации не превышает 45—50%.

Из медно-молибденовых сульфидных руд месторождения Клаймакс получают 18-процентный оловянный концентрат. Олово, содержащееся в тантало-ниобиевых рудах или песках, гравитационными методами обогащения может быть выделено в оловянный концентрат, обогащенный танталом и ниобием. При его металлургической переработке тантал и ниобий выделяются в промпродукты, откуда они могут быть извлечены.

## *ГЛАВА 14.*

## ОСОБЕННОСТИ КОМПЛЕКСНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ АЛЮМИНИЕВОГО СЫРЬЯ

Вопросы технологии переработки комплексного алюминиевого сырья целесообразно рассматривать отдельно для каждого из его видов. Наибольшее промышленное значение имеет боксит, приступают к использованию нефелинов и алунитов. Такие виды алюминиевого сырья, как каолины, силлиманиты, кианиты и т. д., пока для производства промышленностью не используются.

При производстве глинозема из бокситов методом Байера и спеканием большинство попутных элементов переводится в нерастворимый остаток — красный шлам, в алюминатные растворы частично перехо-

дят ванадий (до 80%), галлий (65—70%), хром, откуда они извлекаются на последующих операциях.

Извлечение прочих сопутствующих компонентов из красного шлама пока осуществляется только в опытных масштабах. Однако в настоящее время интенсивно разрабатываются многочисленные схемы переработки красного шлама в основном с целью доизвлечения алюминия и утилизации железа и других компонентов.

Метод Байера обычно применяется для переработки алюминия с большим кремневым модулем ($Al_2O_3/SiO_2$), ибо наличие кремния способствует увеличению доли алюминия, переходящего в красный шлам, и удорожает процесс.

На рис. 32 приведена схема переработки боксита по методу Байера с попутным получением ванадия и галлия и утилизацией красного шлама. Ванадий и галлий при этом методе постепенно накапливаются в алюминатных растворах, причем концентрация их значительно повышается по сравнению с исходным содержанием: галлия — в 50 раз, ванадия — в меньших масштабах.

По достижении определенной концентрации алюминатный раствор выводят из основного процесса производства глинозема, извлекают из него тем или иным способом попутные компоненты и затем возвращают обратно в процесс для получения глинозема. Содержание попутных компонентов в бокситах может колебаться в широких пределах (ванадия 0,001—0,2%, галлия 0,02—0,008%), но во всех случаях оно будет иметь промышленное значение.

Ванадий извлекается из алюминатного раствора методом кристаллизации его солей. При концентрации ванадия 0,5—0,7 г/л он осаждается из алюминатного раствора в виде черновой соли, именуемой также ванадиевым шламом. Вместе с ванадием также в виде солей осаждаются мышьяк, фосфор и фтор. Содержание в соли $V_2O_5$ составляет 5—12%, $P_2O_5$ — 5—12%, F — 0,8%, $As_2O_5$ — 0,5—2%. С целью очистки ванадия от примесей ванадиевая соль может перерабатываться методами кристаллизации, экстракции, ионного обмена и электролиза.

Ванадиевая соль растворяется в воде и серной кислоте, и из раствора выделяют чистые соли ванадия или пятиокись ванадия. Извлечение ванадия из ванадиевой соли в чистые соединения достигает при кристаллизационных методах 75—90%, а при экстракции и ионном обмене 97—98%.

В некоторых ванадиевых солях содержится фтор. При выщелачивании и сгущении ванадиевой соли фтор в виде двойных солей вместе с другими нерастворимыми примесями переходит во фтористый шлам, где содержание NaF колеблется от 20 до 70. С помощью гидрометаллургических методов из него выделяют чистый NaF, содержащий 98—99% основного вещества, который может быть использован для производства криолита.

Содержащийся в боксите галлий при переработке методом Байера на три четверти переходит в алюминатный раствор, а частично остается в шламах выщелачивания. При последующих операциях он также распределяется между раствором и осадками, в результате чего происходит обогащение растворов галлием и возрастает его выход в глинозем. Содержание галлия в продуктах глиноземного производства следующее: красный шлам — 0,006—0,075%, оборотный алюминатный раствор — 0,02 г/л, глинозем — 0,01—0,012%. Из всех этих продуктов галлий может извлекаться.

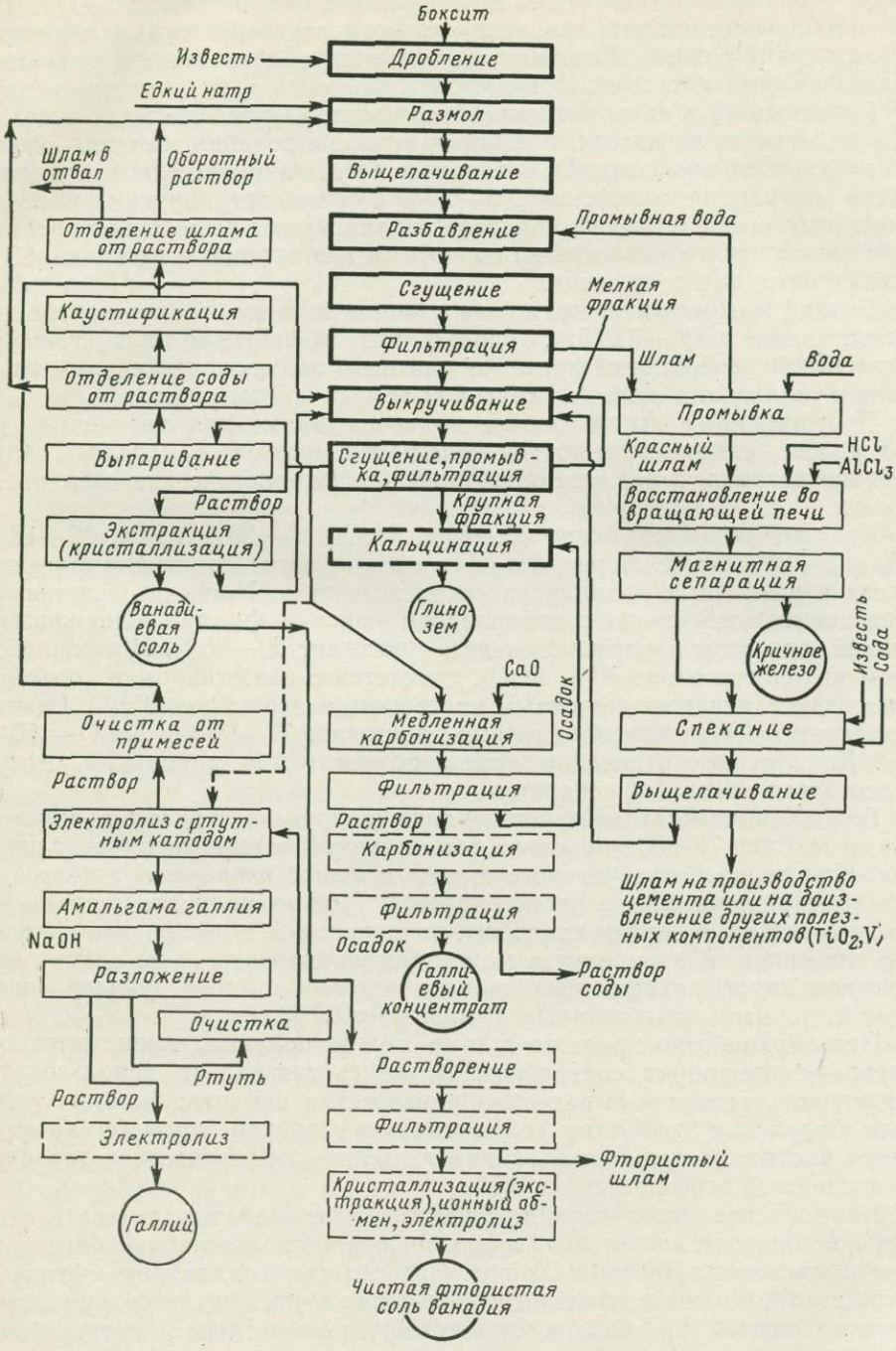



Рис. 32. Технологическая схема переработки бокситов по методу Байера и возможная схема утилизации красного шлама

Из алюминатного раствора обычно двустадийной карбонизацией получают осадок, обогащенный галлием, раствор же возвращают в основной процесс. Содержание галлия в осадке составляет 0,3—1%. Из него или непосредственно из алюминатного раствора можно получить металлический галлий экстракционными, электролитическими или электрохимическими методами.

Перешедший в глинозем галлий при электролизе вместе с алюминием выделяется на катоде, и тогда при рафинировании методом трехслойного электролиза галлий остается в остаточном анодном сплаве, где его содержание составляет 0,2—0,3% в сочетании с другими элементами-примесями. Галлий из анодного сплава может выделяться различными щелочными и кислотными способами в сочетании с экстракцией и другими методами осаждения.

Галлий может извлекаться и из красных шламов, где концентрация его составляет 0,006—0,075%, однако это эффективно при условии комплексной переработки красного шлама с целью доизвлечения алюминия и утилизации железа и других полезных компонентов.

Промышленное использование красного шлама для получения из него железа, алюминия и других полезных компонентов началось сравнительно недавно, и нет еще общепринятых технологических схем переработки.

Красный шлам содержит 38—45% $Fe_2O_3$, 15—20% $Al_2O_3$, 10—15% $SiO_2$ и 8—12% $Na_2O$. Переработка его заключается в восстановлении железа в различных металлургических агрегатах. Процесс ведется в восстановительной среде с добавлением кокса и флюса, содержащего кальций, при этом извлечение железа достигает 80—90%. Шлам, в котором находится около 27% $Al_2O_3$, спекается с известняком и содой и затем выщелачивается щелочным раствором, содержащим $Na_2O$. Извлечение алюминия из красного шлама достигает 77—90%, $Na_2O$ — 50—75%. Для лучшего отделения железа различные промпродукты могут подвергаться магнитной сепарации.

Важное значение имеет регенерация щелочи из красного шлама, куда переходит 75—80% щелочи, используемой в производстве глинозема. При переработке красного шлама с целью извлечения железа и алюминия щелочь также регенерируется. Можно получать щелочь из красного шлама и другим способом, не связанным с извлечением железа и алюминия. В этом случае можно регенерировать ее из шлама посредством каустификации известковым молоком с последующей промывкой, при этом извлечение $Na_2O$ достигает 90%.

При переработке красного шлама можно получать также кричное железо — полупродукт, содержащий двуокись титана, и использовать оставшуюся часть как сырье для производства цемента; кроме того, после извлечения указанных компонентов в основной процесс возвращается раствор, содержащий глинозем, и тем самым сквозное извлечение последнего повышается на 10%.

Комплексное использование бокситов, перерабатываемых спеканием, несколько отличается от аналогичного использования бокситов, перерабатываемых методом Байера. Помимо ванадия, натрия, фтора и галлия, которые могут извлекаться по схемам, применяемым при переработке бокситов по байеровскому методу, в этом случае могут быть использованы карбонатные составляющие для производства высококачественного цемента. Технология получения цемента из бокситов и нефелинов практически одинакова, однако при переработке нефелинов по-

лучается более широкий комплекс полезных компонентов, поэтому вопросы получения цемента из алюминиевого сырья будут рассмотрены в разделе нефелинов.

Необходимо отметить, что характер попутной продукции, получаемой в производстве алюминия, несколько иной, чем попутной продукции, получаемой при переработке руд других цветных металлов. В алюминиевой промышленности попутная продукция часто получается не от того, что тот или иной полезный компонент содержится в сырье, а вследствие использования в производстве большого объема вспомогательных материалов, утилизация которых дает значительный экономический эффект. Такими продуктами являются регенерированная щелочь натрия при производстве глинозема по байеровскому методу, сода, поташ, клинкер для производства цемента при получении глинозема спеканием из нефелинов.

Нефелины — второй по значимости после бокситов вид алюминиевого сырья. Он уступает по качеству бокситам, так как в нем содержание $Al_2O_3$ обычно меньше, чем в бокситах, и составляет 20—28%, содержание $SiO_2$ — 44—50%. Только комплексное использование нефелинов и применяемых при их переработке вспомогательных материалов позволяет эффективно осуществить промышленное производство глинозема.

Нефелины в природе встречаются либо в виде собственных, либо в виде комплексных апатит-нефелиновых месторождений.

Апатит-нефелиновая порода подвергается обогащению флотацией, в результате которой выделяется апатитовый концентрат, содержащий 38—40% $P_2O_5$ или 90—98% минерала апатита. При содержании глинозема в исходной руде 10—12% удается получить концентрат, содержащий 29,2—29,8% глинозема, 48% кремнезема, 18,5% суммы окислов натрия и калия.

Из нефелинового концентрата получают глинозем, соду, поташ, исходный продукт для производства высококачественного портландцемента. Для производства 1 т глинозема расходуется 4,1 т нефелинового концентрата, 8,8 т известняка, попутно получают 1 т смеси соды и поташа и 7,5 т цемента. В нефелинах нередко содержится галлий, который извлекается в глиноземном и алюминиевом производстве.

Переработка нефелинов на глинозем осуществляется методом спекания с добавкой известняка и извести по типичной схеме, изображенной на рис. 33. При этом на 1 т нефелина расходуется до 8 т известняка. Оба исходных продукта дробятся, смешиваются и спекаются в трубчатых печах с целью получения растворимого в воде алюмината натрия и перевода кремнезема в малорастворимые кальциевые силикаты.

При спекании происходит большой пылеунос. Отходящие газы печи спекания очищаются от пыли и направляются на процесс карбонизации. Уловленную пыль добавляют в шихту, и она опять поступает в печь спекания. Спек выщелачивают водой, слабыми растворами соды или алюмината натрия, для чего широко используются промывные воды или оборотные растворы.

Шлам отделяется, промывается и используется для производства цемента (получающийся при переработке боксита шлам близок к красному шламу и пока направляется в отвал). Полученный раствор алюмината натрия подвергается обескремниванию: растворенный кремнезем переводится в нерастворимые соединения и после отстаивания и фильтрации чистый алюминатный раствор подвергается карбонизации, а осадок, так называемый белый шлам, возвращается в голову процесса.

Карбонизация ведется посредством продувки отходящих печных газов, содержащих углекислый газ, через алюминатный раствор, который быстро распадается на $Al_2O_3 \cdot 3H_2O$ и щелочь NaOH, последняя под воздействием $CO_2$ превращается в соду. После карбонизации содовый раствор отделяют и направляют в оборот на выщелачивание спека, а избыточное количество подвергают выпарке с получением товарных соды и поташа (при переработке бокситов весь раствор является оборотным). Гидрат алюминия промывают, фильтруют и подвергают кальцинации с целью получения негигроскопичного глинозема.

Если в нефелинах имеется галлий, то он может быть извлечен теми же методами, что и из бокситов.

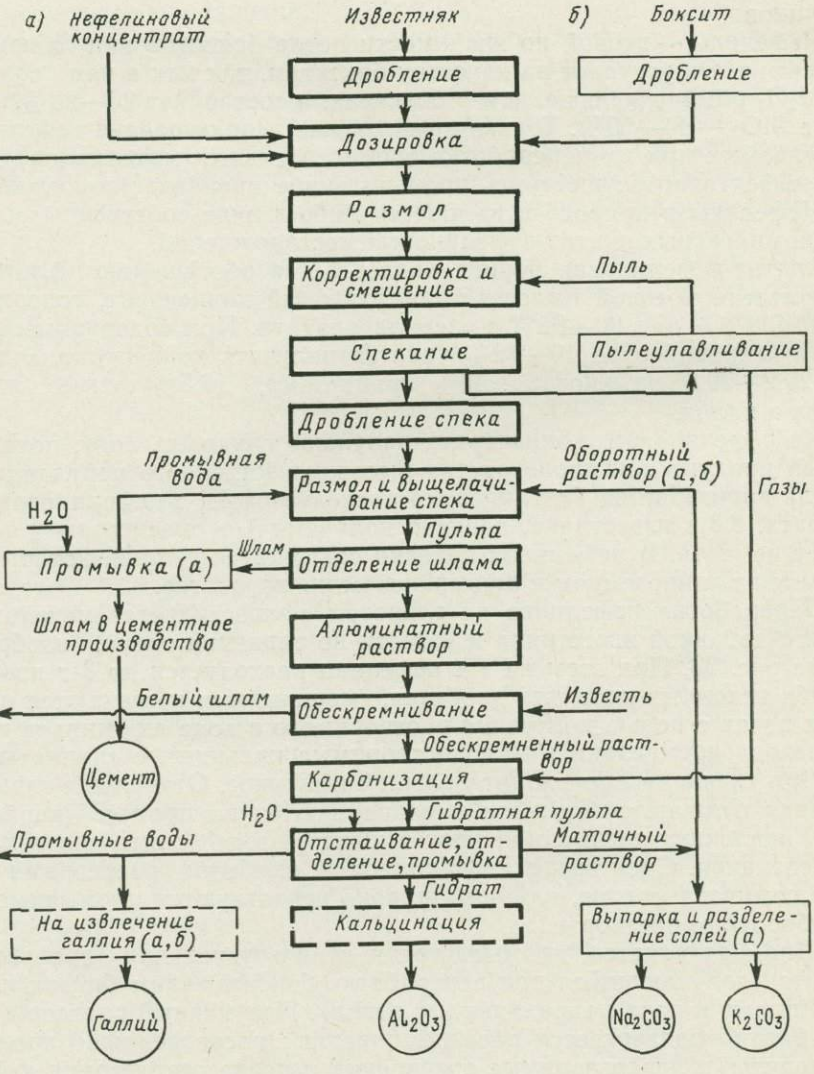



Рис. 33. Типичная технологическая схема переработки бокситов и нефелинов на глинозем методом спекания

Из алунитов в промышленных масштабах глинозем пока не получают, но ведутся обширные исследования по разработке и опробованию различных схем.

Аналогичные схемы разрабатываются и для других видов алюминиевого сырья — глин, каолинов, зол энергетических углей и т. п.

Среди многообразия разрабатываемых схем можно выделить две группы: а) кислотные схемы, в которых основными реагентами могут быть серная, соляная и азотная кислота, б) спекательные схемы, в голове которых осуществляется спекание алюминиевого сырья с известняком.

При содержании в исходном сырье 50% алунита при производстве 1 т глинозема можно произвести 1,3 т моногидрата серной кислоты и 0,24 т сульфита калия, для чего потребуется 6,7 т руды. Технологическая схема переработки алунитов показана на рис. 34.

Предварительно обезвоженная алунитовая порода подвергается восстановительному обжигу в печах кипящего слоя, при этом высококонцентрированный сернистый газ (до 75% $SO_2$) используется для производства серной кислоты. Обожженная алунитовая порода выщелачивается едким натром и алюминат-сульфатный раствор перерабатывается

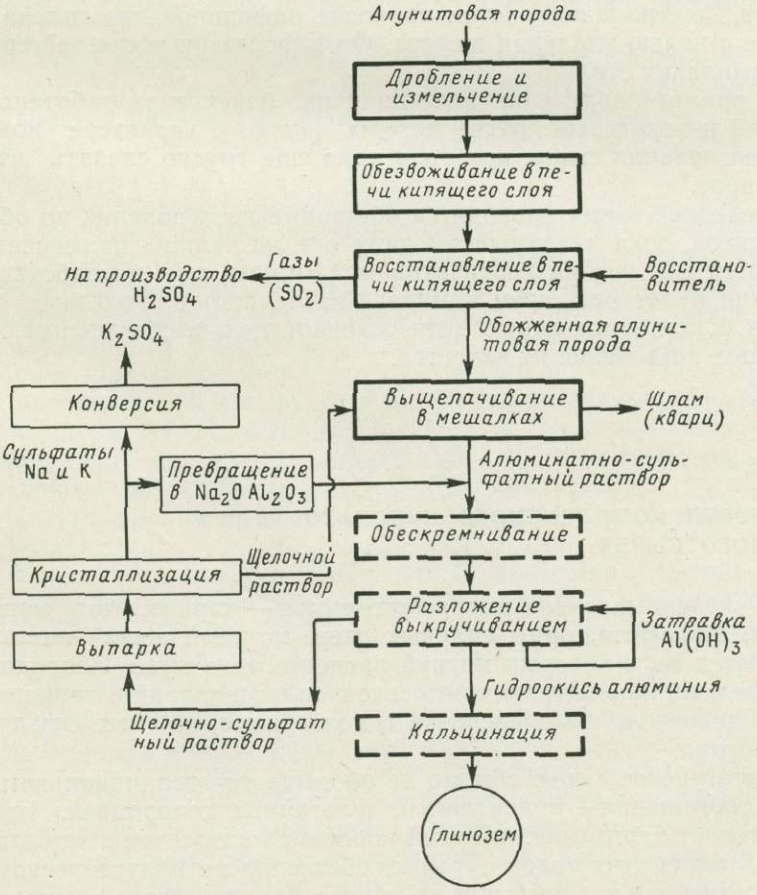



Рис. 34. Технологическая схема переработки алунитов на глинозем

на глинозем по схеме, аналогичной байеровской. Избыточные сульфаты натрия обрабатывают хлористым калием для получения товарного продукта — *сернокислого калия.*

На производство алюминия поступает весьма чистый продукт глинозем, в котором содержится ничтожное количество примесей, использование которых в промышленных масштабах нецелесообразно. Исключение составляет галлий, который может извлекаться из анодного сплава при рафинировании алюминия методом трехслойного электролиза. Однако при производстве алюминия используются фтористые соли, причем фтор при электролизе переходит в газообразное состояние. Содержание его в анодных газах порядка 40 мг/м$^3$. Газы, кроме того, содержат пыль и смолы. Очистка и утилизация полезных компонентов, содержащихся в анодных газах, является насущной задачей, решение которой позволит улучшать охрану окружающей среды, утилизировать фтор и получать до 80% фтористых соединений от потребленного их количества.

Проводятся исследования по разработке новых технологических процессов прямого получения алюминия и силумина (сплава алюминия с кремнием) без получения глинозема. При производстве силумина из глин предполагается комплексно использовать содержащиеся в них $Al_2O_3$ и $SiO_2$. Глины шихтуются расчетным количеством глинозема, подвергаются электроплавке, затем проводят рафинирование сплава и зейгерование с целью удаления железа. Фильтростаток после зейгерования идет на выплавку стали.

Для прямого получения алюминия из боксита разработаны субхлоридный и некоторые другие методы, однако о характере комплексного использования сырья при этом пока еще трудно сказать что-либо определенное.

В последнее время проводятся обширные исследования по обогащению бокситов, пока в промышленности они не нашли применения, но оцениваются как весьма перспективные. Видимо, при разработке схем обогащения будет расширен комплекс извлекаемых полезных компонентов из бокситового сырья, хотя основной целью обогащения бокситов остается повышение их качества.

## *ГЛАВА 15.*

## ОСОБЕННОСТИ КОМПЛЕКСНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ МАГНИЕВОГО СЫРЬЯ

Из многочисленных видов магниевого сырья — карналлитов, магнезита, доломита, бишофита, рапы соляных озер, морской воды — комплексно используются те, в которых магний представлен в виде хлоридов или магниевые соли находятся в комплексе с солями натрия и кальция. Магнезиты и доломиты комплексно не используются, из них извлекается только магний.

Хлормагниевое сырье обычно не обогащается традиционными процессами обогащения — гравитацией, флотацией, сепарацией. Исключение составляет карналлит, который хорошо обогащается в тяжелых средах. Подготовка этих видов сырья к собственно металлургическому процессу заключается в дроблении полезного ископаемого и химической их обработке с целью отделения примесей и обезвоживания.

Основными попутчиками магниевого сырья являются хлористый натрий (поваренная соль), хлористый калий и некоторые другие соли щелочных металлов, а также хлор и бром, которые используются поразному в зависимости от состава исходного сырья и характера его промышленного использования.

В настоящее время в промышленности применяются два способа получения металлического магния: электролитический и термический. Наиболее распространен электролитический метод, заключающийся в электролизе безводного хлорида магния. Термический метод имеет две модификации: карботермию и углетермию. Этот метод основан на восстановлении окиси магния углеродом или кремнием. Так как исходным сырьем для металлургической переработки является окись магния, то для этих способов пригодны магнезит и доломит, причем предпочтение отдается доломиту, поскольку содержащаяся в нем окись кальция связывает образующийся кремнезем в тугоплавкий силикат кальция. Как уже указывалось, при переработке магнезитов и доломитов не извлекают попутных продуктов из магниевого сырья, однако при карботермическом методе получают не только магний, но и другие полезные продукты, сырьем для которых служат употребленные в процессе основные материалы. В связи с этим рассмотрим сущность этого технологического процесса.

Основным исходным сырьем является кальцинированный доломит, восстановителем служит 75-процентный ферросилиций, в качестве флюса добавляется плавиковый шпат. Материалы шихтуются в пропорции 5 т доломита, 1 т ферросилиция, содержащего 75% кремния и 3—5% плавикового шпата.

Шихта из этих материалов брикетируется и прокаливается, прокаленные брикеты подвергают высокотемпературному обжигу в герметических ретортах в вакууме, снабженных двумя конденсаторами. В результате магний восстанавливается. В связи с тем что процесс идет при очень высоких температурах, магний в этот момент находится в парообразном состоянии и конденсируется на стенках цилиндрического конденсатора в виде кристаллов и друз различной формы. Пары других щелочных металлов конденсируются в дисковом конденсаторе при более низкой температуре. Процесс периодический, после его завершения реторта демонтируется, из цилиндрического конденсатора выгружается магний кристаллический, из реторты извлекают твердые остатки от реакции восстановления, а из дискового конденсатора конденсат щелочных металлов.

Кристаллический магний, полученный силикотермическим способом и отличающийся очень высокой чистотой (до 99,97%), переплавляется в слитки товарного магния. Остатки брикетов могут использоваться в сталеплавильном производстве.

Во Франции разработан непрерывный процесс получения магния силикотермическим методом в электрической печи, оснащенной конденсатором. В состав шихты вводят дополнительно глинозем, который позволяет вести весь процесс в жидкой фазе расплавленного алюмосиликата кальция. Обожженный доломит и ферросилиций загружаются мелко раздробленными и взаимодействуют в среде жидкого шлака. Для более полного проведения процесса загружается избыточное количество 75-процентного ферросилиция. В результате получают металлический магний чистотой 99,9%, обедненный 45-процентный ферросилиций в количестве до 0,5 т на 1 т магния, используемый в сталеплавильном про-

изводстве, и 5—5,5 т глиноземного шлама, идущего на изготовление цемента.

Электролитический метод получения магния из безводного хлорида магния пригоден для производства магния из всех видов сырья, в том числе из магнезита и доломита, предварительно подвергнутых хлорирующему обжигу.

Хлормагниевые виды сырья в природе обычно бывают комплексными: представляют собой либо смеси различных пород, обычно солей галогенов и серы, либо комплексные породы, содержащие несколько полезных компонентов, например карналлит содержит хлориды магния и калия. Особенно обширен и разнообразен комплекс полезных компонентов, входящих в рапу современных или древних озер, в минерализованные природные воды и морскую воду. Эти виды сырья подвергают первичной переработке с целью выделения отдельных полезных компонентов.

При наличии брома в сырье оно обрабатывается хлором с целью выделения брома. Обычно схема переработки такого комплексного сырья включает выпаривание и фракционную кристаллизацию, в результате которой выделяют в первую очередь поваренную соль и другие полезные компоненты, в том числе бишофит (шестиводный хлорид магния $MgCl \cdot 6H_2O$). При наличии вредных примесей, например железа, сернокислого магния и других, полупродукты обрабатывают гидратом окиси магния либо удаляют их каким-либо другим способом.

Технологические схемы производства магния электролизом весьма разнообразны и определяются характером исходного сырья. Целью всех операций является получение чистого безводного хлорида магния, пригодного для электролиза в расплаве, каковыми могут быть безводный карналлит, обезвоженный бишофит или безводный хлористый магний.

Последующая технология переработки безводных хлормагниевых полупродуктов примерно одинаковая для всех видов сырья. Более широкий комплекс полезных компонентов получается из природного карналлита, технологическая схема переработки которого изображена на рис. 35.

Природный карналлит растворяется оборотным маточным раствором, содержащим до 40% MgCl и 2% (KCl+NaCl), при этом хлориды магния и калия переходят в раствор, а хлорид натрия и другие примеси концентрируются в осадке. Раствор, отделенный от осадка, направляется на кристаллизацию. После кристаллизации пульпу декантируют, сгущают и фильтруют. Раствор, в котором концентрируется бромистый магний, очищается с помощью хлора и из него выделяют бром. Раствор является оборотным, он поступает на растворение свежего природного карналлита. Твердая фаза — обогащенный карналлит — поступает на обезвоживание, которое вначале осуществляется в трубчатых печах или печах кипящего слоя, а затем в электропечах. После обезвоживания содержание MgCl повышается до 48—50% и KCl до 36—40%, а воды снижается до 3—5%. Безводный карналлит в расплавленном состоянии периодически загружают в электролизер непрерывного действия. В результате электролиза получают магний металлический, хлор в газообразном состоянии и отработанный электролит. При производстве 1 т магния получают 2,6—2,75 т хлора. Обработанный электролит 72—76% KCl, 14—16% NaCl и 4—6% MgCl по химическому составу отвечает техническим условиям, предъявляемым к калийным удобрениям. Поскольку электролит выпускается в жидком состоянии, задача перера-

ботки его на удобрение заключается в получении твердого вещества определенного гранулометрического состава (крупностью 1—3 мм). В отработанном электролите могут содержаться соли рубидия. В этом случае электролит направляется на установку извлечения рубидия. Рубидий извлекается в так называемый рубидиевый концентрат, где его содержание составляет 70—80% рубидия. Из концентрата получают либо соли рубидия, либо металлический рубидий.

Технологические схемы получения магния электролизом из других видов сырья отличаются характером головного процесса. Из всех видов сырья в виде промежуточного продукта получают бишофит, который, как и карналлит, подвергают обезвоживанию, иногда в две стадии, вначале до одноводной соли $MgCl_2 \cdot H_2O$, а затем и до безводной, которая подвергается электролизу в расплаве.

Поскольку бишофит в отличие от карналлита не содержит магний-калиевую соль, то отработанный электролит является отвальным.

При электролитическом получении магния из рапы, морской воды и хлористого магния попутно обязательно получается хлор, в некоторых случаях может извлекаться рубидий.

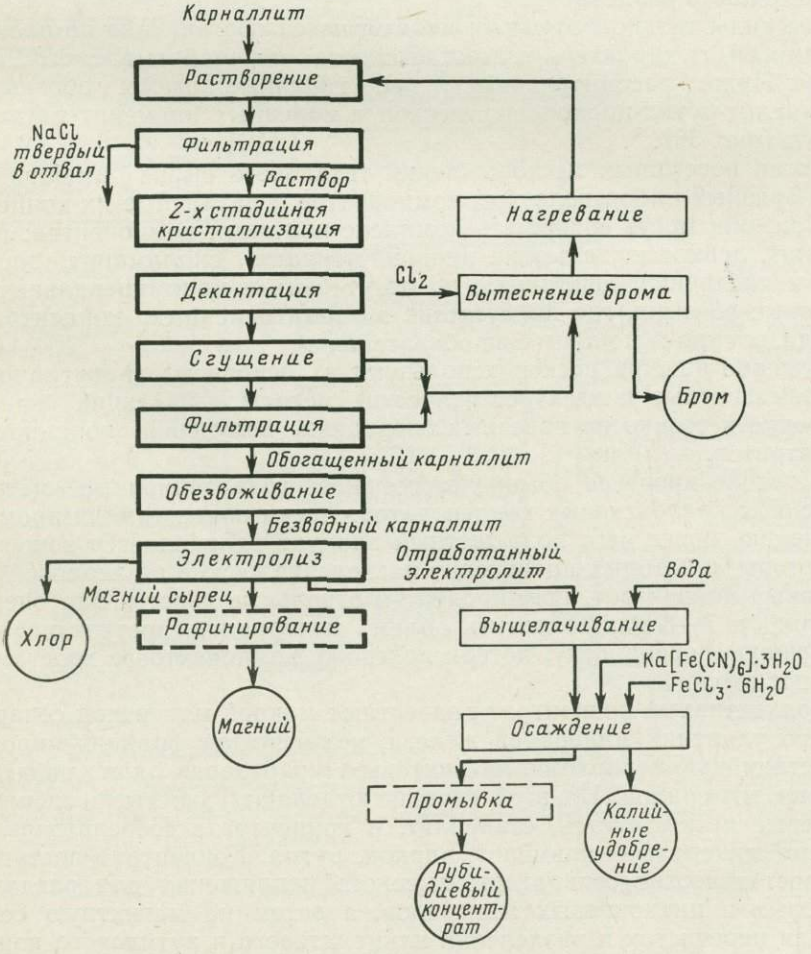



Рис. 35. Технологическая схема переработки карналлитов

*ГЛАВА 16.*

## ОСОБЕННОСТИ КОМПЛЕКСНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ТИТАНОВОГО СЫРЬЯ

Титановое сырье может использоваться в народном хозяйстве в различных формах: в виде концентратов, двуокиси и металла. От того, для каких целей и в каком виде применяется титан в народном хозяйстве, зависят характер и степень комплексного использования титанового сырья. Например, при использовании ильменитовых концентратов для обмазки электродов или при получении пигментной двуокиси титана по сернокислотной технологии содержащееся в концентрате железо не извлекается. Комплексное использование собственно титанового сырья в основном осуществляется на стадии обогащения, а извлечение полезных элементов, входящих непосредственно в состав титановых минералов, осуществляется в химико-металлургических процессах.

Ниже рассмотрены особенности технологии переработки собственно титансодержащего сырья, а вопросы утилизации титана из редкометального, алюминиевого и других видов сырья освещены в других главах настоящего раздела.

Все виды титанового сырья подвергаются обогащению по разным в зависимости от характера и комплексности перерабатываемого сырья схемам. Ниже рассматриваются две типичные схемы обогащения: 1) ильменит-рутил-цирконовых песков и коренных ильменит-магнетитовых руд (рис. 36).

Пески россыпных месторождений титанового сырья имеют очень разнообразный набор полезных компонентов и различные их концентрации. Так, они могут содержать комплекс полезных компонентов: рутил, ильменит, лейкоксен, а также циркон, монацит, силлиманит, дистен и кварц в различных сочетаниях, но могут быть и мономинеральные ильменитовые россыпи, где присутствие в промышленных концентрациях циркона, рутила и монацита не обязательно.

Для обогащения песков используют в основном гравитационные, электромагнитные и электростатические методы. Флотация применяется редко и только на конечных операциях получения кондиционных концентратов.

В голове процесса обычно применяют гравитационные методы с получением коллективных концентратов. Пески подвергаются промывке, грохочению, после чего подрешетный продукт направляется в конусные сепараторы, в которых происходит разделение песков на черновой коллективный концентрат, промпродукт и отвальные хвосты. Эта операция позволяет в 7—8 раз сократить объем материала, поступающего на дальнейшую переработку, потери полезных компонентов с хвостами составляют около 1%.

Коллективный концентрат подвергают мокрой магнитной сепарации с целью удаления минералов железа, немагнитная фракция проходит многостадийную сепарацию на винтовых сепараторах для разделения тяжелых минералов. На этой стадии отделяют хвосты, содержащие кварцевые пески, дистен, ставролит, в концентрате сосредоточиваются тяжелые минералы — ильменит, циркон, рутил. Концентрат поступает в электростатические сепараторы высокого напряжения для разделения титановых и циркониевых минералов, а затем на магнитную сепарацию для перечисток и разделения ильменитового и рутилового концентратов. Схема предусматривает несколько стадий электростатической

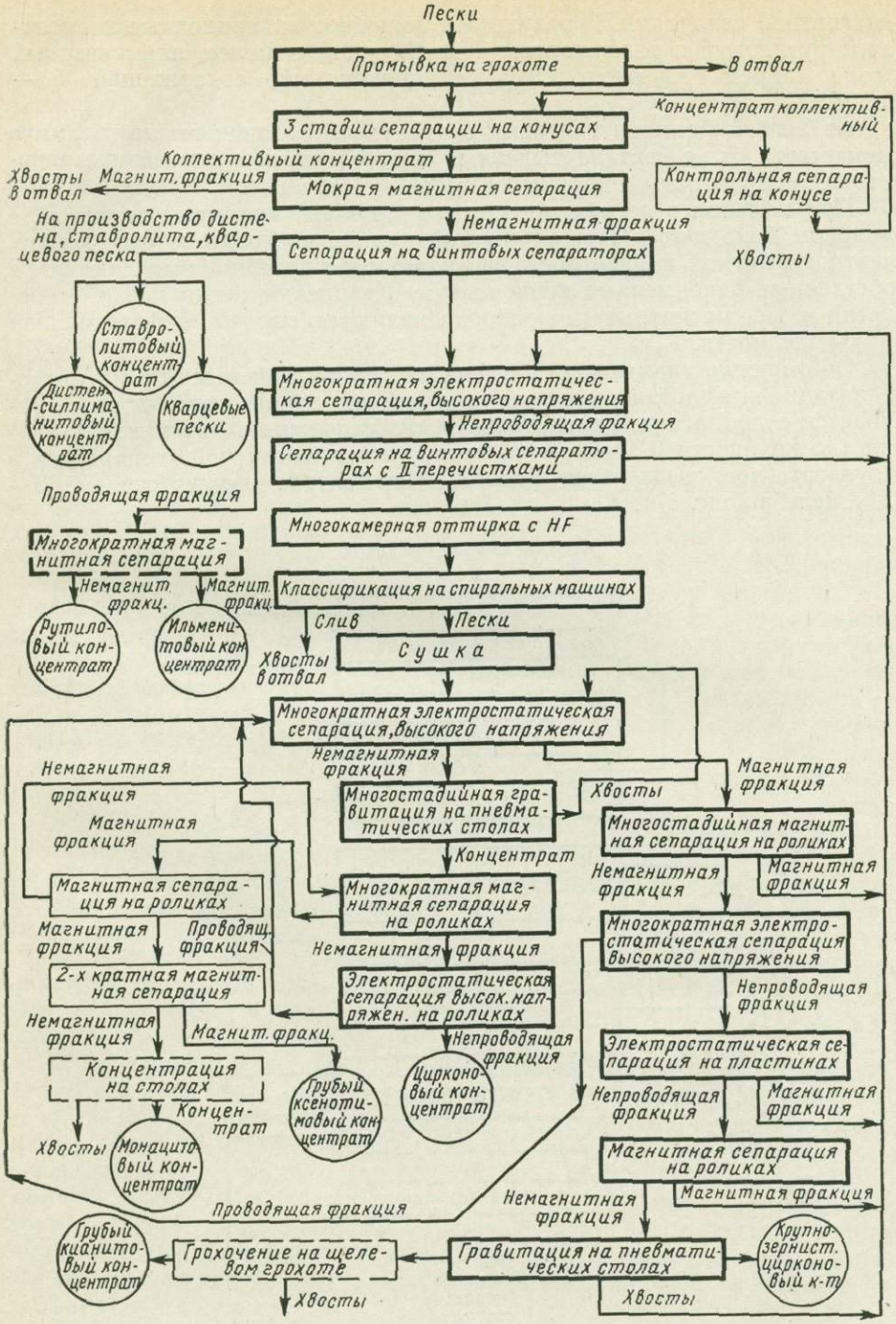



Рис. 36. Полная схема обогащения песков россыпных месторождений титанового сырья.

и магнитной сепарации. В результате получают кондиционные концентраты: рутиловый с содержанием $TiO_2$ 90—93% и более, ильменитовый с содержанием $TiO_2$ около 50% и цирконовый, содержащий 60—65% $ZrO_2$.

Из легкой фракции винтовых сепараторов различными методами в зависимости от ее состава выделяют дистен-силлиманитовый и ставролитовый концентраты и кварцевый песок.

При наличии в песках монацита, ксенотима, кианита они вместе с цирконом попадают в немагнитную фракцию, из которой гравитацией, электромагнитной и электростатической сепарациями выделяются в собственные одноименные концентраты. Кварцевые пески после перечистки их на магнитных сепараторах являются сырьем для стекольной промышленности.

Обогащение ильменит-магнетитовых руд производится по магнитно-гравитационно-флотационной схеме и, как для любых коренных руд, начинается с дробления, измельчения и классификации. Затем измельченная (до крупности 0,3 мм) руда подвергается магнитной сепарации, в результате чего выделяется железный концентрат с содержанием 60—63% железа (рис. 37).

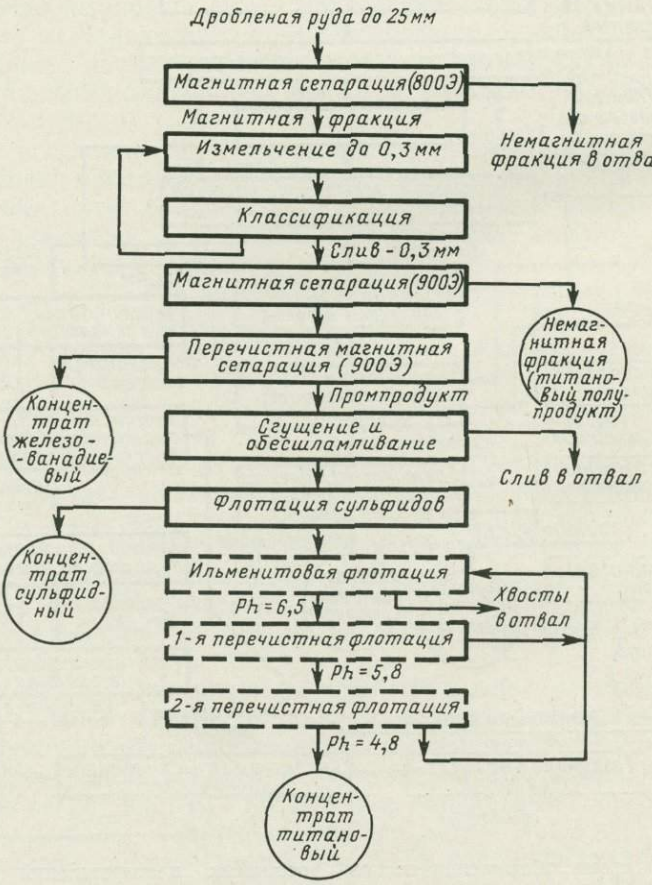



Рис. 37. Типичная схема обогащения руд коренных ильменит-магнетитовых месторождений

Флотацией вначале выделяют сульфидный концентрат, а промпродукт поступает на ильменитовую флотацию с несколькими перечистными операциями; в результате получается ильменитовый концентрат, содержащий 47—53% $TiO_2$, а хвосты направляются в отвал. Сквозное извлечение ильменита в концентрат составляет около 90%.

При наличии в исходной руде ванадия он сосредотачивается в магнитной фракции, и тогда вместо железного получают железо-ванадиевый концентрат, из которого ванадий может извлекаться.

Основное назначение процесса обогащения ильменит-магнетитовых руд — возможно более полное разделение ильменита и магнетита.

Близки по химическому составу к ильменит-магнетитовым рудам титаномагнетитовые. Четкого разделения между этими типами руд нет. По составу основных рудообразующих минералов — ильменита $FeTiO_3$ ($FeOTiO_2$), магнетита $Fe_3O_4$, титаномагнетита $FeTiO_3 \cdot Fe_3O_4$, гематитоильменита $FeTiO_3 \cdot Fe_2O_3$ — они очень близки, соотношение железа и титана определяется в них пропорциями нахождения тех или иных минералов.

Содержание $TiO_2$ в ильменит-магнетитовых месторождениях обычно превышает 10%, как правило, составляет 12—14%, хотя известны месторождения с содержанием 9% $TiO_2$. Для титаномагнетитовых месторождений характерным является содержание 6—8% $TiO_2$, но более высокое, чем в ильменит-магнетитовых, содержание железа.

Поскольку наличие титана в титаномагнетитовых рудах усложняет использование их как железного сырья, а содержание титана в них ниже, чем в ильменит-магнетитовых рудах, то этот вид сырья может использоваться промышленностью либо при условии благоприятных факторов экономико-географического характера, либо в связи с исчерпанием более богатых ресурсов. Поэтому месторождения титаномагнетитов рассматриваются как потенциальные источники титанового сырья.

В плане комплексного их использования они представляются полностью идентичными ильменит-магнетитовым месторождениям, т. е. для руд тех и других месторождений характерны выделение железных концентратов на стадии обогащения и выплавка чугуна при производстве высокотитанистых шлаков.

При химической или металлургической переработке титан-содержащих концентратов комплексно может использоваться только ильменитовый, поскольку в рутиловом и лейкоксеновом концентратах других полезных компонентов не содержится.

В технологическом процессе получения металлического титана используются большие количества вспомогательных материалов. Для производства 1 т титана в губке требуется израсходовать 5 т хлора и 1,25 т магния, которые могут частично регенерироваться и возвращаться в процесс. В этом случае расход свежего хлора сокращается до 2,4—2,6 т, а магния до 0,25—0,3 т. Поскольку магний в основном получается из хлормагниевого сырья с попутным получением хлора, то создаются благоприятные предпосылки кооперирования титановых и магниевых заводов, позволяющие наиболее рационально и комплексно использовать хлормагниевое сырье.

Металлический титан можно получать из любых титановых концентратов: рутилового, лейкоксенового, ильменитового. Требования, предъявляемые к качеству концентратов для производства пигментной двуокиси титана, значительно жестче, чем для производства металли-

ческого титана (примесь $P_2O_5$ должна быть на более 0,11%, $Cr_2O$ менее 0,02%), поэтому для этой цели используют наиболее чистое сырье. Рутиловый концентрат применяется еще в одной области, где он пока не имеет равноценных заменителей: в электродной промышленности для обмазки электродов. При сварке электродами с рутиловой обмазкой значительно сокращается выделение вредных газов. Ведутся исследования по разработке обмазки из ильменита, однако полностью достигнуть эффекта рутиловой обмазки пока не удается. Вследствие вышеизложенного основным сырьем для производства металлического титана является ильменитовый концентрат. Технологическая схема переработки ильменитовых концентратов изображена на рис. 38.

Ильменитовый концентрат, содержащий 47—53% $TiO_2$, брикетируют с углем и подвергают восстановительной плавке в электропечах. Титан переходит в шлак, где содержание $TiO_2$ повышается до 80% и более, и одновременно выплавляется товарный чугун, который является попутным продуктом.

Титанистые шлаки измельчаются, шихтуются с нефтяным коксом и хлорируются в герметических шахтных электропечах или хлораторах в жидкой ванне солевого расплава хлоридов щелочных металлов. Газообразный четыреххлористый титан подвергают очистке от пыли и твердых хлоридов железа и алюминия и конденсируют. Полученный технический тетрахлорид титана пропускают через ректификационные колонны с целью очистки от низкокипящих хлоридов и других примесей. Ректифицированный тетрахлорид восстанавливается магнием в среде инертного газа.

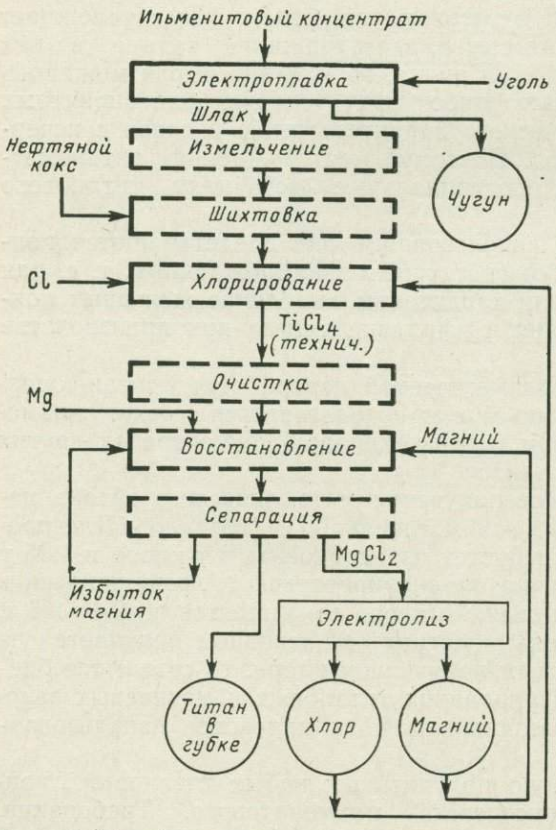



Рис. 38. Технологическая схема производства губчатого титана из ильменитового сырья

Жидкий хлористый магний периодически выводится и направляется на электролиз для его разложения на хлор и магний. Твердый остаток в реторте представляет смесь титана (60%), магния (30%) и хлорида магния (10%). К реторте подсоединяют конденсатор и в вакууме проводят дистилляцию смеси. Магний и хлористый магний возгоняются и конденсируются. Магний является оборотным продуктом, а хлористый магний, как и ранее полученный, направляется на электролиз. Титан остается на стенках реторты в виде друз и пористой губки; ти-

тановая губка отбивается пневматическим зубилом и направляется на переплав в электропечах на слитки.

Таким образом, на металлургических титановых заводах получают три попутных продукта: чугун, магний и хлор; последние два являются оборотными и, кроме того, их источником является не титановое сырье, а основные материалы, необходимые для ведения производственного процесса.

При получении титана из рутилового или лейкоксенового концентрата отпадает необходимость в плавке их в шахтных печах. Они могут поступать непосредственно на хлорирование. Естественно, при их переработке не будет получаться чугун, а хлор и магний будут, как и при переработке ильменитового концентрата, оборотными продуктами.

Производство пигментной двуокиси титана сернокислотным способом состоит из разложения ильменитового концентрата серной кислотой, полученные растворы сульфатов титана и железа разделяют посредством перевода водного сульфидного железа в твердую фазу при пониженной температуре. Затем раствор подвергают гидролизу водой для получения малорастворимых соединений титана. Осадок, содержащий титан, прокаливают и получают двуокись титана. На производство 1 т двуокиси титана расходуется 31 т ильменитового стандартного 42-процентного концентрата и 4,7 т серной кислоты. Железо, содержащееся в концентрате, не используется, а значительные по объему отходы производства требуют специального захоронения.

В связи с быстрым ростом потребности в рутиле и ограниченными сырьевыми ресурсами этого минерала разработана технология получения искусственного рутила из ильменитового концентрата. Она основывается на разложении обожженного ильменитового концентрата серной или соляной кислотой. Ильменитовый концентрат вначале подвергается окислительному обжигу во вращающейся печи или в печи кипящего слоя с добавкой окиси марганца, а затем — восстановительному обжигу в аналогичном агрегате. В качестве восстановителя может использоваться древесный уголь или водород. Восстановленное железо отделяется магнитной сепарацией, а оставшийся полупродукт, содержащий примеси железа, марганца, магния и других металлов, выщелачивают соляной кислотой с целью удаления вредных примесей в виде растворов. Твердый остаток сушат, измельчают и подвергают магнитной сепарации с целью отделения хромита, если он имеется.

В результате получается искусственный рутил с содержанием 96—97% двуокиси титана. Благодаря пористой структуре он более легко перерабатывается на пигментную двуокись титана, чем природный рутил. Предусматривается регенерация соляной кислоты из солянокислого раствора железа с целью оборотного использования соляной кислоты, однако сведений о промышленном использовании железа не имеется.

Центр тяжести комплексного использования титанового сырья приходится на стадию обогащения, когда выделяют цирконовый, монацитовый и другие концентраты, дистен-силлиманитовые продукты, а также кварцевые пески.

При химической и металлургической переработке возможно только извлечение железа при переработке ильменитовых концентратов на титановый шлак.

*ГЛАВА 17.*

## ОСОБЕННОСТИ КОМПЛЕКСНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ВОЛЬФРАМ-МОЛИБДЕНОВЫХ РУД

Вольфрам и молибден — металлы, очень близкие по физико-химическим свойствам, а следовательно, и по областям применения. Нередко они сопутствуют друг другу и в природе, образуя даже один общий минерал молибдошеелит $Ca(W, Mo)O_4$, имеющий промышленное значение. Однако имеются типы промышленных руд, где эти металлы находятся порознь или в комплексе с другими цветными металлами (например, молибден с медью, а вольфрам с оловом).

Практически все типы молибденовых месторождений представлены комплексными рудами, в которых наиболее частыми спутниками являются медь, вольфрам, рений, более редкими висмут, цинк, свинец, олово, кобальт, сера, флюорит, а также бериллий, литий и др.

Выбор технологической схемы обогащения комплексных молибденовых руд зависит от того, какой модификацией представлен сам молибден — сульфидной или окисленной, а затем уже от характера промышленного комплекса руды.

Переработка сульфидных молибденовых руд не представляет больших сложностей, несмотря на явно выраженный комплексный их характер (рис. 39). Обогащение смешанных сульфидно-окисленных руд вызывает большие затруднения и нередко может успешно осуществляться только с введением пиро- и гидрометаллургических процессов. Трудности обогащения смешанных руд полностью касаются окисленной их части и, очевидно, могут рассматриваться как частный случай переработки окисленных руд.

Переработка сульфидных комплексных молибденовых руд осуществляется по комбинированной схеме селективной флотации и гравитации. В голове процесса осуществляется молибденовая флотация с многочисленными перечистками и доизмельчением молибденового продукта, иногда ей предшествует коллективная флотация. Хвосты молибденовой флотации классифицируются, и пески поступают на сульфидную флотацию, в результате которой получаются коллективный сульфидный концентрат и хвосты; последние подвергаются концентрации на столах.

Тяжелая фракция содержит до 30% трехокиси вольфрама, в ней могут находиться монацит и олово. Монацит выделяется в собственный концентрат с помощью флотации в кислой среде, а хвосты, где содержание трехокиси вольфрама повышается до 40—45%, сушатся и подаются на магнитную сепарацию. Магнитная фракция будет представлять собой высококачественный вольфрамовый концентрат, а из немагнитной фракции на концентрационных столах выделяют бедный оловянный концентрат, хвосты же направляются в отвал.

Из коллективного сульфидного концентрата по разветвленной коллективно-селективной схеме получают промпродукты или кондиционные концентраты — тяжелых цветных металлов и пиритный. Ассортимент попутно извлекаемых продуктов может быть различным. Так, возможно извлечение меди, свинца, цинка, серы в пиритный концентрат, все эти попутные компоненты могут извлекаться при весьма низких содержаниях в исходной руде, например 1—3% пирита, 0,002% трехокиси вольфрама и т. п. Коэффициент извлечения молибдена достигает

очень высокого уровня — 90% и более, попутных же компонентов невелик — около 50%.

Для повышения качества молибденового концентрата в основном за счет снижения содержания примесей он подвергается гидрометаллургической переработке либо посредством автоклавного выщелачивания соляной, плавиковой и серной кислотами, щелочами, аммиаком, содой, либо обработкой горячим раствором хлорного железа.

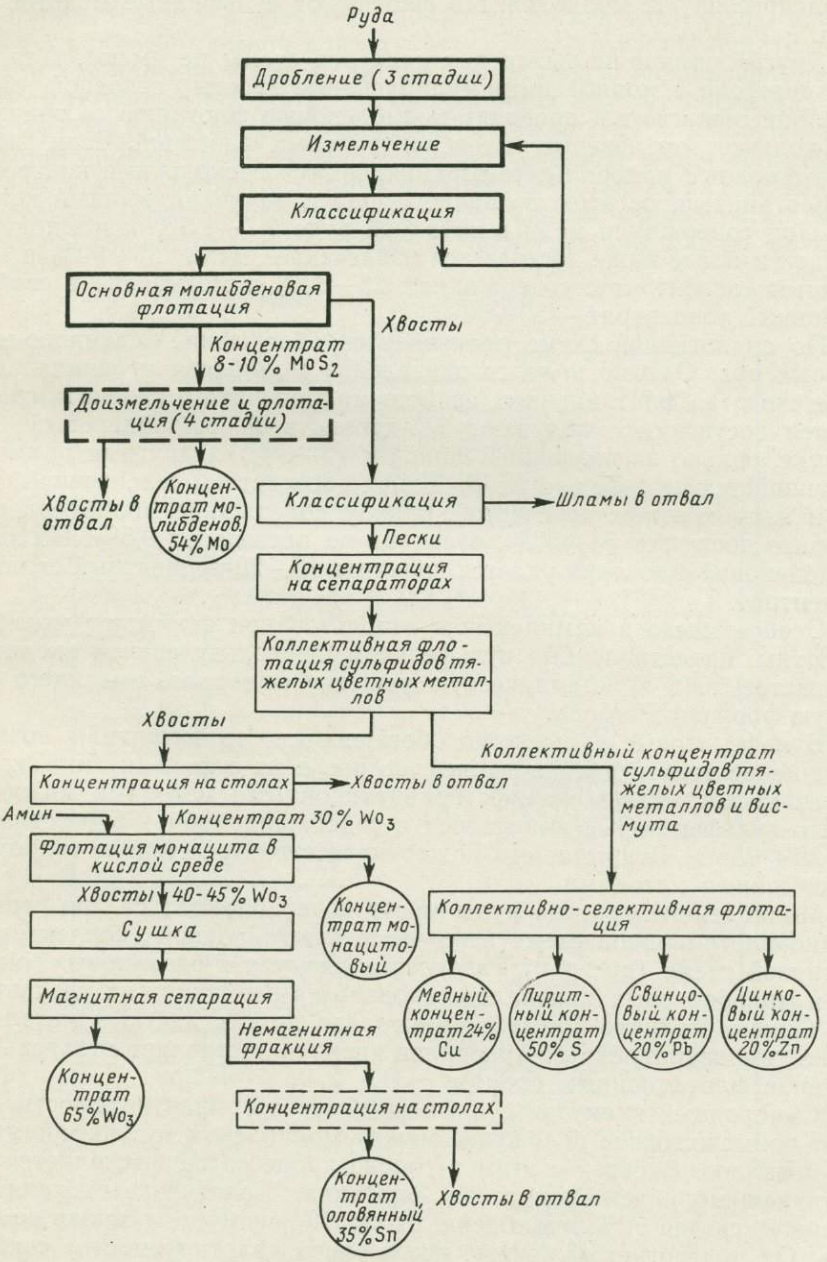



Рис. 39. Полная схема обогащения сульфидной молибденовой руды

Переработка медно-молибденовых руд основывается на сочетании коллективно-селективной флотации с гравитацией. Наиболее распространены схемы, в голове которых осуществляется коллективная медно-молибденовая флотация, полученный коллективный концентрат снова подвергается флотации, затем разделяется на медный и молибденовый. Разделение можно производить двумя методами: при первом — депрессируют сульфиды меди и флотируют молибденит, при втором,— наоборот, депрессируют молибденит и флотируют сульфидные медные минералы.

Других принципиальных различий эти схемы не имеют. Для снятия депрессии с молибденита молибденовые хвосты основной медной флотации обжигают и проводят молибденовую флотацию со значительным количеством перечистных и контрольных флотаций. Если депрессируют медные минералы, то ограничиваются несколькими контрольными флотациями, остаток сгущают, сушат и получают медный концентрат. При содержании меди в исходной руде 0,7—1,5% и молибдена на порядок и более ниже достигается извлечение меди 85—90% в одноименный концентрат с содержанием 20—30% и молибдена в свой кондиционный концентрат — 50—60%.

По аналогичной схеме производится обогащение свинцово-молибденовых руд. Однако полного разделения молибдена и свинца вследствие сходства флотационных свойств молибденита и галенита сразу не удается достигнуть: получают 45-процентный молибденовый промпродукт, сильно загрязненный свинцом (3—9%) и другими примесями. Он очищается на доводочных фабриках посредством селективной флотации и многократных перечисток, причем содержание молибдена в концентрате достигает 54—56%, а свинца не превышает 0,5%. Из хвостов молибденовой флотации удается получить 10—20-процентный свинцовый концентрат.

Особое место в комплексном использовании занимают молибденовые руды, представленные вульфенитом, поскольку свинец входит непосредственно в кристаллическую решетку минерала, имеющего химическую формулу $PbMoO_4$.

Вульфенитовые руды легко обогащаются гравитацией, возможно обогащение этих руд и флотацией, но после их сульфидизации, которая протекает достаточно сложно. Гравитационными методами можно получить вульфенитовый концентрат с содержанием 50—55% свинца и 16—30% $MoO_3$. Вскрытие его может осуществляться только гидрометаллургическими методами.

Молибден-висмутовые руды могут перерабатываться по гравитационно-флотационной схеме и по чисто флотационной коллективно-селективной схеме (рис. 40). Разделение висмута и висмутовых минералов и молибденовых минералов основано на различиях их удельных весов. Однако наличие примесей минералов других цветных металлов, а также темновкрапленных минералов висмута заставляет отдавать предпочтение флотационным схемам.

Самородный висмут и сульфиды висмута по флотируемости занимают промежуточное положение между молибденом и сульфидами других металлов. В связи с этим в голове процесса осуществляется коллективная молибден-висмутовая флотация. Коллективный концентрат содержит свыше 50% молибдена, около 3% висмута, а также железо и медь. Он подвергается обжигу, после чего флотируемость сохраняет только молибденит, который и выделяется в кондиционный концентрат;

хвосты же флотации подвергаются многостадиальной висмутовой флотации, и после концентрации на столах получается висмутовый концентрат. Хвосты после коллективной молибден-висмутовой флотации и висмутовой флотации при наличии в них заметных количеств других цветных металлов могут перерабатываться по схемам, аналогичным схемам для хвостов молибденовой флотации, или гидрометаллургическим способом.

В природе могут встречаться молибден-кобальтовые руды, причем кобальт в виде изоморфной примеси в них присутствует в пирите, арсенопирите и пирротине. Кобальт может быть выделен коллективно-селективной флотацией в концентрат с содержанием 4—6% кобальта, при этом получают бедный молибденовый концентрат.

Гравитационные методы могут служить основой и для обогащения вольфрам-молибденовых руд, где вольфрам представлен вольфрамитом, а молибден — молибденитом. Схема, включающая измельчение, классификацию, концентрацию на столах и магнитную сепарацию, позволя-

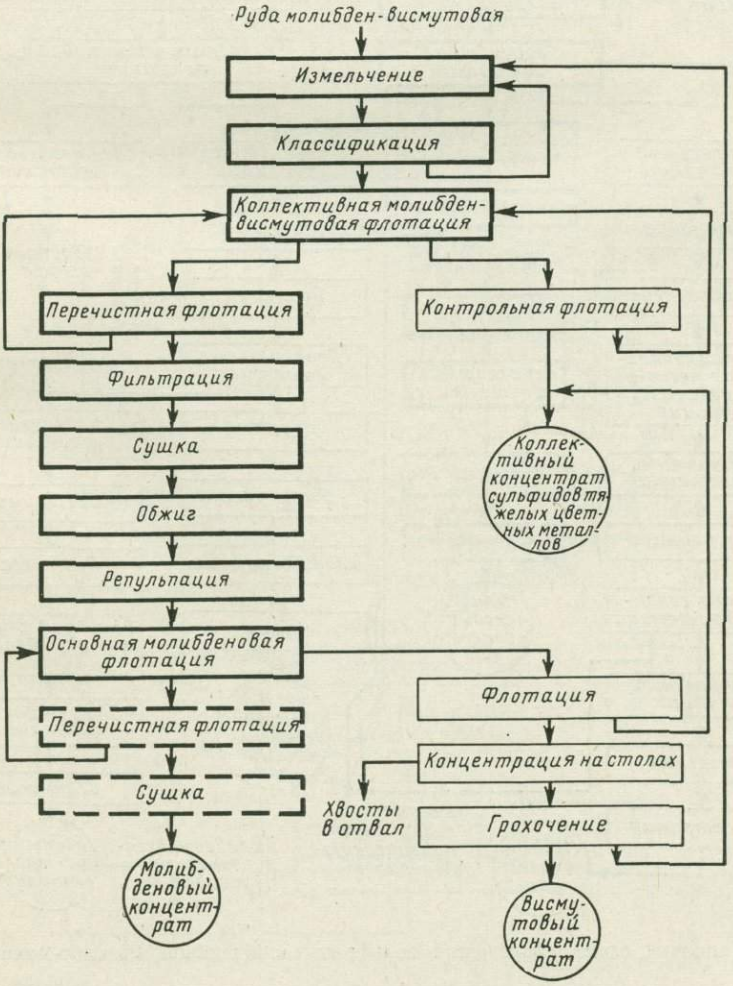



Рис. 40. Технологическая схема переработки молибден-висмутовой руды

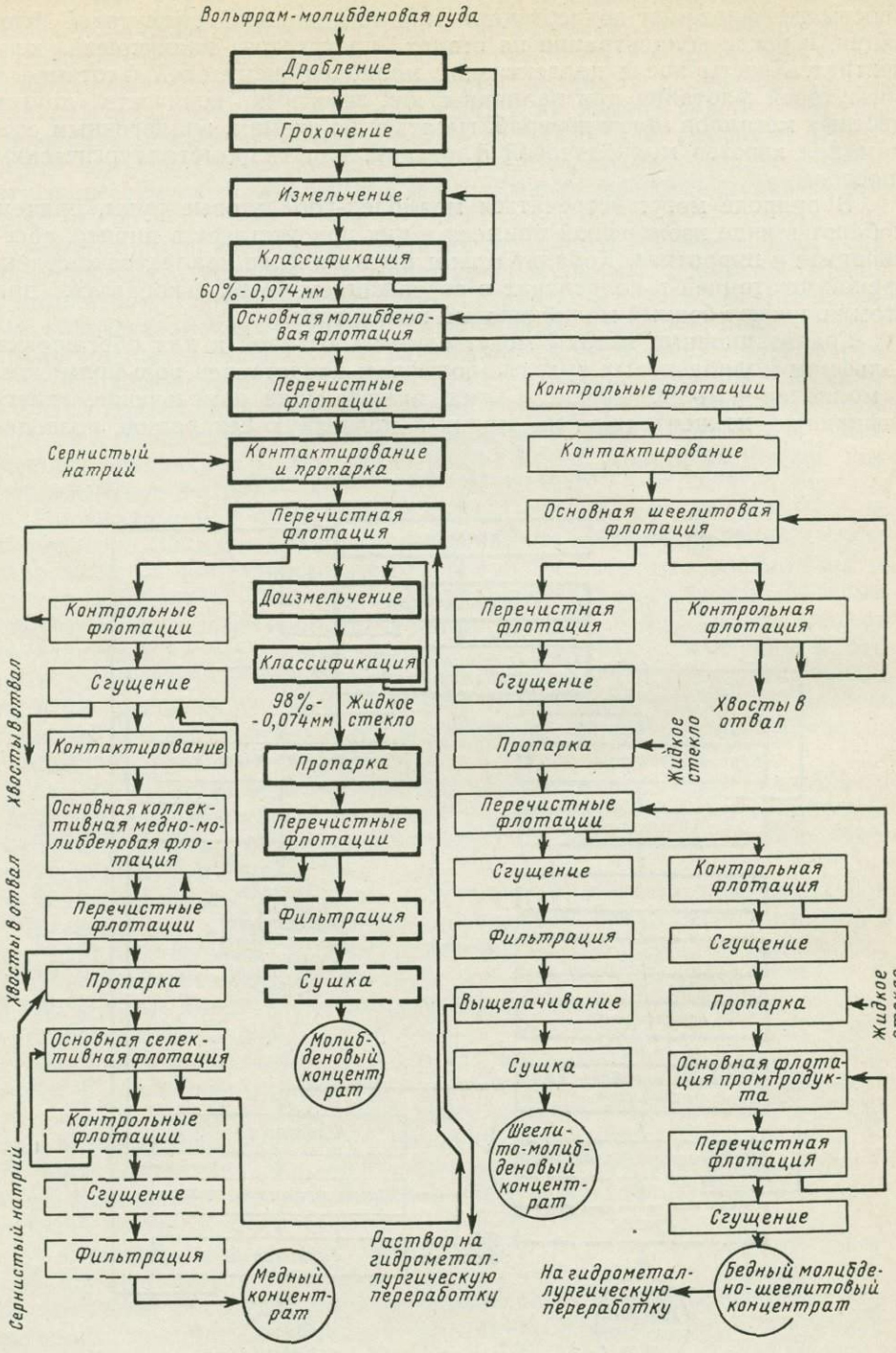



Рис. 41. Типичная схема обогащения вольфрам-молибденовой (шеелит-молибденовой) руды

ет получать вольфрамовый, молибденовый и иногда висмутовый концентраты, однако извлечение полезных компонентов невелико: вольфрама 65—70%, молибдена и висмута 50—55%. Введение в процесс флотации позволяет повысить извлечение указанных компонентов и, кроме того, получать из хвостов молибденовой флотации пиритный и флюоритовый концентраты.

Значительно более сложные схемы применяются для обогащения комплексных шеелит-молибденовых руд. В них наряду с гравитацией и флотацией применяют гидрометаллургические процессы (рис. 41, 42). Руда подвергается измельчению, и не менее 50% ее достигает крупности 0,074 мм. В голове процесса проводится основная молибденовая флотация, где происходит основное разделение вольфрамовых и молибденовых минералов. После перечистных и контрольных флотаций вольфрамовый промпродукт, содержащий около 0,2% трехокиси вольфрама, смешивается с депрессором — жидким стеклом — и поступает на шеелитовую флотацию. После неоднократных перечистных флотаций с предварительным добавлением жидкого стекла проводятся сгущение и фильтрация, в результате чего получают молибден-шеелитовые концентраты различных сортов. Сортность концентратов зависит от содержания

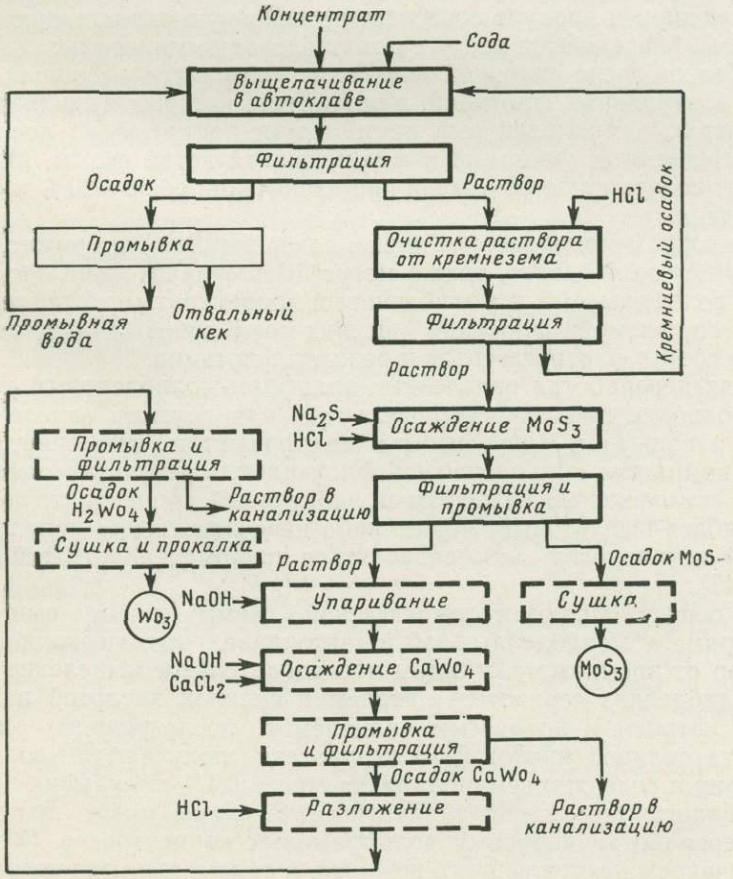



Рис. 42. Гидрометаллургическая схема переработки коллективных шеелит-молибденовых концентратов

трехокиси вольфрама. В концентрате первого сорта содержание трехокиси вольфрама 63—66%, второго сорта — 51—53%, а в промпродукте — до 45%. Концентрация молибдена в них колеблется в небольших размерах — в пределах 3,5—4,5%. Наличие молибдена в концентрате объясняется изоморфным характером примеси молибдена в шеелите. Выделить молибден из шеелитового концентрата можно химическим способом. Выделение молибдена из шеелитового концентрата необязательно, а в некоторых случаях, например для легирования сталей, наличие молибдена в вольфрамовом концентрате может оцениваться положительно.

В молибденовый продукт после основной молибденовой флотации и перечисток добавляется сернистый натрий или жидкое стекло, вместе с которым он пропаривается и доизмельчается. Мелкая фракция (97—98% — 0,074 мм) подвергается многократным перечистным флотациям, и после фильтрования и сушки получается молибденовый концентрат, содержащий 48—49% молибдена, 0,1% меди и 0,5% трехокиси вольфрама.

Хвосты контрольных и перечистных флотаций молибденовой ветви направляются на коллективную медно-молибденовую флотацию, после двух-трехкратной перечистной флотации добавляется сернистый натрий и коллективный продукт поступает на основную селективную флотацию, в которой разделяются медные и молибденовые минералы.

Обычно после основной флотации проводятся несколько перечистных и контрольных флотаций, в результате которых выделяется медный концентрат, а молибденовый промпродукт поступает на последнюю серию перечистных флотаций в молибденовой ветви схемы. Медный концентрат содержит до 10% меди при извлечении ее 35—40% и около 0,2% молибдена.

Вольфрам-молибденовые руды, содержащие вольфрамит, гюбнерит, ферберит и молибденит, также могут быть сравнительно легко разделены на вольфрамовый и молибденовый концентраты флотацией; по сравнению со схемой флотации шеелит-молибденовых руд изменяются только состав флотореагентов и режимы флотации.

Для переработки окисленных вольфрам-молибденовых руд, в которых молибден представлен повеллитом или другими окисленными рудами, а вольфрам — шеелитом и вольфрамитом, применяется гравитация в комплексе с коллективной флотацией, в результате которых получается комплексный вольфрам-молибденовый концентрат, который, как и молибден-шеелитовый, может либо непосредственно использоваться в черной металлургии, либо разделяться гидрометаллургическим методом (рис. 43).

В основе гидрометаллургической схемы лежит выщелачивание вольфрама и молибдена содой в автоклаве, что позволяет очистить раствор от кремнезема, и затем последовательное выделение из раствора молибденита сернистым натрием и соляной кислотой и шеелита — едким натрием и хлористым кальцием с последующим разложением шеелита соляной кислотой. В результате получаются вольфрамовый ангидрит с содержанием молибдена менее 0,1% и сульфид молибдена.

Аналогичные гидрометаллургические схемы могут использоваться для переработки черновых вольфрамовых концентратов (3—6% $WO_3$) с получением искусственного шеелита, а также для извлечения молибдена и вольфрама из отработанных кислых растворов, получаемых при выщелачивании фосфора из флотационных шеелитовых концентратов.

Важным резервом повышения комплексного использования молибденовых руд является разработка эффективных методов извлечения молибдена из окисленных руд. Прослеживается прямая связь показателя извлечения молибдена из смешанных руд с процентным содержанием окисленного молибдена. Например, на одной из фабрик определили, что увеличение окисленных форм молибдена на 1% от общего его содержания в руде снижает процент извлечения молибдена в концентрат на 0,6—1%.

Окисленные минералы молибдена обычно встречаются в природе вместе с минералами, близкими им по физико-химическим и флотационным свойствам. Состав же самих минералов молибдена в окисленной зоне крайне разнообразен. Наконец, окисленные минералы при измельчании легко переходят в шлам. Эти обстоятельства не позволяли успешно применять традиционные процессы обогащения. Только для молибденит-повеллитовых и шеелит-повеллитовых руд относительно успешно была применени флотация.

Технология извлечения окисленного молибдена из молибденит-повеллитовой руды заключалась в переработке хвостов сульфидной флотации, содержащих 0,01—0,02% молибдена, в основном в окисленной форме. Эта переработка включала основную и контрольную флотации и четыре перечистки. Черновой концентрат после первой перечистки пропаривали вместе с жидким стеклом и тем самым депрессировали пустую породу. Полученный после последней перечистки окисленный молибденовый пенный продукт подвергался пропарке с сернистым натрием и затем направлялся в цикл доводки сульфидного концентрата, в результате чего получался концентрат с содержанием 47—49% молибдена.

Флотация повеллита из повеллит-шеелитовых руд позволяет получать коллективно-шеелитовый концентрат, содержащий 4,5—6% мо-

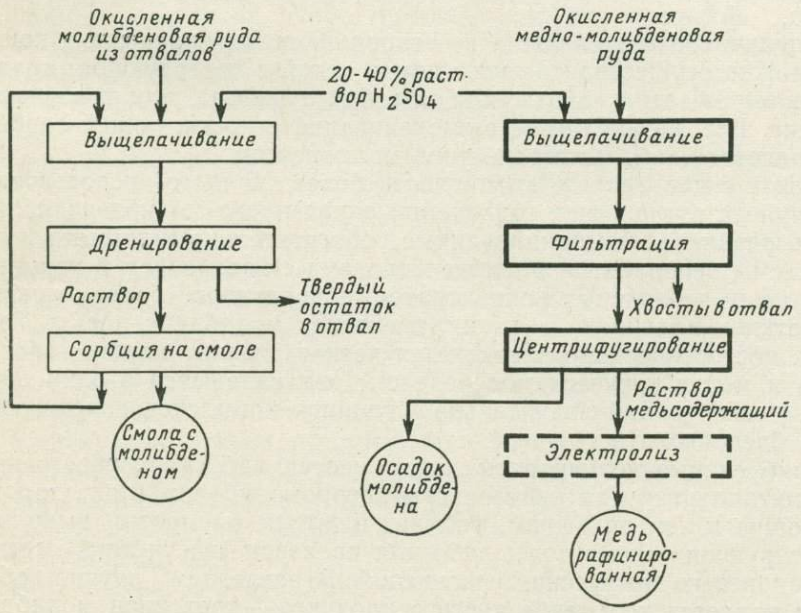



Рис. 43. Гидрометаллургическая схема переработки окисленных молибденовых руд

либдена, который может быть разделен только гидрометаллургическим способом.

Более перспективными представляются гидрометаллургические схемы извлечения окисленного молибдена из руд, в первую очередь кучное выщелачивание и сорбция, хотя эти методы также еще находятся в стадии разработки или внедрения.

Исследования показали возможность и целесообразность применения метода кучного выщелачивания для переработки отвальных хвостов окисленных молибденовых руд 20—40-процентным раствором серной кислоты и сорбцией полученного раствора на смоле, в результате которого было достигнуто извлечение 50—80% молибдена. Применение в качестве сорбента окиси алюминия позволяет повысить степень извлечения молибдена до 97%.

По сорбционно-бесфильтрационной технологии возможно получение непосредственно из окисленных руд парамолибдата алюминия, по составу примесей удовлетворяющего ГОСТу первого сорта.

Сорбционная технология и ионная флотация позволяют извлекать окисленный молибден из бедных сбросовых растворов сульфидной флотации. С помощью ионной флотации из растворов с содержанием 0,1—1 г/л металла можно получать кондиционный молибдат кальция с извлечением молибдена из раствора в готовый продукт 90—95%.

Из окисленной медно-молибденовой руды выщелачиванием и фильтрацией можно извлекать молибден в виде осадка и медьсодержащий раствор, который может направляться на электролиз.

*Выщелачивание хвостов флотации сульфидных и смешанных руд*, а также окисленных руд молибдена осуществлялось сернистым газом, подаваемым под давлением в присутствии концентрированной серной кислоты; сорбция молибдена из раствора производилась активированным углем. При содержании в исходном продукте 0,12—0,14% молибдена была получена трехокись молибдена с содержанием 99,8% основного продукта.

*Выщелачивание молибдена из некондиционных окисленных концентратов* можно осуществлять аммиаком и содой с последующим осаждением или молибдата кальция, или молибдата железа, или трисульфида молибдена. Все же кислотное выщелачивание с последующей сорбцией представляется наиболее перспективным процессом.

В связи с появлением возможности более полного использования молибденовых руд за счет утилизации окисленного молибдена должны получить развитие *комбинированные обогатительно-гидрометаллургические* схемы переработки молибденовых руд с получением в некоторых случаях не молибденовых концентратов, а продуктов более глубокой переработки — молибдата кальция, трехокиси молибдена и т. п. Таким образом, постепенно как-бы стирается четкая грань между обогатительным и металлургическим переделом: они сливаются в один общий процесс, позволяющий значительно улучшить комплексное использование молибденовых руд.

Молибденовые концентраты используются либо непосредственно в черной металлургии для производства ферромолибдена (при этом присутствующие в нем вольфрам, кобальт и другие элементы выполняют роль легирующих элементов), либо для производства чистого металла или стандартных химических соединений. В последнем случае обязательным является получение чистого продукта — трехокиси молибдена, для чего требуется удалять имеющиеся в концентратах сопутствующие

компоненты, которые становятся вредными примесями. Как правило, они именно удаляются, а не извлекаются в какой-либо полезный продукт; исключение составляют лишь свинец при переработке вульфенитовых концентратов и рений — типичный рассеянный элемент, изоморфно замещающий как молибден, так и медь в соответствующих минералах.

Металлический свинец получают сплавлением вульфенитового концентрата с содой и углем, в него переходят золото и серебро, при этом образуется шлак, содержащий молибдат натрия. В результате сплавления с сульфатом натрия получаются сульфиды свинца и других тяжелых металлов и опять молибдат натрия. Последний находится в верхней части плава и легко выщелачивается водой, дальнейшее извлечение молибдена каким-либо способом трудностей не представляет.

Только 15—30% рения переходит в молибденовые концентраты при обогащении молибденовых и медно-молибденовых руд, однако концентрация его в нем повышается на два-три порядка и достигает десятков и сотен граммов в тонне. При переработке или молибденовых концентратов на трехокись молибдена или промпродуктов на какие-либо другие стандартные соединения молибдена посредством обжига в печах кипящего слоя рений на 95% возгоняется и до 80% его улавливается в системах мокрого пылеулавливания. Пыли дообжигаются в муфельных печах и поступают вместе с огарками из печей «КС» на выщелачивание молибдена. Из раствора вначале осаждается молибден, затем перренат калия, который перерабатывается на перренат аммония — товарный продукт. Суммарное извлечение рения из молибденовых концентратов и промпродуктов достигает 92%.

В перспективе для получения молибдена промышленное значение могут приобрести уран-молибденовые месторождения, где последний является сопутствующим элементом, а также месторождения углей углисто-кремневых и углисто-глинистых сланцев с повышенным содержанием молибдена, ванадия, рения, германия и других элементов.

Собственно вольфрамовые руды, вероятно, являются ныне единственными монометаллическими рудами, из которых до последнего времени не извлекались никакие другие содержащиеся в них полезные компоненты.

Основной процесс обогащения вольфрамовых руд — гравитация, которая обеспечивает до 85% извлечения вольфрама в концентрат; она может дополняться процессами рудоразборки с облучением, обогащением в тяжелых средах, флотацией, магнитной и электростатической сепарацией, а также химическими методами обогащения.

Развитие технологических схем обогащения за счет новых операций, в первую очередь флотации, позволяет улучшать очистку вольфрамовых концентратов от вредных примесей, каковыми являются олово, медь, свинец, сурьма, висмут, мышьяк, кремнезем, сера, фосфор, а в некоторых случаях выделить цветные металлы в собственные концентраты или в концентраты, откуда они могут быть извлечены.

Имеются сведения о получении плавиковошпатовых и медных концентратов, а также серебра и золота из шеелитовых руд некоторых месторождений. Вольфрам попутно может извлекаться из оловянных и тантало-ниобиевых руд.

Схемы обогащения вольфрам-молибденовых руд были рассмотрены выше (см. рис. 39, 41), а особенности обогащения оловянно-вольфрамовых руд и песков изложены в главе 13.

При последующей переработке вольфрамовых концентратов, будь то использование для производства ферровольфрама для легирования сталей или для получения вольфрамового ангидрита, а затем металлического вольфрама и других продуктов, извлечения каких-либо полезных компонентов не производится. Исключением являются только скандий и молибден, содержащиеся в молибдошеелитовом концентрате.

*Таким образом, можно считать, что комплексное использование* вольфрамовых руд сосредоточено на стадии обогащения.

## *ГЛАВА 18.*

## ОСОБЕННОСТИ КОМПЛЕКСНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ РЕДКОМЕТАЛЬНОГО СЫРЬЯ

В настоящей главе будут затронуты вопросы комплексного использования минерального сырья тантала и ниобия, циркония, а также редкоземельных элементов цериевой и иттриевой групп.

Вопросы технологии извлечения из сырья таких элементов, как *кадмий, висмут, селен, теллур, индий, галлий, таллий, скандий, гафний,* германий, рений, т. е. элементов, которые получаются только попутно при комплексном использовании руд основных цветных и редких металлов, а собственных промышленных месторождений не образуют, были рассмотрены в соответствующих главах настоящего раздела.

### Тантал и ниобий

В зависимости от минерального состава выделяют два типа танталониобиевых руд, существенно различающихся по технологии переработки. К первому типу относятся тантало-ниобаты, являющиеся солями ниобиевой и танталовой кислот, второй тип — титано-тантало-ниобаты — представлен сложными солями титановой, ниобиевой и танталовой кислот.

Тантало-ниобаты обогащаются в основном гравитационными методами обычно в сепараторах или на гравитационных столах. Нередко применяется стадиальное обогащение с доизмельчением промпродуктов. *В результате обогащения получают коллективные концентраты* двух наименований и нескольких сортов в зависимости от содержания в них основных полезных компонентов — пятиокиси тантала и пятиокиси ниобия. При содержании в концентрате тантала 5% и выше он считается танталовым, хотя в нем присутствует и ниобий. В Советском Союзе выделяется четыре сорта танталовых концентратов, для которых разделительными точками служат следующие содержания тантала в концентрате: 17, 26 и 40%. Ограничения по ниобию устанавливаются только для первого сорта, где не должно быть более 7% ниобия. При содержании тантала менее 5% в концентратах и при наличии достаточного количества ниобия они относятся к ниобиевым. Ниобиевый концентрат должен содержать не менее 38% суммы пятиокисей тантала и ниобия.

Поскольку при 5-процентном содержании тантала или соответственно 6-процентном пятиокиси тантала легко установить, что пятиокиси ниобия в концентрате должно быть не менее 32%, или ниобия 22%.

За рубежом выделяются танталитовый и колумбитовый (ниобиевый) концентраты, примерный состав которых по основным полезным компонентам соответственно таков (в %): тантала 44—50 и 10—15, ниобия 8—21 и 35—40.

Обогащением не удается полностью отделить тантал от ниобия, и процесс их разделения продолжается на химико-металлургических заводах.

Что касается других полезных компонентов, то наиболее часто в качестве попутных компонентов в танталит-колумбитовых рудах встречаются олово, литий, цезий и рубидий. Олово удается выделить в виде низкосортного оловянного концентрата, в котором содержатся некоторые количества тантала и ниобия. При плавке таких концентратов тантал и ниобий переходят в шлаки, где концентрация тантала может составлять 2—4%. Такие шлаки возвращаются на обогатительные фабрики, и из них получают хотя и низкосортный, но кондиционный танталовый концентрат.

Редкие щелочные металлы (литий, цезий, рубидий) концентрируются в слюдах различного состава и при обогащении вместе с пустой породой отделяются от танталовых и ниобиевых концентратов, а затем флотацией или электростатической сепарацией выделяются из хвостов основной гравитации в виде собственных концентратов — сподуменового или лепидолитового (литиевых) и поллуцитового (цезиевого, содержащего рубидий). Для переработки хвостов основной гравитации и извлечения из них полезных компонентов могут применяться и химико-металлургические методы.

По химико-металлургической переработке танталовых и ниобиевых концентратов основная задача сводится к отделению вредных примесей (железа, марганца, натрия, титана и др.), а также полному разделению тантала и ниобия и разрушению их минералов с получением либо окислов металлов, либо фтористых или хлористых солей тантала и ниобия с последующей их переработкой на металл.

Известно несколько гидрометаллургических методов переработки танталовых и ниобиевых концентратов. В промышленности обычно применяют сплавление концентрата с щелочами с последующим выщелачиванием либо разложение концентратов плавиковой кислотой.

В первом случае при сплавлении с едким натром получают смесь нерастворимых окисей тантала и ниобия. Они могут разделяться либо экстракцией с получением чистых окисей тантала и ниобия, либо методом дробной кристаллизации комплексных фторидов, при которой смесь окислов растворяют в плавиковой кислоте, откуда с помощью хлористого калия выделяют в осадок — фтортанталат калия, а из растворов извлекают фтористокислородную соль ниобия, однако в ней содержатся примеси тантала, титана и других элементов.

По методу разложения концентратов плавиковой кислотой получают сильно загрязненные посторонними элементами растворы, содержащие тантал и ниобий, переработка которых до недавнего времени представляла большие трудности. После разработки экстракционных методов разделения химических элементов задача эта успешно решается экстракцией, проводимой в три стадии, На первой стадии экстрагируются тантал и ниобий и раствор очищается от примесей железа, марганца, титана, олова и других, проводится реэкстракция сначала ниобия водой, затем — тантала водой или водными растворами солей, в результате получаются раздельно чистые пятиокиси тантала и ниобия.

При химико-металлургической переработке, хотя и отделяются некоторые элементы, однако они промышленного значения не имеют. Танталовые и ниобиевые концентраты используются комплексно только для получения тантала и ниобия.

Переработка титано-тантало-ниобатовых руд значительно отличается от переработки тантало-ниобатов, так как содержащийся в них комплекс полезных компонентов входит непосредственно в состав минералов, которые необходимо разрушить, чтобы получить искомый продукт. Поэтому при обогащении выделяют обычно один монеминеральный концентрат (лопаритовый, перовскитовый и т. п.), а затем при химико-металлургической переработке разделяют и извлекают содержащиеся в них полезные компоненты. Набор полезных компонентов, имеющих промышленное значение, в этом типе руд представлен танталом, ниобием, титаном и редкоземельными элементами.

Обогащение в основном ведется гравитационными методами, может применяться радиометрия, поскольку в составе имеются радиоактивные элементы, но в невысоких концентрациях, в связи с чем они являются вредными примесями. Удается выделить концентрат с высоким содержанием (свыше 90%) продуктивного минерала.

Концентрат (например, лопаритовый) перерабатывается методом хлорирования. При высокой температуре его обрабатывают газообразным хлором, и полезные компоненты, соединяясь с хлором, образуют хлориды. Хлориды титана, тантала и ниобия переходят в газообразное состояние, хлориды редких земель, а также натрия и кальция остаются в твердом состоянии в печи в виде так называемого плава хлоридов редких земель, содержащих хлориды церия, лантана, неодима, празеодима. Благодаря различным температурам конденсации хлориды титана легко отделяются от хлоридов ниобия и тантала. Затем хлориды тантала и ниобия направляются на разделение тантала и ниобия гидрометаллургическим и экстракционным методами, сходными с методами переработки танталовых и ниобиевых концентратов.

Четыреххлористый титан перерабатывается по такой же схеме, что и четыреххлористый титан, полученный при хлорировании титанистых шлаков или рутиловых концентратов.

Плав хлоридов редкоземельных элементов, в которых сосредоточиваются и радиоактивные элементы, подвергается химико-металлургической переработке, включающей гидрометаллургические, пирометаллургические, экстракционные и сорбционные процессы с получением коллективных и индивидуальных окислов редких земель и редкоземельных элементов в виде металлов. Подробно вопросы комплексного использования плава хлоридов редких земель и других видов редкоземельного сырья будут рассмотрены ниже.

Таким образом, из титано-тантало-ниобатов в промышленных масштабах могут извлекаться тантал, титан, ниобий, редкоземельные элементы.

### Редкоземельные элементы

Обилие сырьевых источников редкоземельного сырья не позволяет в рамках настоящей работы рассмотреть особенности технологии их получения из всех его видов. Но необходимо указать, что наиболее существенно различается технология обработки разных видов этого сырья на обогатительном переделе и начальных стадиях химико-металлурги-

ческой переработки комплексного сырья. Процессы же извлечения и разделения редких элементов из полупродуктов, служащих непосредственным сырьем для получения редкоземельной продукции, почти не отличаются и зависят от того, в какой форме конечный товарный продукт требуется получить.

Схема переработки сырья редких земель цериевой группы рассматривается на примере комплексного использования монацитового сырья. Кроме того, может служить иллюстрацией поведения минералов редких земель при обогащении технологическая схема обогащения комплексных титано-цирконовых песков.

Обогащение руд и песков монацитовых месторождений осуществляют гравитацией и магнитной сепарацией. Попутно при этом могут выделяться ильменитовые, цирконовые, танталовые и ниобиевые концентраты. Монацитовый концентрат может и сам быть побочным полезным компонентом в месторождениях титана, циркония, тантала, ниобия и других металлов.

Монацитовый концентрат может вскрываться несколькими способами: наиболее распространены из них два — сернокислотный и щелочной, позволяющие осуществить разделение тория, урана и редких земель.

По сернокислотной схеме (рис. 44) монацитовый концентрат разлагают серной кислотой, полученную массу выщелачивают водой, выделяя в осадок двуокись кремния, цирконий и касситерит. Далее осуществляют ступенчатую нейтрализацию с последовательным выделением при разных pH в осадок тория в виде $ThP_2O_7$, именуемого ториевым концентратом, редкоземельных элементов в виде $(РЗ)_3(HPO_4)_3$ и, наконец, урановый концентрат. Содержание $ThO_2$ в ториевом концентрате 68,2% при извлечении тория 99,1%, в редкоземельном продукте содержание основного компонента $(РЗ)_2O_3$ 99,3% при извлечении 78,5%, и в осадок, обогащенный ураном, переходит всего 16% урана от исходного количества при содержании $U_2O_3$ всего 3,3% и $(РЗ)_2O_3$ 96,7%, тем не менее уран из осадка извлекается. Следует отметить, что полного разделения полезных компонентов не удается достигнуть, особенно это касается редкоземельных элементов, содержание которых в ториевом концентрате составляет 31%, в урановом 96,7%, вместе с тем имеются небольшие количества радиоактивных элементов в осадке фосфатов редких земель: 0,2% $Th_2O_2$ и 0,5% $U_2O_3$.

Поэтому при переработке редкоземельного полупродукта первые операции направлены на очистку его от радиоактивных элементов и получение промпродукта, содержащего сумму чистых окислов редкоземельных элементов.

Полупродукт содержит окислы редкоземельных элементов и может перерабатываться по различным схемам в зависимости от того, какой продукт необходимо получать. Схемы включают гидрометаллургические и пирометаллургические способы переработки, экстракцию и ионный обмен. Последние операции наиболее часто используются для выделения отдельных редкоземельных элементов. Ассортимент готовой продукции насчитывает около 20 наименований и может быть представлен суммой окислов редкоземельных элементов (полирит, модификатор), индивидуальными окислами различной чистоты, металлами, сплавами с другими цветными металлами, в частности с магнием.

Как уже указывалось, схемы переработки полупродукта, полученного из разных видов редкоземельных источников минерального сырья, мало отличаются друг от друга. Начиная с операции обесторивания и

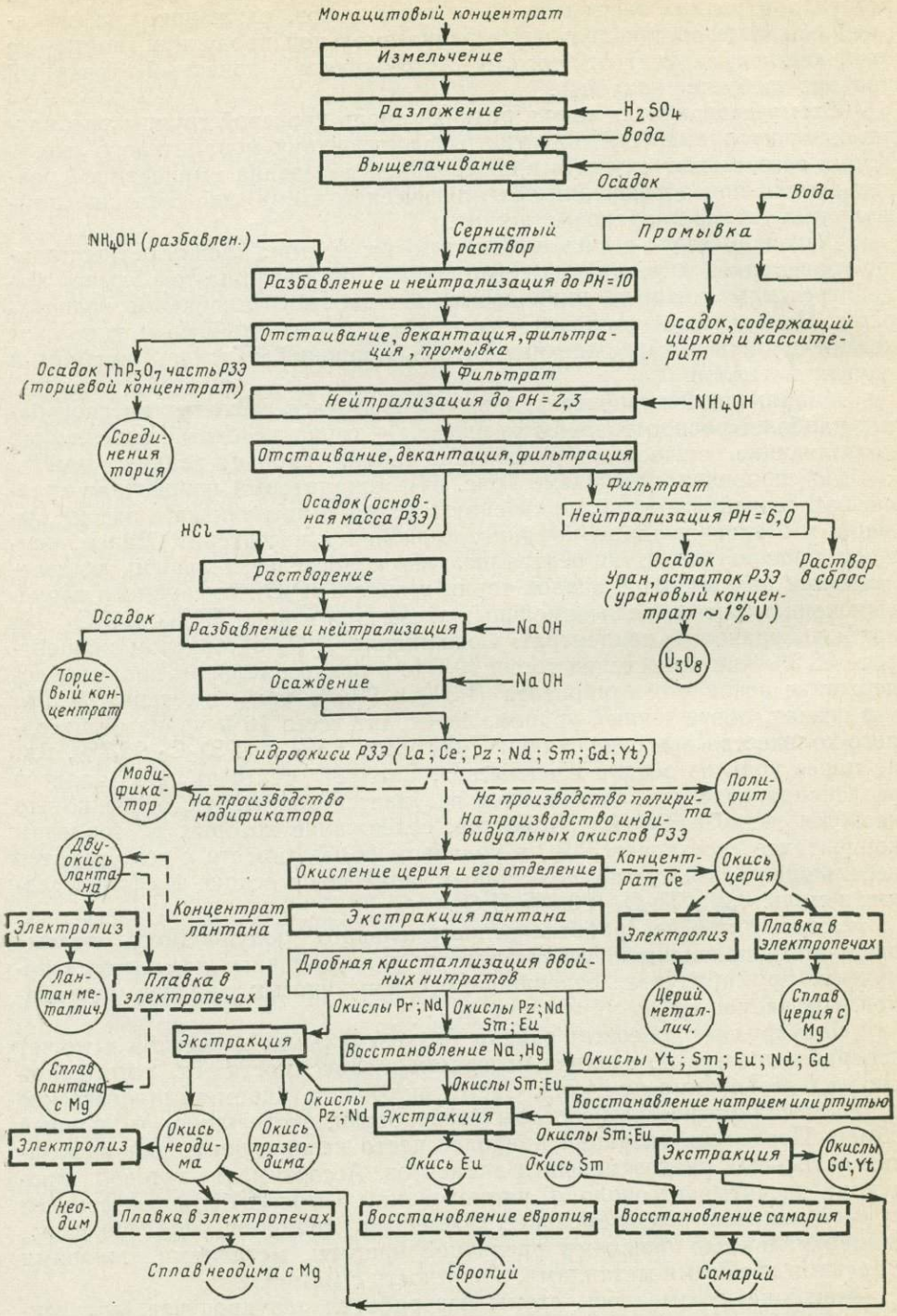



Рис. 44. Технологическая схема переработки редкоземельного сырья (на примере монацитовых руд)

ликвидации радиоактивности, они очень схожи и для полупродукта, полученного как из бастнезитового, так и из лопаритового концентрата; из последнего он поступает в виде плава хлоридов редких земель. В сырье редкоземельных элементов цериевой группы могут встречаться в очень небольших количествах в виде примесей отдельные элементы иттриевой группы. Наиболее часто это иттрий, который может быть извлечен из такого сырья.

Сырьевые ресурсы редких земель иттриевой группы значительно меньше, чем цериевой, однако и они весьма многообразны: ими могут быть отходы урановых заводов, хвосты переработки железных руд и апатитов, месторождения эвксенитов и ксенотимов, руды редких металлов.

В процессе обогащения в некоторых случаях получают иттриевые концентраты (ксенотимовые, эвксенитовые и др.); содержание суммы окислов редких земель иттриевой группы в них колеблется от 10 до 60%. Иногда собственно редкоземельных концентратов специально не получают, иттриевые элементы в этом случае переходят в апатитовые концентраты, в хвосты железорудных обогатительных фабрик и урановые концентраты. Содержание в них редкоземельных элементов невелико (от 0,5 до 3—5%). Например, в хвостах одного железорудного месторождения содержится 10% апатита и до 1% окислов редких земель. При переработке апатитовых концентратов, содержание суммы окислов редких земель в которых составляет 2,5%, редкие земли могут быть извлечены.

Иттриевые элементы в некоторых случаях могут быть легко отделены наряду с радиоактивными элементами от нерадиоактивных радиометрическими методами обогащения. Из железной руды, содержащей 35,5% железа, 0,09% урана, 0,071% окиси тория и 1,51% окислов РЗЭ, выделялась радиоактивная фракция, ее дообогащали магнитными и гравитационными методами с получением коллективного уран-ториево-редкоземельного концентрата.

Редкие земли, содержащиеся в монацитах и торитах, при их переработке сосредоточиваются в заводских отходах, из которых затем получают иттриевый концентрат, содержащий до 60% суммы окислов редких земель.

Экстракция и ионный обмен, которым могут предшествовать различные гидрометаллургические операции, являются основными технологическими процессами переработки коллективных иттриевых концентратов и других иттрийсодержащих продуктов, а также выделения отдельных элементов иттриевой группы.

Например, для переработки коллективного эвксенитового концентрата, содержащего редкие земли, тантал и ниобий, применялось хлорирование, которое позволяло легко отделить хлориды тантала и ниобия от хлоридов редких земель вследствие разных температур кипения и плавления; в последующем разделение тантала и ниобия и индивидуальных окислов земель осуществлялось экстракцией. Восстановление индивидуальных окислов редких земель до металлов осуществляется пирометаллургическими процессами.

Ассортимент готовой продукции из элементов иттриевой группы так же обширен и разнообразен, как и цериевой группы: это и коллективные окислы, и индивидуальные окислы и другие химические соединения, и металлы, и сплавы с цветными металлами, и сплавы редкоземельных элементов.

Технологическая схема обогащения наиболее распространенного вида циркониевого сырья — ильменит-рутил-цирконовых руд изложена в главе, посвященной использованию титана. Как уже отмечалось, в результате обогащения выделяют достаточно чистый цирконовый концентрат, в котором содержание продуктивных циркониевых минералов составляет 96—98%. Единственным попутным компонентом, получаемым при химико-металлургической переработке цирконового концентрата, является гафний.

При переработке цирконового концентрата хлорированием помимо гафния можно использовать и содержащийся в концентрате кремний. Металлургическая схема переработки цирконовых концентратов сводится к вскрытию концентрата тем или иным методом, разделению циркония и гафния и получению циркония и гафния в виде металлов или стандартных соединений.

Из известных схем вскрытия цирконовых концентратов хлорированием, сплавлением с едкими щелочами или разложением плазмой наиболее распространена первая (рис. 45). На хлорирование поступает брикетированный с углеродом цирконовый концентрат. Из хлоратора или

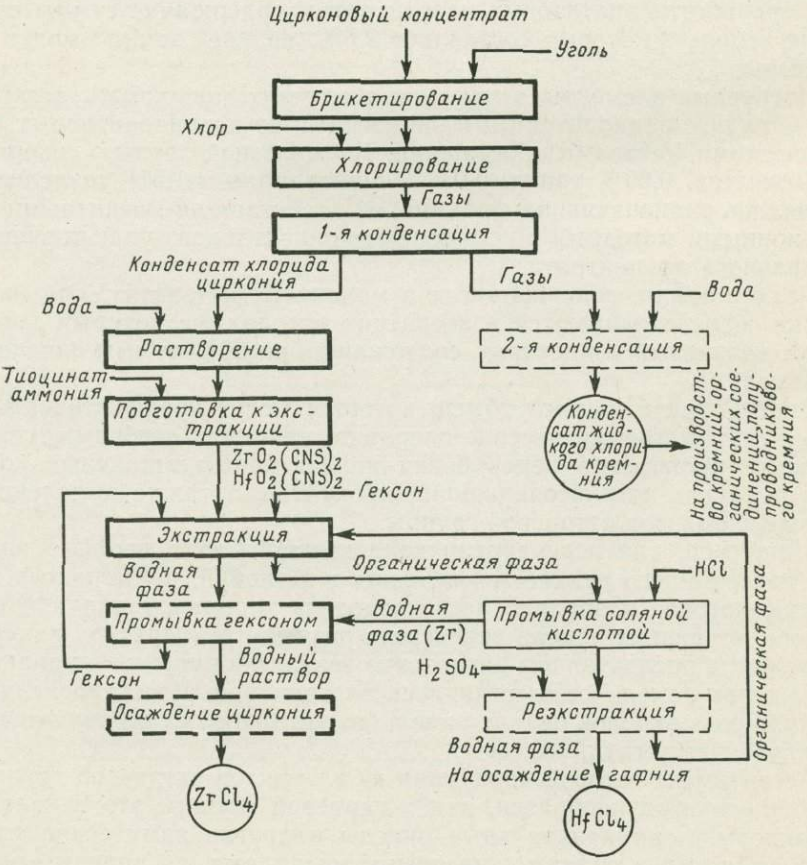



Рис. 45. Технологическая схема переработки цирконовых концентратов

шахтной электропечи газы, содержащие хлориды циркония, кремния и других элементов, поступают в конденсатор, где при температуре менее 330° четыреххлористый цирконий переходит в твердое состояние, а при дальнейшем понижении температуры до 58° хлорид кремния конденсируется в жидкое состояние.

Конденсат жидкого хлорида кремния может быть использован для производства кремнийорганических соединений и полупроводникового кремния.

Конденсат циркония, в который перешел и гафний, растворяется в воде, затем поступает на жидкостную экстракцию, которая может осуществляться несколькими экстрагентами. Экстрагируется гафний, который переходит в органическую фазу, а цирконий остается в водной фазе. Водный раствор циркония поступает на осаждение циркония. Органическая фаза промывается соляной кислотой и затем ее подвергают реэкстракции серной кислотой, при этом гафний переходит в водную фазу, а органическая фаза возвращается в оборот. Водный раствор поступает на осаждение гафния. Из растворов уже порознь осаждаются хлориды циркония и гафния, которые затем подвергаются восстановлению.

Известно несколько способов восстановления хлорида и тетрахлорида циркония: металлическим магнием или смесью магния с натрием, кальцием или натрием, электролитическими методами, иодидным процессом, термической диссоциацией; из хлористого гафния металл получают электролизом расплава солей. Все эти методы не представляют интереса с точки зрения комплексного использования сырья, так как после них получаются либо циркониевые продукты, либо гафниевые. Исключение составляет магниетермический способ восстановления циркония, в результате которого по аналогии с производством титана образуется хлористый магний, который можно разложить на магний и хлор и пустить их в оборот.

Извлечение циркония на операциях восстановления составляет 85% при переработке технического тетрахлорида и 94,5% — из очищенного тетрахлорида. При необходимости получения особо чистого циркония можно изменить порядок операций и осуществить сразу удаление гафния из цирконового концентрата экстракцией или ионным обменом, с тем чтобы на хлорирование поступала чистая двуокись циркония.

РАЗДЕЛ IV.

# ЭКОНОМИКА КОМПЛЕКСНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ СЫРЬЯ

## *ГЛАВА 19.*

## ОСОБЕННОСТИ ГЕОЛОГО-ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ОЦЕНКИ КОМПЛЕКСНОГО СЫРЬЯ

Геолого-экономической оценке комплексного сырья в последнее время посвящалось много исследований. Тем не менее по общему признанию крупнейших специалистов (А. В. Сидоренко, П. В. Вилюнова, А. М. Быбочкина, Ю. В. Яковца, А. Д. Щеглова и др.), высказанному на конференции «Научно-технические проблемы комплексного использования месторождений полезных ископаемых», проведенной Академией наук СССР, Госкомитетом Совета Министров СССР по науке и технике и Госгортехнадзором при Совете Министров СССР в Москве в декабре 1976 г., разработка теоретических основ и совершенствование методов геолого-экономической оценки комплексного использования минерально-сырьевых ресурсов являются важнейшим условием улучшения комплексного использования месторождений полезных ископаемых.

Вопросы теории эффективности комплексного использования сырья рассматривались практически во всех трудах последних лет по вопросам эффективности использования минеральных ресурсов (работы Н. В. Мельникова, Н. Н. Некрасова, А. В. Сидоренко, М. И. Агошкова, Е. О. Погребицкого, И. М. Грацерштейна, С. А. Первушина, С. Я. Рачковского, Ю. В. Яковца, А. Я. Бенуни, В. И. Тернового, А. А. Минца, Т. А. Гатова, В. Н. Лексина и др.).

Особенно много внимания уделялось этим вопросам специалистами в области геологии, технологии и экономики сырья цветной металлургии.

На необходимость обеспечения полного и комплексного извлечения из недр и рациональное использование запасов основных и совместно с ними залегающих полезных ископаемых и содержащихся в них компонентов указывается в «Основах законодательства Союза ССР и союзных республик о недрах», принятых на третьей сессии Верховного Совета СССР девятого созыва. Причем в этом документе особенно подчеркивается, что в основе рационального использования недр лежит «полное и комплексное геологическое изучение недр».

Вопросам улучшения комплексного использования минерального сырья уделяется много внимания. Очевидно, серьезные требования, предъявляемые к повышению научного уровня теории и методологии геолого-экономической оценки комплексного использования минерально-сырьевых ресурсов, вызваны тем, что практикуемые методы оценки пока не дают желаемых результатов, т. е. не обеспечивают необходимого повышения эффективности комплексного использования сырья.

Нам представляется, что существуют пути ликвидации технических, организационных и экономических препятствий улучшения комплексного использования сырья.

Имеется ряд объективных причин недостаточного уровня комплексного использования минерального сырья. Как уже указывалось, комплексное сырье — это сырье, в результате переработки которого извлекается параллельно или последовательно несколько полезных компонентов, причем только тех, которые имеют промышленное значение, т. е. при современном уровне науки и техники могут извлекаться и обеспечивать при этом получение необходимого экономического эффекта. Промышленное или непромышленное значение зависит от концентрации (содержания) полезного компонента, химической формы его нахождения, степени извлечения из руды, наконец, текстуры и структуры руд или пород, наличия и промышленной ценности сопутствующих компонентов. При одних содержаниях компонент будет иметь промышленное значение, при других не будет, в одних типах руд он является промышленным, а в других — непромышленным, в крупновкрапленных рудах его можно разделить с другими компонентами, в мелковкрапленных — крайне сложно и т. д. Таким образом, для руд различных месторождений промышленный комплекс полезных компонентов, т. е. набор полезных компонентов, извлечение которых технически возможно и экономически целесообразно, даже при одинаковом наборе их в руде может быть разным.

Следовательно, признать неудовлетворительным комплексное использование сырья можно только при условии, что те компоненты, которые могут эффективно извлекаться, не извлекаются в должной мере. Степень использования сырья также зависит от технического уровня и экономики производства. Если при обогащении извлекается в концентрат, например, 80% цинка и за счет дополнительных операций можно повысить извлечение еще на 5%, то это будет целесообразно только в том случае, если производственные затраты на доизвлечение этих 5% будут экономически эффективны. Следовательно, и уровень извлечения отдельных полезных компонентов на любой момент времени измеряется конкретной рациональной величиной.

Состав промышленного комплекса полезных компонентов в результате научно-технического прогресса постоянно расширяется. Промышленными рудами становятся руды с меньшим содержанием полезных компонентов, с более сложным химическим и минеральным составом, мелковкрапленные, принципиально нового типа.

Однако в некоторых случаях технический прогресс сужает минерально-сырьевую базу, например, когда традиционные виды сырья заменяются более прогрессивными или когда развитие горной техники предъявляет новые требования к масштабам месторождений и месторождения с ограниченными запасами относительно богатых руд теряют свое значение. Однако на комплексное использование сырья воздействие технического прогресса всегда однозначно, а именно он всегда повышает степень извлечения полезных компонентов и постоянно расширяет номенклатуру компонентов, имеющих промышленное значение.

Таким образом, чем позже вовлекается месторождение в эксплуатацию, тем полнее будет использовано его сырье. Эта закономерность, как ни парадоксально, отрицательно сказывается на фактических показателях эффективности использования комплексного сырья. Дело в том, что между детальной разведкой месторождения и подсчетом запасов, т. е. последней стадией изучения месторождения и началом его промышленного освоения, проходит значительный с точки зрения современных

темпов технического прогресса промежуток времени (порядка десяти лет).

При проведении детальной разведки в соответствии с требованиями ГКЗ СССР выполняются опытно-промышленные исследования представительных проб руд или сырья с целью выбора или разработки наиболее эффективной технологической схемы ее переработки; устанавливаются все технические параметры этой схемы: извлечение полезных компонентов, выход товарных продуктов, расход основных и вспомогательных материалов, топлива, энергии, производительность оборудования и т. п.

На баланс принимаются запасы только тех полезных компонентов, возможность и целесообразность извлечения которых доказаны технологическими испытаниями и последующими экономическими расчетами. Обычно и подсчет запасов ведется только по тем полезным компонентам, технология и экономика получения которых ясны.

Таким образом, подсчет запасов осуществляется на уровне технологии и экономики 10-летней давности по отношению к началу эксплуатации месторождения, и 40-, 50-летней — по отношению к ее окончанию. Конечно, в процессе производства ведется совершенствование технологических схем, повышаются коэффициенты извлечения для элементов, выделение которых предусматривалось еще при детальной разведке, получают новые продукты, содержащие компоненты, которые при подсчете запасов считались непромышленными и не учитывались. Следовательно, отсутствуют достоверные, апробированные сведения о ресурсах некоторых компонентов в сырье, извлекаемых и эффективно извлекаемых промышленностью.

Для таких случаев весьма сложно планировать извлечение и объем производства полезных компонентов, содержание и распространение которых в сырье не были до конца изучены. Как избежать такого положения?

Поступательное движение научно-технической революции необратимо, и чем скорее достижения науки будут внедряться в практику, тем больший эффект будет получен в сфере материальных производств, следовательно, необходимо, чтобы темпы научно-технического прогресса постоянно возрастали. Но тем резче будут различия между технологическими схемами, принятыми при геологическом изучении, и схемами промышленного производства и, казалось бы, эффективностью производства.

Однако на практике все происходит иначе. Дело в том, что, как по достоверности получаемых сведений данные поисковой разведки отличаются от показателей, полученных при детальной разведке, так и технологические и технико-экономические параметры геолого-экономической оценки использования сырья месторождений отличаются от этих же параметров, определенных при проектных проработках. В первом случае они обычно более оптимистичны, так что даже наиболее прогрессивные технологические решения проектов не всегда могут компенсировать оптимистичность предшествующих оценок. Высказанное замечание справедливо и для технологических показателей использования отдельных компонентов сырья, особенно когда предполагается перерабатывать последнее по принципиально новым технологическим схемам. Сложнее обстоит дело с компонентами, извлечение которых стало возможным в промежутке между детальной разведкой и проектированием промышленного предприятия и запасы которых не подсчитаны или

не приняты на баланс. В связи с этим появилась новая технология, позволяющая расширить ассортимент выпускаемой продукции и повысить комплексность использования руд данного месторождения, однако в проекте ее можно заложить, но без учета объемов производства и экономического эффекта тех полезных компонентов, по которым запасы не подсчитаны по промышленным категориям. И только при промышленном производстве можно наладить извлечение тех или иных дополнительных полезных компонентов сначала в порядке инициативы на основании химических анализов поступающего сырья, а впоследствии уже планомерно, но с известным риском, поскольку неизвестны тенденции изменения содержания полезных компонентов в поступающем сырье.

Разрыв во времени проведения детальной разведки и эксплуатации месторождения неизбежен, как неизбежно постоянное научно-техническое совершенствование. Сократить этот разрыв за счет снижения требований к уровню технологических испытаний при разведке месторождений (например, вместо проведения опытно-промышленных испытаний считать достаточным проведение лабораторных исследований) нельзя, ибо оно будет противоречить важнейшему требованию «Основ законодательства Союза ССР и союзных республик о недрах», касающемуся качества и достоверности изучения месторождений полезных ископаемых. Необходимо повышать достоверность технологических исследований сырья, предусматривая проведение обязательных полупромышленных испытаний в некоторых случаях (для особо крупных месторождений) на специально построенных опытно-промышленных установках. Следовательно, разрыв во времени между проведением технологических испытаний и промышленной отработкой месторождений неизбежен, но его следует сокращать посредством сосредоточения детальной разведки на лучших по технико-экономическим показателям месторождениях, которые будут осваиваться промышленностью в первую очередь.

При детальной разведке особенно тщательно и всесторонне следует изучать вещественный состав сырья и проводить комплексные технологические испытания, имея в виду если не разработку специальных процессов для извлечения попутных компонентов, то получение достоверной информации о поведении всех их при переработке сырья по принятой технологической схеме и распределении между товарными продуктами и отходами производства в обогатительном переделе и металлургическом производстве. Для металлургического передела можно пользоваться аналогией в случае получения стандартных концентратов основных цветных металлов.

На основании экономической оценки надо определять рациональный набор полезных компонентов, извлечение которых будет эффективно, и для них выполнять подсчет запасов.

В настоящее время, если запасы того или иного компонента подсчитаны, а содержание его в них ниже промышленного, то эти запасы относятся к числу забалансовых. Такой системы следует придерживаться и в дальнейшем, расширяя номенклатуру полезных компонентов, запасы по которым подсчитываются для учета в качестве забалансовых руд, имея в виду, что величина запасов определена с достаточной степенью достоверности. Конечно, запасы не всех полезных компонентов следует подсчитывать с целью отнесения к забалансовым, а только тех, для извлечения которых ведется, но не закончена разработка технологий и получены при этом обнадеживающие результаты. Эта задача трудоемкая, требующая затрат большого количества времени и средств

Пересчет запасов через непродолжительное время потребует больших средств, чем расширение перечня полезных компонентов для подсчета запасов при первичной детальной разведке. При разработке эффективной технологии для извлечения таких полезных компонентов их запасы можно будет легко перевести в число промышленных.

Если для компонентов, которые требуются народному хозяйству, в момент разведки отсутствуют какие-либо технологические исследования по их извлечению, то запасы их считать не следует, но всю геологическую и исполнительно-техническую документацию, образцы горных пород и руд, керны, дубликаты проб полезных ископаемых необходимо сохранять: они могут быть использованы при дальнейшем изучении недр, доразведке и разработке месторождений.

Периодически следует проводить ревизионно-опробовательские работы по перечню полезных компонентов, ставших промышленными в результате научно-технического прогресса, на месторождениях, в рудах которых имеются эти полезные компоненты.

При комплексном использовании сырья цветной металлургии из него может извлекаться свыше 20 элементов, входящих в состав руды в разной концентрации и имеющих различное промышленное значение. Технологические операции для их извлечения осуществляются на различных стадиях переработки руд. От величины промышленного значения компонентов зависят объем и глубина проработки технологии производства, количество анализируемых проб, соотношение категорий подсчитанных запасов и т. д. Нет необходимости требовать столь тщательного определения вещественного состава и содержаний в медноколчеданных рудах для меди, цинка, кадмия и селена. Одинаково скрупулезное изучение поведения всех полезных компонентов без учета их промышленного значения и характера потребления привело бы к значительному и неоправданному удорожанию исследований.

Представляется, что проведение этих мероприятий позволило бы на стадии геологического изучения получить необходимый материал и создать предпосылки для совершенствования комплексного использования сырья при его промышленной эксплуатации без значительного увеличения средств на последующие геологоразведочные работы. Поскольку разработка технологии получения меди из руды требует одного объема исследований, использования глин и песков вскрыши — совсем другого, получения селена из медных руд — третьего и т. д., то, очевидно, необходимо весь комплекс полезных компонентов разбить на группы в зависимости от их промышленного значения.

Для руд цветных металлов можно предложить следующие группы:

1-я — цветные и редкие металлы в качестве основных (медь, свинец, цинк, никель, кобальт, олово, титан, ртуть, сурьма, тантал, ниобий, цирконий);

2-я — алюминий, магний (бокситы, нефелины, алуниты, карналлиты, бишофит и т. п.);

3-я — драгоценные цветные металлы (золото, серебро, платина и платиноиды);

4-я — висмут, кадмий и др. (малые металлы);

5-я — цветные металлы в качестве попутных;

6-я — сера в сульфидных рудах;

7-я — неметаллические элементы в рудах цветных металлов;

8-я — редкие металлы в качестве попутных компонентов;

9-я — рассеянные элементы;

10-я — нерудное сырье вскрышных пород, отходы обогащения и металлургии, в основном используемые в качестве строительных материалов.

Для каждой группы имеются свои особенности подсчета запасов полезных компонентов, объема и характера технологических исследований и определения технико-экономических показателей их использования.

На особенностях подсчета запасов и характере технологических исследований мы остановимся очень кратко, лишь в том объеме, который необходим для уяснения особенностей экономического обоснования промышленного значения полезных компонентов соответствующих групп.

Первая группа — на основании изучения вещественного состава выделяются промышленные типы руд, каждая из которых подвергается технологическим исследованиям с целью разработки наиболее эффективных схем обогащения и металлургической переработки и извлечения основных полезных компонентов. Подсчет запасов ведется раздельно по промышленным типам и сортам руд. Основные полезные компоненты определяются в каждой пробе. Запасы их классифицируются по категориям А, В, $C_1$ и $C_2$ в зависимости от состояния горно-геологической и технологической изученности, обеспечивающей соответствующую степень достоверности запасов и экономическое обоснование кондиций.

Вторая группа — на основании полученных характеристик вещественного состава определяется соответствие полезных ископаемых техническим условиям или ГОСТам на данный вид полезного ископаемого, в которых указано содержание полезных компонентов и вредных примесей. Подсчет запасов ведется раздельно по сортам и маркам полезных ископаемых. Если по качественной характеристике продуктивные породы подходят к какому-либо сорту ТУ или ГОСТа, то отпадает необходимость в проведении их технологических испытаний, если не подходят, то они не относятся к числу промышленных категорий, и возникает необходимость проведения технологических исследований и их экономической оценки. При положительных результатах последней разрабатываются дополнительные ТУ или ГОСТы для этого вида сырья.

Третья группа — при разработке технологических схем учитывается необходимость максимального извлечения этих дорогостоящих компонентов, так как поведение их может влиять на выбор технологии обогащения и металлургической переработки. Для повышения извлечения таких компонентов могут предусматриваться дополнительные технологические операции. Запасы классифицируются по категориям А, В, $C_1$ и $C_2$, как и для первой группы.

Четвертая группа — изучается распределение их при обогащении. При высокой концентрации в руде разрабатывается технология, позволяющая концентрировать их в каком-либо одном продукте. Изучается поведение при металлургической переработке. При невысокой концентрации запасы подсчитываются по категориям $C_1$ и $C_2$, при высоком содержании в рудах могут подсчитываться и по категории В.

Пятая группа — степень технологической изученности основных цветных металлов, являющихся попутчиками, значительно ниже, чем когда они входят в число рудообразующих. На стадии обогащения не предусматривается специальных операций для их извлечения в тот или иной концентрат. Изучается только их распределение между получаемыми концентратами и возможность удаления при металлургической

переработке, если они являются вредными примесями. В противном случае поведение их при металлургической переработке специально не изучается.

*Шестая группа — изучаются формы нахождения*, минеральный состав и поведение при обогащении. В схеме обогащения предусматриваются операции с целью отделения пиритных или пирротиновых концентратов от концентратов цветных металлов. Изучается технология последующей переработки пирротиновых концентратов. Схема переработки пиритных концентратов известна. Запасы классифицируются по категориям А, В, $C_1$ и $C_2$, однако подсчет запасов производится менее детально, чем для основных цветных металлов.

Седьмая группа — изучаются формы нахождения, минеральный состав и поведение при обогащении. В схемах обогащения обычно предусматриваются операции для выделения и доводки продуктов, содержащих неметаллы. Обычно они извлекаются в виде минеральных фракций, но могут быть получены и попутно с основными цветными металлами. Запасы классифицируют по категориям $C_1$ и $C_2$. Когда неметаллические соединения представляют вредные примеси, указывается только содержание их в рудах без количественного подсчета.

Восьмая группа — изучаются формы нахождения и поведение при обогащении и металлургической переработке по принятым схемам для основных цветных металлов. Специальные технологические операции для их извлечения не предусматриваются. Подсчет запасов ведется по низким категориям, чаще по $C_2$, иногда по $C_1$.

Девятая группа — ввиду очень низкого содержания элементов в руде они могут извлекаться только попутно в металлургическом переделе. При обогащении в зависимости от минералогической связи они распределяются между различными концентратами, а также уходят в хвосты. Анализируется содержание рассеянных элементов в рудах и концентратах. Запасы металлов подсчитываются валовые и промышленные, т. е. связанные с минералами, переходящими в концентраты, при металлургической переработке которых они могут извлекаться. Экономическое обоснование минимально промышленных содержаний устанавливается для концентратов, из которых они могут извлекаться. Запасы в основном подсчитываются по категории $C_2$ и очень редко $C_1$.

Десятая группа — характер изучения, опробования и подсчета запасов зависит от вещественного содержания вскрышных пород. Наиболее часто они являются сырьем или непосредственно строительным материалом. В связи с этим подсчет их ресурсов производится в территориальных геологических управлениях. Исследуются вещественный состав пород, их дисперсность, характер первичной переработки (классификация, дробление), возможность и целесообразность полного или частичного использования.

Каждая из выделенных десяти групп отличается и характером геолого-экономической оценки входящих в нее видов сырья. Термин «геолого-экономическая оценка минерального сырья», к сожалению, пока не имеет четко сформулированного содержания; очень часто его неправильно отождествляют с термином «обоснование и расчет кондиций». Однако эти понятия разные, они отличаются как по назначению, так и по содержанию.

Геолого-экономическая оценка месторождения должна показать, какова будет эффективность отработки данного месторождения, какое место по этому критерию оно займет в ряду других, составляющих ми-

нерально-сырьевую базу, какова будет очередность его промышленного освоения. Объектом оценки является месторождение в том виде, в каком оно охарактеризовано геологическими, горнотехническими, технологическими и экономическими показателями.

Содержание кондиций — это совокупность требований к качеству полезных ископаемых в недрах и к горно-геологическим условиям, соблюдение которых при оконтуривании месторождений и подсчете запасов позволяет правильно разделить запасы полезных ископаемых по их народнохозяйственному значению на балансовые и непромышленные. Таким образом, назначение кондиций — определить контуры промышленных рудных тел и, следовательно, масштаб и характер месторождения, т. е. кондиции дают оценку отдельным блокам месторождения, в результате чего мы получаем представление о месторождении, которое и является непосредственным объектом геолого-экономической оценки.

При технико-экономическом обосновании кандиций и геолого-экономической оценке месторождений используются разные критерии; в первом случае — это показатель экономической эффективности капитальных вложений, во втором — бортовое и минимальное промышленное содержание полезного компонента в руде.

Минимальное промышленное содержание определяется через равенство всех затрат на добычу и переработку полезного компонента с извлекаемой стоимостью и определяется по формуле

$$C = \frac{З \cdot 100}{Ц \cdot И \cdot Р}, \qquad (31)$$

где С — минимальное промышленное содержание полезного компонента, %; З — все затраты на добычу и переработку 1 т минерального сырья, руб.; Ц — оптовая цена 1 т готовой продукции, руб.; И — коэффициент извлечения ценного компонента; Р — коэффициент разубоживания при добыче.

Если под затратами понимать приведенные затраты, где капитальные вложения учитываются с нормативным коэффициентом эффективности, тогда формула (31) примет вид

$$C = \frac{(Сб + Е_н К)\,100}{Ц \cdot И \cdot Р}, \qquad (32)$$

где Сб — себестоимость добычи и переработки 1 т руды, руб.;
К — удельные капиталовложения на добычу и переработку 1 т руды, руб;
$Е_н$ — нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений.

Преобразовав формулу, получаем

$$\frac{С}{100} Ц \cdot И \cdot Р - Сб = Е_н К$$

или

$$Е_н = \frac{\frac{С}{100} Ц \cdot И \cdot Р - Сб}{К},$$

где $\frac{С}{100} Ц \cdot И \cdot Р$ — стоимость полученной товарной продукции, полученной из 1 т руды, а весь числитель — прибыль, полученная при переработке 1 т руды.

Таким образом, минимальное промышленное содержание обеспечивает получение нормативного уровня прибыли.

Неясность трактовки термина «затрат» в последней действующей инструкции позволила толковать его как «себестоимость». Тогда формула (32) после преобразования примет вид

$$Сб = \frac{С \cdot Ц \cdot И \cdot Р}{100},$$

из чего следует равенство себестоимости и стоимости товарной продукции, т. е. минимальное промышленное содержание в этом случае гарантирует безубыточную работу горно-обогатительного предприятия.

Бортовое содержание — это наименьшее содержание полезного компонента в краевых пробах, по которым производится оконтуривание балансовых запасов. Известны различные трактовки экономической сущности этого термина. Обычно бортовое содержание определяют по той же формуле, что и минимальное промышленное содержание, но вместо полной себестоимости учитывают только прямые затраты, т. е. исключают из себестоимости цеховые, общезаводские и другие накладные расходы. Сторонники такой трактовки утверждают, что независимо от того, будут или нет включены в контур карьера участки с бортовым содержанием, абсолютная величина цеховых и общерудничных расходов как условно постоянных не изменится, и, следовательно, можно учитывать только прямые расходы. При этом соблюдается равенство прямых расходов и полученной товарной стоимости.

По нашему мнению, показатель бортового содержания нельзя рассматривать только как чисто экономический, который можно получить с помощью какой-либо аналитической формулы. В действительности это показатель геолого-экономический, который увязывает геологическое строение рудного тела с экономикой добычи и переработки руд.

Содержание полезного компонента от середины рудного тела к периферии может изменяться самым различным образом, и величина бортового содержания будет зависеть от характера оруденения. Наиболее удачным представляется вариантный метод определения бортового содержания на основании приростных или дифференциальных затрат, подробно изложенный в работе Т. А. Гатова [18]. Суть его заключается в том, что определяются затраты на приращиваемые запасы в результате понижения бортового содержания. В этом случае максимальный экономический эффект от эксплуатации месторождения будет получен при бортовом содержании, когда будет достигнуто равенство между приростными затратами и ценой полученной продукции. Если приростные затраты превысят цену, то такое бортовое содержание нельзя устанавливать, а следует принять его предшествующий уровень.

Кондиции включают свыше 40 показателей, полностью характеризующих геологические, горнотехнические, технологические и экономические условия отработки месторождения. По полезным ископаемым, для которых определение минимального промышленного содержания полезного компонента не производится, а качество оценивается по требованиям соответствующих технических условий и ГОСТов (например, бокситы, нефелины и другие виды алюминиевого сырья), количество показателей в кондициях сокращается до 30 наименований.

В настоящей работе нет необходимости останавливаться на вопросах определения таких показателей кондиций, которые не зависят от вещественного состава сырья, как-то коэффициенты вскрыши и рудонос-

ности, минимальные мощности рудных тел и максимально допустимые интервалы пород.

Сводные технико-экономические показатели кондиций дают полное представление о промышленной ценности руды и основных технико-экономических показателях эксплуатации месторождений. Определяются годовая производительность предприятия по руде, горной массе и готовой продукции, срок службы рудника, извлечение полезных компонентов при эксплуатации, себестоимость добычи и переработки руды и получения готовой продукции, капитальные затраты, срок их окупаемости, рентабельность, т. е. те же показатели, которые необходимы для геолого-экономической оценки месторождений.

Между ними имеются следующие принципиальные различия:

1) геолого-экономическая оценка месторождения дается однозначно на каком-то определенном уровне знаний объекта. Показатели кондиций также разрабатываются исходя из определенного уровня знаний, но вариантно;

2) геолого-экономическая оценка выполняется для решения вопроса о дальнейшем освоении или консервации месторождения, кондиции требуются для уточнения основных количественных и качественных параметров объекта исследования, т. е. оконтуривания рудных тел и подсчета запасов руды и полезных компонентов месторождения;

3) основными показателями геолого-экономической оценки являются себестоимость, прибыль, капитальные вложения, срок их окупаемости, рентабельность; важнейшими показателями кондиций — минимальное промышленное содержание и бортовое содержание полезных компонентов, а показатели себестоимости, прибыли, удельных капитальных вложений, сроков их окупаемости и рентабельности являются исходными, с помощью которых определяются основные показатели кондиций.

4) геолого-экономическая оценка выполняется для определения промышленного значения месторождения и для установления очередности отработки в сравнении с аналогичными показателями других месторождений; кондиции позволяют выбрать параметры месторождения, обеспечивающие наиболее рентабельное их использование:

5) технико-экономические показатели геолого-экономической оценки могут уточняться после получения дополнительных сведений о месторождении, технико-экономические показатели кондиций, характеризующие эффективность отработки месторождения, могут уточняться после подсчета запасов, выполненного по основным параметрам кондиций.

Таким образом, и в том и в другом случае технико-экономические показатели являются ожидаемыми, но для геолого-экономической оценки они могут изменяться в результате проведения каких-либо новых исследований, а для кондиций — в результате подсчета запасов, выполненного без получения дополнительных сведений о месторождении;

6) геолого-экономическая, или промышленная, оценка производится на всех стадиях промышленного освоения месторождения, начиная с геологического изучения и кончая техническим проектом и эксплуатацией месторождения; кондиции разрабатываются на стадии предварительной и детальной разведки и в некоторых случаях на стадии эксплуатации по данным разведочно-эксплуатационных работ.

Обычно технико-экономический доклад о целесообразности детальной разведки месторождения и составление временных кондиций подготавливаются одновременно и зачастую выполняются проектными организациями в одном документе, что, очевидно, и послужило одной из

причин трактовки этих, различных по экономической сущности и назначению понятий, как идентичных, именуемых геолого-экономической оценкой месторождений.

Аналогичное положение имеет место и при разработке постоянных кондиций. На основании результатов детальной разведки месторождений уточняются технико-экономические показатели ТЭДа, предшествующего ей. Эти показатели затем используются для разработки постоянных кондиций. Таким образом, технико-экономическая оценка месторождений дает исходный материал для разработки основных показателей кондиций. Кондиции являются системой показателей для оконтуривания месторождения и подсчета запасов. Если можно говорить о кондициях, как оценочном показателе, то только для подсчетного блока (не более), ибо с помощью кондиций определяют, является ли данный подсчетный блок промышленным или непромышленным, относить ли содержащиеся в нем запасы руды к промышленным категориям или к забалансовым.

Разработка кондиций для комплексных руд имеет свои особенности, вытекающие из особенностей геолого-промышленной оценки месторождений. Они заключаются в том, что при определении технико-экономических показателей, характеризующих эффективность промышленного использования месторождения, необходимо учитывать все полезные компоненты, имеющие промышленное значение, а при разработке кондиций необходимо определять минимальное промышленное и бортовое содержание для одного основного или «условного» компонента.

Рассмотрим методические особенности определения экономической эффективности извлечения различных компонентов при геолого-экономической оценке месторождений комплексного сырья для каждой из приведенных выше групп различных полезных компонентов по их промышленной значимости.

**Первая группа — цветные и редкие металлы в качестве основных.** Для нее необходимо учитывать все затраты на добычу, транспортировку и переработку. Затраты могут распределяться между несколькими металлами, входящими в данную группу, или их концентратами; кроме того, для сульфидных руд затраты должны распределяться на серу или серный колчедан в различных его видах, а в отдельных случаях — и на продукцию шестой группы.

Распределение затрат следует производить пропорционально ценности получаемых готовых продуктов. Для этого можно использовать цены на концентраты, если таковые имеются, хотя это будет не лучший способ распределения по следующим причинам.

Во-первых, соотношение цен на концентраты и металлы в ряде случаев не соответствует необходимым затратам на получение металлов из концентратов. Обычно отклонения здесь наблюдаются не в пользу концентратов, т. е. цены на концентраты занижены по сравнению с ценами на металлы.

Во-вторых, в ценах на концентраты не отражается стоимость практически всех попутных продуктов, исключение составляют драгоценные и некоторые основные и малые металлы, например золото и серебро в медных, свинцово-цинковых концентратах, кобальт и медь в сульфидных никелевых рудах и т. п. Таким образом, цены на концентраты не отражают всю заключенную в них потребительную стоимость.

В-третьих, не безразлично, в какой точке обширной территории нашей страны производятся те или иные концентраты, т. е. каковы будут

транспортные расходы по доставке их на металлургический завод. Например, стоимость перевозки цинковых концентратов с Дальнего Востока на заводы европейской части СССР составляет около 30% его цены, а получение серной кислоты из сульфидного сырья в Норильске совсем нецелесообразно.

Не менее существен вопрос, возможна ли переработка концентратов на действующих предприятиях или для этого необходимо строительство нового предприятия. В ценах на концентраты эти факторы не находят отражения.

По-видимому, более точную характеристику ценности каждого из основных полезных компонентов можно получить через стоимость полученных металлов.

Действующие оптовые цены на металлы больше отражают фактические затраты на их производство, чем цены на концентраты. При определении промышленной ценности отдельных компонентов в руде через стоимость полезного металла за вычетом затрат на его производство, учитываются и транспортные расходы на доставку концентратов на металлургический завод и капитальные вложения в строительство завода, если такая необходимость возникнет, и, наконец, эффект от извлечения всех попутных компонентов при металлургической переработке.

В инструктивных материалах рекомендуется давать геолого-экономическую оценку месторождений через готовый металл в тех случаях, когда получается нестандартный концентрат или новый концентрат, на которые нет цен. Эту практику полезно распространить на все новые месторождения цветных металлов, независимо от того, получают на их базе стандартный концентрат или нет. Исключение можно сделать для металлов или элементов, которые потребляются в других отраслях народного хозяйства в основном в виде концентратов (вольфрамовый, молибденовый, баритовый) или других стандартных химических соединений (медный и цинковый купорос и т. п.).

Итак, для экономической оценки первой группы полезных компонентов рекомендуется учитывать все затраты на добычу, обогащение, транспортировку и металлургическую переработку, за готовую продукцию принимать металл в товарном виде, распределять затраты между полезными компонентами пропорционально их промышленной ценности, рассчитанной через оптовые цены на металл.

**Вторая группа — алюминий, магний (бокситы, алуниты, бишофиты, карналлиты).** Экономическая оценка их производится по оптовым ценам соответствующих сортов и марок и затрат на добычу.

**Третья группа — драгоценные металлы.** В сырье оцениваются с учетом их извлечения в готовую продукцию и необходимых затрат на операции, необходимые только для непосредственного извлечения драгоценных металлов в конечный продукт. На последующие промежуточные промпродукты драгоценные металлы переносят свою стоимость по оценке, принятой в сырье с учетом их извлечения в тот или иной продукт. Только затраты на конечных операциях, непосредственно связанных с извлечением драгоценных металлов, относят непосредственно на их производство.

Учитывая специфическую особенность драгоценных металлов, выполняющих роль наиболее твердой международной валюты и поэтому имеющих особое народнохозяйственное значение и неограниченный спрос, можно использовать расчетные цены на них в различных полупродуктах, определенные с учетом их извлечения в готовую продукцию и затраты

на операциях, связанных с непосредственным их извлечением в товарную продукцию. В некоторых случаях это приведет к значительному снижению требований к промышленным содержаниям основных полезных компонентов, но будет оправдано за счет получения значительных объемов драгоценных металлов.

Затраты по переделам, непосредственно связанным с извлечением драгоценных металлов, целесообразно распределять пропорционально ценам и количеству получаемых драгоценных металлов.

**Четвертая группа — висмут, кадмий и др. (малые металлы).** В комплексных рудах они должны оцениваться по промышленной ценности полупродуктов, являющихся исходным сырьем для их получения с учетом степени извлечения из руды в соответствующие полупродукты. В редких случаях, когда малые металлы образуют собственные месторождения или промышленное значение их является преобладающим в ценности руды, экономическую оценку полезных компонентов, относящихся к четвертой группе, производить так же, как и для первой группы металлов, т. е. учитывать все затраты на добычу, обогащение, транспортировку и металлургическую переработку, в качестве готовой продукции принимать металл в товарном виде, распределять затраты между полезными компонентами пропорционально их промышленной ценности, рассчитанной через оптовые цены на готовый металл.

**Пятая группа — цветные металлы в качестве попутных.** При обогащении комплексных руд небольшая часть основных цветных металлов переходит не в свой собственный концентрат, а в другой, например, цинк — в медный концентрат, медь — в свинцовый концентрат и т. д. Обычно они переходят в концентрат в небольших количествах и по промышленному значению имеют небольшой удельный вес по сравнению с металлом, дающим название концентрату. Однако при промышленной переработке они могут извлекаться из каких-либо полупродуктов или отходов производства — пылей, шлаков, кеков и других в товарный продукт — металл или стандартное химическое соединение.

Практикой доказана экономическая целесообразность переработки отходов производства металлургического завода и нет необходимости проведения специальных технологических исследований в этом отношении для руд каждого месторождения. Необходимо только знать, в каком концентрате, сколько содержится попутных компонентов и какова технология переработки этих концентратов.

Полезные компоненты этой группы оцениваются в различных промпродуктах (или отходах) производства исходя из их промышленной ценности в этих продуктах (или отходах), т. е. по такой расчетной цене, которая обеспечивает рентабельное получение готовой продукции (металлов) при действующих оптовых ценах.

**Шестая группа — сера в сульфидных рудах.** Из сульфидных руд сера может утилизироваться двумя путями. Частично она выделяется в пиритный или пирротиновый концентраты при обогащении с использованием их в качестве сырья для производства элементарной серы или чаще серной кислоты, а частично она переходит с сульфидами основных цветных металлов в соответствующие одноименные концентраты и впоследствии может утилизироваться при металлургической переработке из отходящих газов основных металлургических агрегатов.

Оптовая цена на пиритный концентрат обеспечивает рентабельное получение серной кислоты или другой товарной продукции. Пиритные огарки пока еще не используются в промышленных масштабах, поэтому

содержащиеся в них полезные компоненты, такие, как железо, медь, цинк и другие, теряются.

Ценность пирротинового концентрата может резко колебаться в зависимости от содержащихся в нем полезных компонентов, что определяет выбор схемы его переработки. Поэтому стоимость этого концентрата надежнее определять через цены на готовые продукты, получаемые из него, за вычетом затрат на их получение.

Необходимо оценивать серу и в сульфидных концентратах основных цветных металлов, которая может быть использована: во-первых, как сырье для получения серной кислоты и, во-вторых, как заменитель топлива в автогенных металлургических процессах.

Промышленную ценность серы в концентратах цветных металлов следует определять через цену серной кислоты с учетом затрат на утилизацию отходящих сернистых газов, добавляя к ней стоимость замещаемого топлива при автогенных процессах.

В настоящее время практически вся сера, содержащаяся в сульфидных рудах цветных металлов, может использоваться, ее ценность может достигать 30% промышленной ценности руды. Поэтому расходы по добыче и переработке таких сульфидных руд следует относить и на серу, а в промышленной ценности концентратов основных цветных металлов учитывать ценность содержащейся в них серы.

**Седьмая группа — неметаллические элементы в рудах цветных металлов.** Получаются в виде стандартных соединений или товарных продуктов, на которые известны оптовые цены, единые по всей территории СССР или районные (установленные на базе затрат на производство продукции в данном районе). Обычно эти элементы оцениваются как попутные, их промышленная ценность в сырье определяется как разность цен и затрат на их производство из отходов или полупродуктов основного производства с учетом извлечения данных элементов из минерального сырья в продукты, являющиеся исходным сырьем для их получения. В некоторых случаях, когда удельный вес попутных компонентов достаточно значителен, можно часть затрат на добычу и обогащение руд относить на данный полезный компонент. При геолого-экономической оценке руды неметаллические попутные элементы должны учитываться при условии их реализации. Если возможна реализация какой-то части отходов, то следует учитывать стоимость только этой доли отходов. Промышленное содержание их в рудах определять не требуется, обычно оно обеспечивает эффективное попутное использование этих полезных компонентов.

**Восьмая группа — редкие металлы в качестве попутных компонентов.** Поведение металлов этой группы должно изучаться на всех стадиях технологической переработки и при условии концентрации их в каких-либо продуктах в пригодных для технологической переработки химических соединениях. Необходимо разрабатывать технологию их извлечения. Попутный характер компонентов данной группы определяет невысокую промышленную ценность их в руде и возможность эффективного получения только при условии принятия исходного сырья по нулевой стоимости. Промышленная ценность попутных редких металлов в руде определяется исходя из промышленной ценности их в продуктах и отходах производства, определенных через стоимость товарных металлов по действующим отпускным ценам за вычетом затрат на их извлечение из этих продуктов. При определении промышленной ценности редких элементов в руде необходимо учитывать коэффициент их извлечения из

руды в полупродукт, являющийся исходным сырьем для производства редких элементов.

**Девятая группа — рассеянные элементы.** Концентрация их в рудах столь мала, что речь может идти только о попутном извлечении рассеянных элементов при условии достаточной концентрации в полупродуктах или отходах, являющихся исходным сырьем для их получения.

Поведение рассеянных элементов при металлургической переработке довольно стабильно и определенно; они распределяются между пылями, шлаками, шламами и металлами, причем наличие этих элементов в определенных количествах в тех или иных концентратах цветных металлов позволяет эффективно извлекать их из некоторых полупродуктов и отходов производства. Промышленная ценность их в руде (даже при попутном извлечении) столь незначительна, что ею можно пренебречь при геолого-экономической оценке руд: обычно она не превышает 1—3%, т. е. находится далеко за пределами точности расчета.

Однако требуется определять промышленное значение рассеянных элементов для решения вопроса о подсчете их запасов и дальнейшем промышленном использовании. Для этого небходимо изучить распределение полезных компонентов при обогащении и знать содержание их в различных концентратах. Минимальное промышленное содержание рассеянных компонентов в концентратах определяется исходя из равенства стоимости полезных компонентов в товарном виде и затрат на их получение из промпродукта, служащего исходным сырьем для операций, непосредственно связанных с извлечением рассеянного компонента. Учитывая извлечение рассеянного элемента из концентрата в этот промпродукт и выход последнего, можно легко определить минимальное промышленное содержание рассеянного элемента в концентрате, а, следовательно, и в руде. Если рассеянный элемент может эффективно извлекаться из нескольких концентратов, полученных при обогащении руды, то за минимальное промышленное содержание его в руде принимается наименьшая величина промышленного содержания в руде, рассчитанная по различным концентратам.

**Десятая группа — нерудное сырье вскрышных пород, отходы обогащения и металлургии, используемые в качестве строительных материалов.** Геолого-экономическая оценка этой группы полезных продуктов наиболее проста. Являясь либо простейшим строительным материалом, либо сырьем для строительных материалов, они требуют самого элементарного изучения, подтверждающего возможность использования их для этих целей.

Более затруднительно определение возможных объемов реализации этой группы полезных компонентов в районе месторождений, фабрики, завода. Оценка их производится по стоимости заменяемых стройматериалов или сырья для их производства за вычетом расходов на транспортировку и элементарную обработку.

Для вскрышных пород на соответствующую величину уменьшаются расходы по вскрыше, что впоследствии отразится на затратах на добычу руды. Использование хвостов обогащения, шлаков металлургических заводов позволит сократить расходы на хвостовое хозяйство, составляющее заметную величину, особенно при обогащении, и, кроме того, получить дополнительный доход. Сокращение расходов по хвостовому хозяйству непосредственно отразится на затратах производства концентратов и металлов. Дополнительный доход от их реализации следует вычесть из общих расходов по добыче и обогащению, тем самым повы-

сится промышленная ценность содержащихся в руде полезных компонентов.

Выше рассмотрены особенности определения экономической эффективности извлечения всех возможных компонентов, входящих в комплексные руды цветных металлов или образующих комплексные месторождения, при геолого-экономической оценке месторождений. Они рассмотрены для каждой группы в отдельности. Для попутных компонентов второй, четвертой, седьмой, восьмой и девятой групп все затраты считались, начиная с переделов, выполняемых только для извлечения попутных компонентов из различных промпродуктов или отходов производства, оцениваемых по нулевой стоимости; тем самым учитывался комплексный характер сырья. Для первой, третьей, пятой и шестой групп комплексный характер сырья учитывался посредством распределения всех затрат по комплексным переделам между ними, т. е. посредством отнесения на каждый из компонентов только части затрат по этим переделам.

Сложность и разветвленность технологических схем предусматривают наличие комплексных переделов и для производства попутных компонентов, например, первичную переработку шламов медеэлектролитных заводов для производства селена и теллура, обжиг пылей свинцовоплавильного цеха для получения таллия, кадмия, теллура, цинкового купороса, грануляцию и сульфатизацию цинковых пылей для получения индия, таллия, селена, кадмия, цинка, свинца и т. п.

Следовательно, и в этих случаях следует распределять затраты между несколькими компонентами. Систему распределения затрат можно разработать и с ее помощью определять затраты на производство отдельных компонентов в составе данного комплекса. Но может оказаться, что один или несколько компонентов извлекать из данного комплекса неэффективно. Тогда нужно произвести перераспределение доли затрат по комплексным переделам между элементами, получение которых в первоначальном комплексе было эффективно. При этом не исключено, что в связи с увеличением затрат, приходящихся на каждый элемент в новом комплексе, неэкономично будет извлекать еще какой-либо элемент и т. д. Таким путем можно определить набор полезных компонентов, извлечение которых будет эффективно. Но этот путь может потребовать многократных пересчетов.

Поэтому предлагается более простой путь определения промышленной ценности любых полезных компонентов. Для каждого полезного компонента определяют эффективность его извлечения в условиях комплексного использования сырья по формуле (6). Определив набор полезных компонентов, извлечение которых экономически оправдано из данной комплексной руды или месторождения, можно определить промышленную ценность руды

$$\text{ПЦ}_{\text{кр}} = \sum_{i=1}^{n} \text{Ц}_i \cdot a_i - \text{С}_{\text{к}}, \qquad (33)$$

где $\text{С}_{\text{к}}$ — годовая себестоимость добычи и переработки комплексной руды, руб.; $\text{ПЦ}_{\text{кр}}$ — промышленная ценность 1 т руды, руб.; значения $\text{Ц}_i$, $a_i$, $n$ те же, что в формуле (3);

и показатель экономической эффективности

$$Э_{кр} = \frac{\sum_{i=1}^{n} Ц_i \cdot a_i - С_к}{К_к}, \quad (34)$$

где $К_к$ — капитальные вложения, необходимые для добычи и переработки руды, руб.

Определив основные технико-экономические показатели оптимального использования комплексной руды или комплексного месторождения, необходимо определить основной технологический параметр кондиций — минимальное промышленное содержание полезных компонентов в руде. Для комплексных руд это осложняется тем обстоятельством, что минимальное промышленное содержание одного из компонентов можно определить исходя их какого-то определенного комплекса и определенных содержаний всех других полезных компонентов. При любом изменении содержания какого-либо из этих полезных компонентов изменится и величина минимального промышленного содержания определяемого полезного компонента. Если содержание любого из прочих полезных компонентов понизится, то минимальное промышленное содержание полезного компонента, принятого за основной, повысится, и наоборот. Такие колебания могут происходить практически по любому расчетному блоку. По этой же причине нельзя определять минимальные промышленные содержания сразу для нескольких компонентов в комплексной руде.

Таким образом, единственный способ, с помощью которого можно определить показатель минимального промышленного содержания полезного компонента для комплексной руды, это — определение этого показателя для одного из полезных компонентов, который принимается за основной и при расчете которого тем или иным образом должны учитываться содержания в руде других полезных компонентов.

Рекомендуется несколько способов учета попутных компонентов в руде.

Первый способ — пересчет содержаний попутных компонентов в так называемый «условный» металл, который принят за основной. Тогда перевод их в содержание основного металла в концентрате выполняется с помощью коэффициента перевода

$$К_i = \frac{Ц_{к_i} \cdot И_i}{Ц_{к_1} \cdot И_1}, \quad (35)$$

где $К_i$ — переводной коэффициент для $i$-того металла в «условный» первый металл; $Ц_{к1}$ и $Ц_{кi}$ — цены первого и $i$-того металлов в концентрате, руб.; $И_1$ и $И_i$ — извлечение первого и $i$-того металлов из руды в соответствующие концентраты, в долях единицы.

Если отсутствуют цены на металлы в концентрате, то переводной коэффициент определяется по формуле

$$К_i = \frac{(Ц_{м_i} - З_i)\, И_i \cdot И_{м_1}}{(Ц_{м_1} - З_1)\, И_1 \cdot И_{м_1}}, \quad (36)$$

где $Ц_{м1}$ и $Ц_{мi}$ — цены на готовые металлы, руб.; $З_1$ и $З_i$ — затраты на добычу и переработку руды для получения весовой единицы металла, руб.; $И_{м_1}$ и $И_{м_i}$ — коэффициенты извлечения металлов при металлургической переработке, в долях единицы; $И_1$ и $И_i$ имеют те же значения, что и в формуле (35). Так как $Ц_{мi} - З_i$ является не чем иным, как промышленной ценностью $i$ металла в руде ($ПЦ_{рм_i}$), то формула приобретет вид

$$K_i = \frac{ПЦ_{рм_i} \cdot И_i \cdot И_{м_i}}{ПЦ_{рм_1} \cdot И_1 \cdot И_{м_1}}. \quad (37)$$

Вообще показатель промышленной ценности компонента в каком-либо промпродукте очень удобен для экономического обоснования минимального промышленного содержания. Он может использоваться и в следующих двух способах.

В первом случае

$$C = \frac{(З - д) \cdot 100}{Ц \cdot И \cdot Р}, \quad (38)$$

где С — минимальное промышленное содержание основного или «условного» компонента, %; З — затраты на добычу и переработку 1 т руды, руб.; Ц — оптовая цена 1 т готовой продукции, руб.; И — коэффициент извлечения основного полезного компонента, в долях единицы; Р — коэффициент разубоживания при добыче, в долях единицы; д — дополнительный доход от извлечения попутного полезного компонента в расчете на 1 т исходной руды, руб.

Во втором случае минимальное промышленное содержание может определяться по формуле

$$C = \frac{З \cdot 100}{Ц\,(1 + К) \cdot И \cdot Р}, \quad (39)$$

где К — коэффициент, учитывающий отношение ценности одного или нескольких попутных компонентов в руде к ценности основного компонента.

В этих формулах при определении д и К удобнее оперировать промышленными ценностями полезных компонентов в руде. Вопрос состоит в том, какие полезные компоненты и как следует учитывать при определении минимального промышленного содержания основного или «условного» металла. По-видимому, следует учитывать все полезные компоненты, имеющие промышленное значение, что позволяло бы наиболее правильно определять минимальное промышленное содержание основного полезного компонента.

Элементы, имеющие промышленное значение, были определены при геолого-экономической оценке руд и месторождений. Элемент, для которого определяется минимальное промышленное содержание, обычно относится к первой группе, но для некоторых типов руд это могут быть элементы третьей и четвертой групп. С помощью переводных коэффициентов в условный металл могут пересчитываться другие металлы первой и четвертой групп и сера в сульфидных рудах (шестая группа), а в некоторых случаях отдельные представители седьмой группы. Причем для металлов четвертой группы и неметаллов седьмой группы целесообразно переводной коэффициент определять через металл и конечный продукт, а не через концентрат.

Для полезных компонентов второй группы минимальное промышленное содержание не определяется. На эти виды сырья установлены ТУ и ГОСТы, в которых указано минимальное содержание основных полезных компонентов и максимально допустимое содержание вредных примесей.

Драгоценные металлы (третья группа) в кондициях могут учитываться двояким образом. Для собственных месторождений — золоторудных, серебряных и платиновых — в кондициях определяются мини-

мальные промышленные содержания самих драгоценных металлов или в пересчете на один условный» драгоценный металл с помощью переводных коэффициентов [см. формулу (36)]. В рудах, где драгоценные металлы являются попутными, стоимость, или промышленная ценность их в сырье (разность между стоимостью готовой продукции и расходами непосредственно на ее получение) должна исключаться из затрат на добычу и переработку руд (формула 38) и таким образом влиять на величину минимального промышленного содержания основного компонента в руде.

Для групп, в которых полезные компоненты выступают в качестве попутных (пятая, восьмая, девятая, иногда седьмая), проще всего учитывать их при разработке кондиций по промышленной ценности в сырье, либо уменьшая соответственно затраты на добычу и переработку руды (формула 38), либо вводя коэффициент, учитывающий отношение ценности попутных компонентов к ценности основного компонента (формула 39).

Для расчетов более простым представляется первый способ, так как достаточно знать количество получаемого готового продукта и затраты на производство его весовой единицы, которые нужно принимать по аналогии.

Второй способ требует учитывать в затратах расходы на производство попутного компонента, для чего необходимо знать выход попутного полезного компонента из 1 т руды в полупродукт, служащий сырьем для его получения, и извлечение его в готовый продукт при переработке полупродукта.

При расчете кондиций экономические результаты использования рассеянных элементов следует учитывать только в исключительных случаях, когда они заметно будут влиять на величину минимального промышленного содержания полезного компонента.

Влияние использования видов минерального сырья, относящихся к десятой группе, на величину минимального промышленного содержания основного полезного компонента наиболее просто установить, уменьшая затраты на добычу и переработку сырья, на величину дохода, который реально можно получить в результате использования вскрышных пород, исходя из их возможной стоимости и объема реализации.

Таким образом, для любого комплексного сырья цветной металлургии можно установить влияние содержащегося в нем каждого компонента на величину минимального промышленного содержания основного, или «условного», полезного компонента.

Необходимо отметить, что полезные компоненты, влияние которых велико на результирующие показатели кондиций, должны определяться по фактическому содержанию в каждой пробе и через соответствующие коэффициенты переводиться в «условный» основной металл. Полезные компоненты, промышленная ценность которых невелика, вследствие чего они воздействуют на величину минимального промышленного содержания основного полезного компонента незначительно, могут приниматься по средним содержаниям их в руде.

Не следует смешивать показатели минимального промышленного содержания основных цветных металлов с минимальными промышленными содержаниями рассеянных элементов. Назначение минимального промышленного и бортового содержаний подробно рассматривалось выше; их основное назначение — служить критерием при построении промышленных контуров рудных тел для подсчета балансовых запасов.

Характер распределения рассеянных элементов и существующая практика опробования таковы, что речь может идти только о минимальном промышленном содержании. При этом функция этого показателя сугубо оценочная; его назначение — дать оценку промышленного значения данного месторождения как потенциального источника рассеянных элементов в контурах балансовых запасов руд основных полезных ископаемых.

Экономическое обоснование минимального промышленного содержания рассеянных элементов имеет свою специфику и требует некоторой корректировки общепринятой методики.

Особенность поведения рассеянных элементов при переработке комплексного сырья заключается в том, что при процессах обогащения они ведут себя весьма разнообразно, извлечение и содержание их в различных концентратах и хвостах сильно колеблются в зависимости от форм нахождения и акцессорных связей с основными минералами. Например, извлечение индия из медных руд в медный концентрат изменяется от 25 до 40%, содержание от 2 до 35 г/т, в цинковый концентрат — от 6 до 20%, содержание 6—50 г/т, в пиритный концентрат — от 1,5 до 35%, содержание 1—32 г/т. Извлечение селена в медный концентрат изменяется от 10 до 60%; содержание его в медных концентратах колеблется от 15 до 215 г/т, в пиритном — от 20 до 100 г/т. Большие колебания в извлечении и содержании в промышленных концентратах характерны и для других рассеянных элементов:

Следовательно, при технологическом изучении комплексных руд необходимо в каждом конкретном случае установить, в какие продукты обогащения и в каких количествах переходят те или иные рассеянные элементы.

При дальнейшей переработке концентратов поведение рассеянных элементов, как правило, более или менее стабильно. Например, селен и теллур из медных концентратов распределяются между черновой медью, пылями и шлаком, а также сернокислотным шламом, если отходящие сернистые газы утилизируются. Рений из медных концентратов частично переходит в пыль конверторов, откуда он извлекается.

Степень извлечения попутных компонентов на металлургических заводах также сильно колеблется, но эти колебания в основном вызваны особенностями технологических схем, например, проводится ли предварительный агломерирующий обжиг концентратов, ведется ли металлургический процесс с применением кислорода, утилизируется ли сернистый газ конверторов или идет прямо на выброс, имеется ли система тонкого пылеулавливания и выводятся ли тонкие пыли для специальной переработки или используются как оборотный материал в основном процессе. На основе анализа современного состояния комплексного использования медных и свинцово-цинковых руд, изучения опыта передовых предприятий и учета намечаемых мероприятий по совершенствованию комплексного использования сырья можно определить прогрессивные показатели извлечения тех или иных попутных компонентов из соответствующих концентратов с тем, чтобы эти показатели можно было использовать для определения минимальных промышленных содержаний различных полезных концентратов в руде.

В настоящее время в промышленных масштабах из медных концентратов извлекаются: селен — из шламов электролиза меди и шламов сернокислотных цехов медеплавильных заводов, теллур — из шламов электролиза меди, германий — из пылей шахтных печей, рений — из

конверторных пылей. При организации необходимых пылеулавливающих устройств из пылей металлургических агрегатов медеплавильных заводов возможно извлечение индия и таллия.

При переработке свинцовых концентратов попутно извлекают из пылей спекательных и плавильных агрегатов таллий, теллур, селен, при рафинировании свинца извлекается теллур. Организация переработки шлаков шахтных печей свинцовых заводов повысит извлечение некоторых рассеянных элементов.

На цинковых заводах попутно производится индий из кеков кислого выщелачивания, а также из пылей обжиговых печей. Переработка цинковых кеков методом сульфатизации увеличит производство кадмия и индия.

Пиритные концентраты используются в основном для производства серной кислоты, при этом в шламы сернокислотного производства переходят селен, теллур и мышьяк, если он имеется. Все эти элементы впоследствии могут использоваться для производства металлического селена, теллурового концентрата и соединений мышьяка.

Из газовой серы, получаемой из колчеданных руд, при использовании ее для производства серной кислоты можно извлекать селен тем же способом, что и из пиритных концентратов.

Следовательно, зная содержание рассеянных элементов в концентрате, можно с достаточной степенью достоверности рассчитать, какое количество этих металлов можно получить из него в чистом виде или в стандартных соединениях. Так как степень извлечения редких и рассеянных элементов при одних и тех же условиях металлургического процесса более или менее постоянна, то количество готового продукта и затраты на его получение в первую очередь будут зависеть от содержания редких и рассеянных элементов в концентрате.

Исключение составляют селен и теллур, извлекаемые из анодного шлама электролиза меди, вследствие особенностей сырья (отходы медного производства), из которого они получаются. Для этих металлов можно установить постоянные показатели извлечения в готовый продукт только непосредственно из анодного шлама, а на извлечение селена и теллура из концентрата в анодный шлам и содержание этих элементов в шламе будет оказывать влияние содержание меди в концентрате. Дело в том, что определенный процент селена и теллура переходит в черновую медь, но количество черновой меди, получаемой из концентрата, зависит от содержания меди в нем. Если концентрат 20-процентный, то для получения 1 т меди потребуется его около 6 т, если 40-процентный, то уже только около 3 т. Выход электродного шлама при электролизе 1 т меди и извлечение селена из концентрата в шлам составляют более или менее постоянные величины, допустим, соответственно 3 и 20%. Тогда, если в том и другом концентрате будет содержаться одинаковое количество селена, например по 100 г, то при переработке более бедного концентрата получают более богатый селеном шлам, чем при переработке богатого концентрата.

Содержание селена в шламе при электролизе 1 т черновой меди, полученной из бедного концентрата, будет $6 \cdot 100 : 0{,}2 = 120$ г, а из богатого $3 \cdot 100 \cdot 0{,}2 = 60$ г.

Эта особенность отразится и на методике определения минимального промышленного содержания селена и теллура.

Обоснование минимального промышленного содержания рассеянных металлов в промышленных концентратах ($C_к$) следует производить

по несколько измененной общеизвестной формуле определения минимального промышленного содержания (31)

$$C_к = \frac{З \cdot 1000}{Ц \cdot И}. \quad (40)$$

Чтобы определить промышленные содержания селена и теллура в медных и никелевых концентратах, необходимо вначале выполнить технико-экономические расчеты по обоснованию минимальных промышленных содержаний этих элементов в шламах медеэлектролитных заводов или цехов электролиза никеля, а затем с учетом расходов медных и никелевых концентратов на производство соответственно 1 т меди или никеля рассчитать минимальные промышленные содержания селена и теллура в этих концентратах.

Для экономического обоснования минимальных промышленных содержаний селена и теллура в анодных шламах можно использовать немного видоизмененную формулу (40)

$$C_ш = \frac{З \cdot 1000}{Ц \cdot И}, \quad (41)$$

где $C_ш$ — содержание селена или теллура в шламе, г/т;

З — затраты на получение селена или теллура на 1 т шлама, руб.;

Ц — цена 1 кг селена или теллура в готовой продукции, руб.;

И — коэффициент извлечения селена или теллура из шлама в готовый продукт.

Далее определяем минимальное промышленное содержание селена или теллура в медном или никелевом концентрате, с учетом содержания меди или никеля в медном или никелевом концентрате, извлечения их из концентратов в электролитические медь или никель, выход шлама, извлечение селена или теллура из медного или никелевого концентрата в шлам. Определить минимальное промышленное содержание селена или теллура в медном концентрате можно по следующей формуле:

$$C_{кSe} = \frac{\Sigma_{Cu} \cdot И_{Cu} \gamma_ш C_{шSe}}{10 \cdot И_{Se}}, \quad (42)$$

где $C_{кSe}$ — минимальное промышленное содержание селена или теллура в концентрате, г/т; $E_{Cu}$ — содержание меди в медном концентрате, %; $И_{Cu}$ — извлечение меди из концентрата в электролитическую медь, %; $\gamma_ш$ — выход шлама при производстве 1 т электролитической меди; кг/т; $C_{шSe}$ — минимальное промышленное содержание селена или теллура в шламе, %; $И_{Se}$ — извлечение селена или теллура из медного концентрата в электролитический шлам, %.

Для расчета минимального промышленного содержания селена в концентрате можно воспользоваться показателями извлечения меди (никеля) из концентрата в электролитическую медь (никель), показателями извлечения селена или теллура из медного (никелевого) концентрата в электролитический шлам, показателями выхода шлама при производстве 1 т электролитической меди (никеля), достигнутыми на предприятиях медной (никелевой) промышленности, а также величиной минимального промышленного содержания селена или теллура в шламе, рассчитанного на передовом предприятии. Тогда в формуле (42) от-

ношение $\frac{И_{Cu}\gamma_{ш}C_{шSe}}{И_{Se}\cdot 10}$ будет постоянной величиной А и формула (42) примет вид

$$C_{кSe} = E_{Cu}A. \quad (43)$$

Принимая по фактическим данным, что $И_{Cu}$ равно 91,75%, $\gamma_{ш}$ равно 4,5 кг; $C_{шSe}$ 2,87% и $И_{Se}$ 31,4%, получим значение

$$A = \frac{91{,}7\cdot 4{,}5\cdot 2{,}87}{31{,}4\cdot 10} = 3{,}61 \text{ (для медного концентрата).}$$

Тогда формула (43) для медного концентрата преобразуется следующим образом:

$$C_{кSe} = E_{Cu}\cdot 3{,}61. \quad (44)$$

Для теллура $C_{шTe}=2{,}26\%$ и $И_{Te}=28{,}0$, тогда постоянный член А будет равен $\frac{91{,}7\cdot 4{,}5\cdot 2{,}26}{10\cdot 28} = 3{,}19$, а формула (43) для теллура примет вид

$$C_{кTe} = E_{Cu}\cdot 3{,}19. \quad (45)$$

С помощью формул (44) и (45) очень легко определять минимальное промышленное содержание соответственно селена и теллура в медном концентрате.

Определение минимальных промышленных содержаний в концентратах нужно производить только для рассеянных элементов индия, таллия, галлия, селена, теллура, рения, германия, скандия, которые в настоящее время извлекаются промышленностью из соответствующих концентратов.

Знание минимальных промышленных содержаний рассеянных элементов в промышленных концентратах (медном, свинцовом, цинковом, молибденовом, оловянном, пиритном и др.), а также в анодном шламе электролиза меди и никеля позволит производить подсчет запасов полезных компонентов, имеющих действительно промышленное значение. По рассеянным элементам, имеющим промышленное значение, следует производить валовый подсчет запасов в руде, а также подсчет запасов по минералам тех полезных компонентов, в концентратах которых содержание рассеянных элементов выше минимального промышленного.

Хотя удельный вес рассеянных элементов в ценности руды невелик, составляя всего 3—5%, и очень редко выходит за эти пределы, возможны случаи, когда желательно учитывать ценность рассеянных элементов в руде при геолого-экономической оценке и экономическом обосновании минимального промышленного содержания. В связи с этим рассмотрим методику определения промышленной ценности рассеянных элементов в рудах.

Рассеянный элемент нередко переходит в несколько концентратов, например селен при обогащении медно-цинковых руд переходит в пиритный, медный и цинковый концентраты и изо всех них впоследствии может рентабельно извлекаться. В этом случае следует учитывать его суммарную промышленную ценность в руде

$$П_{Se} = (Ц_{Se}\cdot a_{Cu} - Э_{Cu}) + (Ц_{Se}\cdot a_S - Э_S) + (Ц_{Se}\cdot a_{Zn} - Э_{Zn}) =$$
$$= Ц_{Se}(a_{Cu} + a_S + a_{Zn}) - Э_{Cu} - Э_S - Э_{Zn}, \quad (46)$$

где $Ц_{Se}$ — цена весовой единицы селена, руб.;

$a_{Cu}$, $a_S$, $a_{Zn}$ — количество селена, полученного из 1 т руды соответственно на предприятиях медной, химической и цинковой промышленности, кг;

$Э_{Cu}$, $Э_S$, $Э_{Zn}$ — затраты на получение селена из 1 т руды при переработке соответственно медного, пиритного и цинкового концентратов, руб.; $П_{Se}$ — промышленная ценность селена в 1 т руды, руб.

Сквозной коэффициент извлечения $И_{Se}$ можно представить в следующем виде:

$$И_{Se} = \frac{И'_{Cu} \cdot И''_{Cu} + И'_S \cdot И''_S + И'_{Zn} \cdot И''_{Zn}}{100}, \qquad (47)$$

где $И'_{Cu}$, $И'_S$, $И'_{Zn}$ — извлечение из руды соответственно в медный, пиритный и цинковый концентраты, %;

$И''_{Cu}$, $И''_S$, $И''_{Zn}$ — извлечение металлического селена соответственно из медного, пиритного и цинкового концентратов, %.

Здесь не рассматривается частный случай для селена и теллура, получаемых из медных концентратов, ибо их промышленную ценность возможно определить не в медном концентрате, а в анодном шламе электролиза меди, а затем только перейти к определению промышленной ценности в концентрате.

Рассеянные элементы обычно переходят в несколько промышленных концентратов, причем промышленное значение и ценность их в различных концентратах разная. Если тот или иной рассеянный элемент во всех концентратах имеет промышленное значение, то ясно, что при определении промышленной ценности комплексной руды и при экономическом обосновании минимального промышленного содержания условного металла следует учитывать производство рассеянных элементов из всех концентратов, и наоборот, если содержание рассеянного элемента во всех получаемых из комплексной руды концентратов ниже минимальных промышленных, то рассеянный элемент в этой руде практического значения не имеет и, следовательно, он не будет оказывать влияния на промышленную ценность руды и на минимальное содержание условного металла.

Наиболее часто в практике встречается вариант, когда в некоторых промышленных концентратах рассеянный элемент имеет промышленное значение, а в некоторых не имеет. В этом случае при определении промышленной ценности руды необходимо учитывать только тот доход, который будет получен от рассеянного элемента, извлеченного из концентратов, в которых содержание его выше минимального промышленного. Из концентратов, в которых содержание рассеянного элемента ниже минимального промышленного, извлекать этот элемент не следует, как не следует учитывать его и при определении промышленной ценности руды. Таким же образом следует определять влияние рассеянного компонента на понижение величины минимального промышленного содержания условного металла, т. е. учитывать только экономический результат от извлечения рассеянных элементов из концентратов, в которых он имеет промышленное значение.

Следовательно, если из комплексной руды получается хотя бы один концентрат с промышленным содержанием рассеянного элемента, то эта руда представляет промышленное значение для получения этого элемента, т. е. необходимо произвести подсчет запасов рассеянного эле-

мента валовый — по руде в целом, и по минералам, большая часть которых извлекается в этот концентрат.

При равном, за одним исключением, минимальном промышленном содержании рассеянного элемента в одноименных промышленных концентратах минимальное промышленное содержание их в одних и тех же типах комплексных руд будет различное; оно будет зависеть от ассортимента получаемых промышленных концентратов, от выхода их из руды, от величины минимального промышленного содержания рассеянного элемента в концентрате и от извлечения рассеянного элемента в концентрат.

Для валового подсчета запасов рассеянного элемента во всей руде, как это делается для всех остальных полезных компонентов, необходимо определить минимальное промышленное содержание его в руде путем следующего расчета:

$$C_р = \frac{C_к \gamma}{И(1 - Р)}, \qquad (48)$$

где $C_р$ — минимальное промышленное содержание рассеянного элемента в руде, г/т; $C_к$ — минимальное промышленное содержание рассеянного элемента в концентрате, г/т; $\gamma$ — коэффициент выхода концентрата из руды, в долях единицы; И — коэффициент извлечения рассеянного элемента из руды в концентрат, в долях единицы; Р — коэффициент разубоживания руды при добыче, в долях единицы.

Если содержание рассеянного элемента в нескольких концентратах выше минимального промышленного, то приведенный выше расчет минимального промышленного содержания рассеянного металла в руде следует сделать для всех концентратов и из полученных результатов выбрать наименьший, который и будет минимальным промышленным содержанием рассеянного элемента в руде для подсчета валового запаса этого элемента в руде. При подсчете запасов по минералам, очевидно, для каждого отдельного минерала следует руководствоваться уже минимальными промышленными содержаниями в руде, полученными при расчете их от соответствующих промышленных концентратов.

Например, если из медно-цинковой руды, содержащей селен, получают три концентрата — медный, цинковый и пиритный, в которых селен находится в промышленных концентрациях, а минимальное промышленное содержание в руде при расчете по минимальному промышленному содержанию в медном концентрате 50 г/т, цинковом 200 г/т и пиритном 15 г/т, то подсчет валовых запасов селена в руде должен производиться по минимальному промышленному содержанию, равному 15 г/т. Допустим, что основными рудообразующими минералами являются для медного концентрата халькопирит, для цинкового сфалерит и для пиритного пирит. Тогда подсчет запасов селена в минералах должен производиться в халькопирите при минимальном содержании 50 г/т, в сфалерите — 200 г/т и пирите — 15 г/т.

На основании вышеизложенного можно предложить следующий порядок определения промышленного значения полезных компонентов в комплексных рудах и учета влияния их на минимальное промышленное содержание условного металла.

1. Выбор предполагаемой системы отработки месторождения и определение коэффициента разубоживания руды при добыче.

2. Изучение поведения полезных компонентов при обогащении комплексной руды, а для некоторых полезных компонентов и при последующей металлургической или химической переработке, определение выхода промышленных концентратов из руды, коэффициентов извлечения и содержания в них полезных компонентов. Определение коэффициентов извлечения полезных компонентов в готовые продукты или полупродукты, служащие исходным сырьем для получения попутных компонентов при металлургической и химической переработке.

3. Определение экономической эффективности извлечения отдельных полезных компонентов в условиях комплексного использования сырья и определение оптимального набора полезных компонентов для промышленного использования.

4. Определение промышленной ценности отдельных попутных полезных компонентов в руде.

5. Расчет минимальных промышленных содержаний рассеянных элементов в руде.

6. Расчет минимальных промышленных содержаний попутных полезных компонентов в руде.

7. Расчет минимального промышленного содержания основного «условного» металла в руде.

8. Оконтуривание промышленных участков рудного тела и подсчет запасов полезных компонентов комплексной руды, имеющих промышленное значение.

## *ГЛАВА 20.*

## ПЛАНИРОВАНИЕ, ОРГАНИЗАЦИЯ И СТИМУЛИРОВАНИЕ КОМПЛЕКСНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ СЫРЬЯ НА ПРОМЫШЛЕННЫХ ПРЕДПРИЯТИЯХ

Комплексное сырье цветной металлургии прежде чем стать товарным металлом, проходит множество стадий переработки, которые можно сгруппировать в три крупных передела: добычу руды, обогащение и металлургию, объединяющую металлургические и химические процессы и рафинирование. Для каждой из этих трех групп присущи свои особенности комплексного использования сырья.

При добыче руды особенности комплексного использования природных ресурсов заключаются главным образом в переработке вскрышных пустых пород, а также в использовании залежей полезных ископаемых, расположенных в непосредственной близости друг от друга или на разных уровнях, что позволяет использовать одни и те же горные выработки для отработки руд и пород разных полезных компонентов. Наибольшее значение на горных предприятиях имеет использование вскрышных пород. Они употребляются либо в качестве простейших стройматериалов (щебенки, гальки, песка), либо как сырье для получения стройматериалов. Одновременная эксплуатация нескольких видов минерального сырья одним рудником или карьером — явление довольно редкое и может рассматриваться как частный случай использования вскрышных пород.

Вопросы комплексного использования минеральных ресурсов при добыче решаются относительно просто, обычно путем применения ряда

хозяйственных мер. Комплексный характер руд не оказывает влияния на технологию и организацию отработки месторождения: оно ведется в соответствии с проектом в контуре промышленных рудных тел.

На обогатительных фабриках вопрос об улучшении комплексного использования решается значительно сложнее. Во-первых, технология обогащения руд предусматривает получение нескольких различных концентратов, т. е. на обогатительных фабриках планируется проведение специальных операций, направленных на обеспечение комплексного использования содержащихся в сырье полезных компонентов, но далеко не всех. На предприятиях цветной металлургии производится не более шести разноименных концентратов.

При обогащении предусматривается проведение операций, способствующих получению медного, свинцового, цинкового, пиритного, никель-кобальтового, вольфрамового, молибденового, ильменитового, рутилового, цирконового и других концентратов. Для извлечения полезных компонентов, не образующих собственные концентраты, на обогатительных фабриках обычно специальных технологических процессов не предусматривается, исключение может касаться только драгоценных металлов. Таким образом, процесс обогащения активно влияет на извлечение ограниченного количества полезных компонентов, как правило, основных. Попутные компоненты распределяются между товарными концентратами без какого-либо специального воздействия, а в зависимости от физико-химических свойств своих минералов или от связи их с основными рудообразующими минералами. Таким образом, вопросы совершенствования комплексного использования сырья на обогатительных фабриках касаются только основных полезных компонентов.

На металлургическом переделе осуществляется извлечение всех полезных компонентов, причем процессы основной технологической цепочки, особенно головные, необходимы для извлечения всех (и основных и попутных) компонентов, однако ведутся в первую очередь в интересах основных цветных металлов. На различных стадиях основного технологического процесса содержащиеся в перерабатываемом сырье полезные компоненты переходят в газы, пыли, шламы, дросы, кеки, шлаки и другие полупродукты и отходы производства, из которых при достаточном содержании они могут извлекаться. Переработка отходов и полупродуктов ведется уже с целью извлечения содержащихся в них попутных полезных компонентов, а также доизвлечения основных полезных компонентов.

В настоящее время технически возможно извлечение практически всех полезных компонентов, содержащихся в рудах и концентратах цветных металлов. Экономически целесообразно извлечение полезных компонентов при определенных содержаниях в исходном сырье, полупродуктах и отходах производства, однако пока еще нельзя утверждать, что на предприятиях извлекаются все содержащиеся в промышленных концентрациях в сырье полезные компоненты, что объясняется особенностями планирования, организации производства и экономического стимулирования.

План тогда может быть действенным, когда основывается на достоверных данных, позволяющих установить технически обоснованные задания. Для установления заданий по комплексному использованию сырья необходимо знать, что содержится в сырье, что можно и нужно извлекать и в каких масштабах.

Обычно имеются достаточно надежные данные о содержании основных полезных компонентов в сырье, которые регулярно контролируются на промышленных предприятиях.

Геологических же данных о содержании и запасах попутных компонентов в сырье во многих случаях не имеется, и контроль за их поведением на промышленных предприятиях осуществляется более редко, да и затруднителен из-за небольших содержаний, а следовательно, и менее достоверен. Это одна из причин, почему возникают значительные трудности при установлении объективных плановых заданий по комплексному использованию сырья.

В первом разделе настоящей книги подробно были разобраны дефекты и ограниченная роль коэффициента комплексности использования сырья. Вопрос о том, что может служить в нем знаменателем, т. е. с чем сравнивать фактические показатели комплексного использования сырья, остается пока открытым. Если говорить о планировании показателей извлечения отдельных полезных компонентов, то для основных компонентов имеется надежная исходная база и учет их извлечения ведется систематически и на удовлетворительном уровне, тогда как для попутных полезных компонентов в статистической отчетности он отсутствует, а следовательно, нет достоверных исходных данных для планирования.

Улучшение дела учета попутных полезных компонентов надо начинать с совершенствования подсчета запасов, что позволит обоснованно планировать показатели комплексного использования сырья на обогатительных фабриках не только по основным компонентам, но и по попутным. Необходимо предусмотреть в сертификатах на концентраты данные о содержании попутных полезных компонентов, имеющих промышленное значение, которые должны выборочно контролироваться на металлургических заводах.

Качество рудного сырья даже одного месторождения не остается постоянным за весь период эксплуатации: с переходом очистных выработок с горизонта на горизонт, от центральной части рудного тела к флангам оно существенно меняется. При подсчете запасов обычно выделяют принципиальные типы руд, однако нечасто ведется их селективная отработка, да и само деление носит в известной мере условный характер, кроме того, и внутри типов руд имеются существенные различия по ассортименту и концентрации полезных компонентов, их текстуре и т. п., а следовательно, и по обогатимости.

В связи с этим для оптимизации производственного процесса на обогатительных фабриках необходима корректировка технологической схемы, что сделать быстро и наилучшим образом в условиях действующего промышленного предприятия весьма сложно. Поэтому должны быть приняты меры, обеспечивающие, во-первых, поступление на фабрику руды стабильного состава и, во-вторых, своевременную отработку технологии для случая изменения состава поступающей руды. Последнее должно осуществляться посредством технологического картирования руды в недрах с проведением технологической оценки на пробах руды, полученных в процессе промышленной разведки.

Важное значение для улучшения комплексного использования сырья имеет минералогическая и технологическая паспортизация руд.

Обычно на металлургических заводах перерабатываются концентраты с нескольких обогатительных фабрик, близкие по минеральному составу и по технологическим свойствам. Однако они могут очень силь-

но различаться по наличию или содержанию попутных компонентов. Вследствие того, что на металлургическом переделе перерабатываются концентраты с нескольких обогатительных фабрик, индивидуальные особенности сырья отдельных месторождений, особенно в отношении попутных компонентов, нивелируются. Только некоторые металлургические заводы специализированы на переработке сырья, содержащего определенные попутные компоненты. На металлургических заводах также необходимо развивать аналитический контроль за распределением полезных компонентов между продуктами производства.

Одним словом, для улучшения планирования комплексного использования сырья небходимо существенно увеличить информацию о наличии и использовании полезных компонентов, содержащихся в комплексном сырье на всех стадиях его изучения и переработки. В геологоразведочном деле — это всестороннее изучение вещественного состава и подсчет запасов всех полезных компонентов, имеющих промышленное значение, и периодическая ревизионная работа по переоценке и пересчету запасов на основании достижений научно-технического прогресса в горно-металлургическом деле; в промышленности — это систематическое составление полных балансов распределения полезных компонентов на обогатительных фабриках и металлургических заводах.

Безусловно, требует совершенствования практика учета и калькулирования затрат на производство отдельных видов продукции, получаемых из комплексного сырья. На предприятиях цветной металлургии пока еще преобладает метод исключения затрат, т. е. списание с общей себестоимости стоимости большинства видов попутной продукции по оптовым ценам, а наиболее достоверный комбинированный метод распределения затрат не получил еще широкого развития.

На обогатительных фабриках, получающих из руды несколько концентратов, в основном применяют метод распределения затрат пропорционально объему и ценам основных цветных металлов, извлекаемых в одноименные концентраты; стоимость драгоценных металлов исключается по действующим ценам из общих затрат и относится на концентраты, в которые они перешли.

На металлургических заводах большей частью используется метод отключения затрат, причем стоимость полуфабрикатов и содержащихся в них полезных компонентов определяется по оптовым ценам, а при отсутствии таковых — по планово-расчетным ценам. Калькулирование себестоимости галлия на глиноземных заводах, кадмия и висмута — на свинцово-цинковых, селена и теллура — на медеэлектролитных ведется только по переделам, непосредственно связанным с их выделением.

Калькулируется себестоимость золота и серебра, которая складывается из стоимости их в исходном сырье и расходов только непосредственно на получение золото-серебряного сплава или отдельных металлов.

Существующая система учета затрат и калькулирования продукции при переработке комплексного сырья не позволяет определять фактическую себестоимость большинства получаемых продуктов и ее динамику в ходе научно-технического прогресса. Отсутствие надежных статистических данных о фактических затратах производства не позволяет судить об эффективности производства отдельных видов продукции, получаемой из комплексного сырья. Единовременные исследования научно-исследовательских организаций по определению себестоимости продукции, получаемой из комплексного сырья, не могут заменить периодической статистической отчетности.

Назрела необходимость широкого распространения комбинированного метода калькулирования себестоимости продукции цветной металлургии, получаемой из комплексного сырья. Это потребует совершенствования учета затрат и увеличения объема работ по калькулированию и планированию себестоимости продукции. Машинизация учета и обработки исходной информации на электронно-вычислительных машинах может значительно облегчить эту работу.

Совершенствование учета затрат и калькулирования себестоимости продукции представляется важным фактором повышения эффективности использования минерального сырья. Оно позволит, во-первых, улучшить планирование комплексного использования сырья за счет установления реальных заданий по производству попутных компонентов для отрасли и отдельных предприятий; во-вторых, специализировать некоторые металлургические заводы по поставкам сырья и выпуску попутной продукции и организовать кооперацию с целью переработки отходов и полупродуктов, содержащих те или иные полезные компоненты.

После перехода в 1965 г. на новую систему управления, планирования и стимулирования промышленного производства все большее значение стали приобретать экономические методы руководства.

Фондообразующими показателями для создания фондов экономического стимулирования, т. е. экономическими рычагами, прямо влияющими на материальное и социально-культурно-бытовое обеспечение трудящихся, были установлены показатели роста реализации продукции, уровня рентабельности и повышения производительности труда.

Улучшение комплексного использования сырья безусловно и однозначно положительно влияет только на один из этих показателей — рост реализации продукции. Вероятно, положительно оно будет влиять и на рост производительности труда, хотя это не столь очевидно: в отдельных случаях вследствие небольших размеров установок и периодической их работы может быть даже снижение этого показателя. И совсем неопределенно воздействие повышения степени комплексности использования сырья на уровень рентабельности, на что уже указывалось ранее: причем чем более высоким будет уровень рентабельности, тем труднее будет стимулировать улучшение комплексного использования сырья.

Рассмотрим вопрос стимулирования повышения комплексности использования сырья вне зависимости от фондов экономического стимулирования, а в разрезе действенности премиальных систем, применяемых в промышленности.

В положениях о премировании, действующих на предприятиях цветной металлургии, особенно для рабочих, очень часто размер премии, в том числе из фонда заработной платы, устанавливается в зависимости от повышения коэффициента извлечения основного или основных компонентов, степени десульфуризации, выхода годного, снижения расхода сырья и т. п. Эти показатели для премирования устанавливаются для основных, а иногда и вспомогательных рабочих основных технологических цехов, ИТР производственных цехов, иногда рабочих и ИТР общезаводских служб. Премирование за повышение извлечения попутных компонентов производится очень редко, в основном, когда они дефицитны.

Величина премий за улучшение использования попутных полезных компонентов не может быть высока вследствие того, что объем реализации и прибыли в результате извлечения того или иного компонента составляет небольшую величину. На одном химическом заводе объем

производства попутного компонента из сырья цветной металлургии составлял 0,0001% в реализованной продукции. Если суммарно большинство попутных компонентов составляют менее 10% стоимости реализованной продукции, а стимулировать нужно за извлечение каждого компонента, то разработать эффективную систему премирования для больших коллективов трудящихся задача непростая.

Таким образом, экономические методы руководства и стимулирования в некоторой степени способствуют улучшению использования основных полезных компонентов, но практически не играют никакой роли для улучшения использования попутных компонентов и расширения ассортимента выпускаемой продукции.

Для повышения материальной заинтересованности в улучшении комплексного использования сырья следует развивать и совершенствовать действующие системы премирования за экономию сырья, увеличение выхода годных продуктов, шире применять методы материального поощрения за повышение использования попутных компонентов и организацию и эффективное извлечение из сырья новых элементов. Для повышения действенности премиальных систем их не следует распространять на контингент работников, от которых непосредственно не зависит решение этих вопросов.

Можно экспериментально проверить использование в качестве фондообразующего показателя для создания фондов экономического стимулирования на обогатительных и металлургических предприятиях цветной металлургии такого фактора, как снижение материалоемкости или хотя бы сокращение расхода сырья.

На предприятиях цветной металлургии широко используются социальные методы стимулирования улучшения комплексного использования сырья и в первую очередь социалистическое соревнование за экономию сырья, полноту извлечения металлов, повышение комплексности использования сырья.

В 1972 г. ЦК КПСС рассмотрел и одобрил работу партийных организаций Усть-Каменогорского свинцово-цинкового и Балхашского горно-металлургического комбинатов по мобилизации коллективов трудящихся на достижение высоких показателей по комплексному использованию сырья.

В Постановлении ЦК КПСС, посвященном этому вопросу, подчеркивается чрезвычайная важность проблемы рационального, наиболее полного использования минеральных ресурсов, отмечается необходимость широкого распространения положительного опыта этих двух предприятий цветной металлургии на другие предприятия отрасли и мобилизации трудящихся на достижение высоких показателей комплексного использования рудного сырья.

После этого Постановления коллективы предприятий, научно-исследовательских и проектных институтов цветной металлургии провели большую работу по мобилизации резервов в отношении комплексного использования сырья. На предприятиях отрасли постоянно повышается степень извлечения основных металлов, расширяется производство попутных полезных компонентов, возрастает объем реализуемых отходов.

С 1973 г. в отрасли проводится ежегодный всесоюзный конкурс предприятий цветной металлургии по достижению наибольшего извлечения металлов и лучших результатов по комплексному использованию сырья. Основным показателем для подведения итогов конкурса является стоимость сверхплановой продукции в отпускных ценах, полученная

в результате повышения извлечения основных и сопутствующих компонентов, извлечения полезных компонентов в новые виды товарной продукции, улучшения качества выпускаемой продукции, вовлечения в переработку кеков, шламов и прочих промпродуктов и отходов производства.

Для дальнейшего совершенствования комплексного использования сырья необходимо, чтобы социальные методы стимулирования комплексного использования сырья были подкреплены необходимыми материально-техническими, организационными и планово-экономическими мероприятиями.

Первоочередными задачами в области организации, планирования и материального стимулирования представляются следующие:

— обеспечение комплексного изучения месторождений на всех стадиях геологической и промышленной разведки;

— систематическое составление полных материальных балансов на обогатительных фабриках и металлургических заводах;

— дальнейшая специализация предприятий по перерабатываемому сырью с установлением долгосрочной кооперации с поставщиками сырья и развитию внутриотраслевого и межотраслевого комбинирования на основе комплексного характера сырья;

— создание необходимых условий для посортного хранения сырья и усреднения;

— разработка и планирование специальных показателей, характеризующих комплексное использование сырья и направленных на достижение оптимального с народнохозяйственной оценки использования сырья;

— улучшение учета и методов калькулирования себестоимости при переработке комплексного сырья посредством машинизации учета и применение комбинированных методов калькулирования себестоимости, позволяющих определять затраты на производство каждого извлекаемого полезного компонента;

— разработка действенных систем материального стимулирования для работников, непосредственно связанных с технологическими процессами комплексного использования сырья;

— дальнейшее развитие и совершенствование форм и методов социалистического соревнования;

— осуществление мероприятий по широкому и оперативному обмену передовым опытом посредством организации конкурсов, совещаний, школ по обмену передовым опытом, освещения достижений в области комплексного использования сырья в печати и др.

Материально-технические проблемы совершенствования комплексного использования сырья рассматриваются в следующей главе.

## *ГЛАВА 21.*

## ОСНОВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ КОМПЛЕКСНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ СЫРЬЯ

Повышение комплексности использования сырья цветной металлургии — важнейший резерв повышения эффективности производства отрасли. Наряду с успехами, достигнутыми в этом направлении, есть еще и неиспользованные возможности.

На передовых предприятиях цветной металлургии извлекаются все или почти все содержащиеся в рудах полезные компоненты. Как уже указывалось, на Усть-Каменогорском свинцово-цинковом комбинате извлекаются все 18 содержащихся в сырье полезных компонентов, все компоненты (12 элементов) извлекаются также на Норильском горно-металлургическом комбинате, комбинате «Североникель» (8 элементов), на Балхашском горно-металлургическом комбинате медной промышленности извлекаются 12 из 13 содержащихся в сырье полезных компонентов, на Джезказганском горно-металлургическом комбинате медной промышленности 9 из 12, Красноуральском медеплавильном заводе 8 из 11, на Челябинском электролитном цинковом заводе 11 из 12 и т. д.

Извлечение основных металлов из рудного сырья составляет обычно 80—85, иногда 90%, а для некоторых типов руд опускается до 65—70%. На металлургическом переделе извлечение выше, оно находится на уровне 92—95%, а на некоторых заводах по рафинированию достигает 97—98%. Таким образом, сквозное извлечение для основных цветных металлов из руд составляет 75—80%. Кроме того, имеют место потери при добыче сырья и иногда весьма значительные, которые в среднем для подземных и открытых горных работ составляют 15—20%, и тогда сквозное извлечение из недр в готовый металл снижается до 50—60%. На сквозной показатель извлечения полезных компонентов из недр влияет еще один фактор — подтверждаемость содержания и количества разведанных запасов; этот фактор не имеет отношения к степени использования содержащихся в недрах минеральных ресурсов, но его необходимо учитывать при общей оценке минерально-сырьевой базы.

Извлечение попутных компонентов (за исключением серы, которую скорее следует относить к основным компонентам в колчеданных рудах) значительно ниже, чем основных, и составляет обычно 40—60%. Для рассеянных элементов сквозные извлечения только из сырья, поступившего на металлургические заводы, еще ниже — всего 10—20%, а от руды, следовательно, еще меньше.

Повышение степени комплексного использования сырья в цветной металлургии позволяет улучшить основные технико-экономические показатели цветной металлургии: понизить удельные капитальные вложения, увеличить объем товарной продукции, снизить себестоимость основных видов продукции, а следовательно, увеличить прибыль и рентабельность производства, эффективность капитальных вложений, повысить производительность труда.

Величина видимого экономического эффекта (увеличение прибыли, повышение рентабельности и др.) от улучшения комплексного использования сырья в цветной металлургии будет достигаться на металлургических заводах, ибо она частично аккумулирует эффект, достигнутый на предыдущих переделах, и к нему добавляется эффект, полученный непосредственно в металлургическом производстве. Однако помимо видимого эффекта достигается скрытый, завуалированный эффект, заключающийся в снижении потребности в разведанном, добываемом и перерабатываемом сырье. Величина скрытого эффекта достаточно значительна: она заметно сокращает капитальные затраты в горные предприятия, а также на геологическую разведку минеральных ресурсов.

В цветной металлургии капитальные вложения в горные предприятия составляют существенную долю; так, только на поддержание действующих мощностей в отрасли расходуется около 20% общего объема капитальных вложений [83]; можно предполагать, что всего на горные

предприятия приходится 35—40% капитальных вложений в отрасль. Этот эффект не находит отражения в показателях экономической эффективности, принятых в статистической отчетности промышленных предприятий, но не учитывать его нельзя.

Насколько велико экономическое значение попутной продукции, можно судить по ее доле в потенциальной ценности сырья: в медноколчеданных рудах она составляет 60—70%, в свинцово-цинковых — около 40—45%, в медно-никелевых — 34%, в нефелинах — 28%. Так как извлечение основных компонентов выше, чем второстепенных, то удельный вес попутной продукции в извлекаемой ценности, т. е. товарной продукции, полученной из сырья данного месторождения, снижается для медных месторождений до 35—40%, свинцово-цинковых — до 30—35% и т. д.

В товарной продукции медных обогатительных фабрик основная продукция — медный концентрат с содержащимися в нем благородными металлами — составляет 60—65%, а на медерафинировочных заводах около 60%. Удельный вес попутной продукции медеплавильного завода не характерен, так как в черновой меди, которая является основным продуктом, содержатся золото, серебро и другие полезные компоненты, т. е. стоимость этого продукта превосходит стоимость содержащейся в ней меди.

На обогатительных фабриках свинцово-цинковой промышленности валовая стоимость основных продуктов — свинцового и цинкового концентратов вместе с содержащимися в них благородными металлами — составляет 85—90% общей стоимости продукции. На металлургических заводах удельный вес свинца и цинка в стоимости товарной продукции составляет 60—70%. Удельный вес прямых затрат на производство попутной продукции в общей сумме передельных затрат значительно ниже, чем удельный вес их в стоимости товарной продукции, вследствие того, что затраты, необходимые только для их получения, делаются на завершающих этапах производства. Это определяет положительное влияние улучшения использования сырья на показатели экономической эффективности производства.

На Усть-Каменогорском свинцово-цинковом комбинате при повышении извлечения цинка на 2,9 абс. %, меди — на 6,2%, кадмия — на 10,1%, висмута — на 22% и т. д. степень комплексности использования сырья в целом по комбинату возросла на 2,4% и достигла очень высокого (около 92%) уровня, при этом затраты на 1 руб. товарной продукции снизились на 3%. Рентабельность (к себестоимости) собственного производства цинка на комбинате составляет 16,4%, а при комплексном использовании сырья она возрастает до 28,6%, для свинца аналогичные показатели соответственно равны 9,6 и 16,1%. Прирост объема производства попутной продукции происходил темпами, в 1,5 раза более высокими, чем рост товарной продукции. Попутная продукция дает комбинату более половины прибыли [74].

На Балхашском горно-металлургическом комбинате повышение извлечения на обогатительной фабрике меди на 4,93%, молибдена на 7,96% и рения на 11,46% дало условно годовой экономический эффект свыше 7,5 млн. руб. В медеплавильном производстве возросло извлечение меди (на 0,71%), золота и серебра (на 3,3%), а также других компонентов, что обеспечило получение условно годового экономического эффекта более чем 10 млн. руб. За счет увеличения производства попутных компонентов было обеспечено 50% прироста валовой продук-

ции и получение 1/3 прибыли. Производительность труда на предприятии возросла на 58,9% [38].

Значительных успехов в деле улучшения комплексного использования сырья добились многие предприятия цветной металлургии: Зыряновский и Гайский горно-обогатительные комбинаты, Норильский, Алмалыкский и Верхнеднепровский горно-металлургические комбинаты, Лениногорский полиметаллический комбинат, Усть-Каменогорский титано-магниевый комбинат, Среднеуральский медеплавильный завод, Челябинский электроцинковый завод, Чимкентский свинцовый завод и др.

В девятой пятилетке среднеотраслевые показатели извлечения из сырья в товарную продукцию меди возросли на 0,78%, цинка — на 0,7%, свинца — на 1,8%, никеля — на 2,1%, олова — на 1,5%, титана — на 4%, магния — на 2,0%. Повысилось извлечение и сопутствующих полезных компонентов. Заново организовано производство индия на двух заводах, висмута — на Дальневосточном горно-металлургическом комбинате, ванадия — на Усть-Каменогорском титано-магниевом комбинате.

Коэффициент комплексности использования сырья на свинцово-цинковых заводах превысил 90%, на Челябинском цинковом заводе он достиг 94,6%, на Лениногорском полиметаллическом комбинате — 90,08%. Постоянно повышается коэффициент комплексности использования сырья на Чимкентском свинцовом заводе, где он после достижения полной мощности шлаковозгоночной установки достигнет 92%.

На Зыряновском свинцовом комбинате в результате освоения метода обогащения в тяжелых суспензиях и улучшения других операций обогащения вовлечены в эксплуатацию забалансовые руды. Несмотря на снижение содержания металлов в руде и усложнение вещественного состава руды за годы девятой пятилетки повысилось извлечение свинца на 1,4%, цинка на 5%, меди на 3%.

На Гайском горно-обогатительном комбинате коэффициент комплексности использования сырья только за три года возрос на 14,4% и достиг к концу девятой пятилетки 76,4%, при этом извлечение цинка в цинкововый концентрат возросло на 7%.

В девятой пятилетке извлечение цинка из колчеданных руд Урала возросло на 16 абс. %, что привело к повышению коэффициента комплексности использования сырья на обогатительных фабриках медной промышленности Урала в среднем на 5%.

На металлургических заводах никелевой промышленности из сульфидных руд извлекается до 96% никеля и до 70% кобальта. Внедрение новых прогрессивных схем обогащения с выделением богатого никелевого концентрата и пирротинового концентрата и переработка их по современным схемам (первого — взвешенной автогенной плавкой, второго — окислительным автоклавным выщелачиванием) позволят повысить сквозное извлечение из сырья никеля, меди и других полезных компонентов.

Степень комплексности использования сырья в титано-магниевой промышленности повысилась до 82,5%.

На Верхнеднепровском горно-металлургическом комбинате используются практически все содержащиеся полезные компоненты. Комбинат производит ильменитовый, рутиловый, цирконовый, дистен-силлиманитовый и ставролитовый концентраты, частично утилизируются высококремнистые кварцевые пески, являющиеся основным отходом производства. За счет выпуска попутной продукции рентабельность предприятия повышается на 2,3%, производительность труда — на 7,7%.

Выход глинозема из боксита на глиноземных заводах составляет 85—86%, из нефелинов — 83%.

Из нефелинового сырья при производстве 1 т глинозема попутно получают 620—760 кг соды, 180—280 кг поташа, 9—11 т портландцемента, галлий и ванадий, причем себестоимость производства крупнотоннажных продуктов на 10—15% ниже, чем при индивидуальном их производстве.

На Кировабадском заводе при переработке алунитов попутно получают серную кислоту и сульфат калия. На алюминиевых заводах начата утилизация выделяемых в процессе электролиза фтористых соединений, пыли и других отходов.

С развитием научно-технического прогресса предъявляются все новые требования по вовлечению в сферу промышленного использования новых минеральных богатств и вместе с тем создаются условия для более рационального их использования.

Реализация достижений науки и техники в геологии, горном деле и металлургическом производстве требует соответствующих затрат и определенного времени. Повседневные решения задачи рационального использования минеральных ресурсов заключаются в максимальном сокращении времени внедрения достижений науки и техники в сферу производства. Процесс улучшения использования минерального сырья столь же постоянен, как постоянны процессы повышения производительности труда и эффективности производства.

Рассмотрим основные направления совершенствования комплексного использования сырья.

На показатель комплексности использования сырья в современном его понимании не влияет уровень потерь полезных ископаемых в недрах. Однако потери для народного хозяйства разведанных минеральных ресуров начинаются именно с потерь не извлеченных из недр запасов. Величина их значительна и означает потерю всех содержащихся в руде полезных компонентов. Поэтому одним из направлений улучшения комплексного использования минерального сырья должно быть улучшение технологии добычи минерального сырья либо путем совершенствования традиционных подземных и открытых систем отработки месторождений, либо путем применения принципиально новых систем выемки полезных ископаемых из недр.

Видимо, выемка руд цветных металлов из недр в XXI веке будет производиться главным образом традиционными способами, однако соотношение добычи руды открытыми и подземными способами будет постоянно меняться, как и сейчас, в пользу открытых работ.

Развитие открытых горных работ означает дальнейшее понижение предельной глубины отработки карьеров, а следовательно, увеличение объема вскрышных пород. Максимальное использование вскрышных пород — одна из наиболее важных проблем не только по экономическому, но и по экологическому значению. Решение ее надо начинать на стадии геологического изучения: тогда должна быть получена геолого-техническая характеристика вскрышных пород и изучены возможности рационального их использования в народном хозяйстве. Увеличение глубины карьеров требует принципиально новых способов транспортировки руды и вентиляции.

На подземных рудниках сокращение потерь в недрах может быть достигнуто в результате закладки выработанного пространства и последующей отработки охранных целиков. Проблема эта в равной степени

актуальна как для новых рудников, так и для эксплуатирующихся, особенно для тех, на которых работы завершаются в связи с исчерпанием балансовых запасов.

Системы отработки месторождений с закладкой выработанного пространства имеют большое будущее, важной проблемой при этом является получение и доставка материала для закладки выработанного пространства. Одними из составляющих компонентов такого материала могут быть пустая порода рудников и хвосты обогатительных фабрик. Внедрение систем отработок с закладкой выработанного пространства настоятельно требует территориального приближения головных операций обогащения к фронту горных работ. Очевидно, такие операции, как обогащение в тяжелых средах и подобные ей, обеспечивающие отделение основной массы пустой породы в начале процесса обогащения, будут организовываться непосредственно в горных выработках.

Для повышения извлечения полезных компонентов при обогащении большое значение имеет организация селективной добычи и поставки на фабрику раздельно различных типов руд. Развитие селективной отработки участков месторождения, отличных по качеству руд, будет способствовать улучшению промышленного использования сырья.

Принципиально новые способы извлечения из недр полезных ископаемых можно разделить на два вида. К первому виду относятся процессы, предназначенные для разработки обычных подземных месторождений, это так называемые геотехнологические способы извлечения подземных ископаемых из недр. Ко второму виду относятся системы, осуществляющие добычу принципиально новых минеральных ресурсов — конкреций со дна океанов и морей и месторождений, расположенных под дном морей и океанов.

К первому виду относятся подземное расплавление полезных ископаемых и выдача его на поверхность в жидком виде (сера), растворение и откачка на поверхности растворов (соли), подземная газификация углей, выщелачивание из горных пород полезных компонентов и доставка на поверхность их в растворенном состоянии, разрушение рыхлых горных пород струей воды высокого давления и выдача из горных выработок суспензий твердых полезных ископаемых в воде. Для отработки месторождений руд цветных металлов имеют значение два последних способа.

Гидравлическая отбойка пригодна только для разработки песков россыпных месторождений. Она может применяться как на открытых, так и подземных работах. Наибольший интерес гидравлическая отбойка представляет для отработки погребенных россыпей.

Гидромеханический способ добычи через скважины, заключающийся в размыве горных пород струей воды под давлением и подаче на поверхность их в виде пульпы, имеет ряд неоспоримых преимуществ перед обычными способами добычи. Не требуется проведения дорогостоящих горных работ, отсутствует тяжелый труд в подземных условиях, не нарушаются земельные угодья. Пока еще исследования в этом направлении не вышли за пределы опытно-промышленных установок, но перспективы этого способа оцениваются как весьма благоприятные. По предварительным технико-экономическим расчетам, выполненным в МГРИ им. С. Орджоникидзе, себестоимость добычи 1 т руды из забалансовых залежей оценивается в 1—10 руб в зависимости от глубины отработки, т. е. находится на сопоставимом уровне с себестоимостью добычи на подземных рудниках, но при этом объем капитальных затрат будет,

очевидно, существенно меньшим для гидромеханического способа добычи [59].

Геотехнологические способы добычи могут использоваться как самостоятельно, так и в сочетании с традиционными способами отработки месторождений.

Подземное выщелачивание полезных ископаемых и доставка их на поверхность в растворенном состоянии, безусловно, новый прогрессивный способ отработки минерального сырья. Преимущества его перед отработкой месторождения горными выработками те же, что и гидромеханического способа добычи, но к ним добавляется еще возможность отработки коренных пород, селективное извлечение полезного компонента из руды непосредственно на месторождении и выдача на поверхность уже обогащенного раствора, из которого металл легко может быть выделен тем или иным гидрометаллургическим способом.

Подземное кучное выщелачивание пока наибольшее распространение получило для извлечения из руд меди и урана, ведутся исследования по выщелачиванию марганца, никеля, кобальта. Для выщелачивания меди применяются рудничные воды и растворы, полученные после извлечения меди, серной кислоты, сернокислого, окисного и закисного железа; извлечение меди из растворов осуществляется цементацией или экстракцией.

Одной из модификаций подземного выщелачивания является бактериальное выщелачивание. В руде и рудничной воде месторождений, на которых ведется кучное выщелачивание, обнаружены бактерии определенного типа, именуемые тионовыми. Исследования влияния бактерий на степень выщелачивания различных цветных металлов показали несомненное влияние присутствия последних на повышение скорости и полноты выщелачивания цветных металлов из исходного материала. Степень извлечения меди и цинка повышалась в 5—6 раз и достигала 70% и более, тогда как при отсутствии бактерий она составляла не более 15—20%. Основное направление повышения эффективности бактериального выщелачивания — повышение скорости выщелачивания.

Подземное выщелачивание полезных ископаемых может применяться самостоятельно или в сочетании с традиционными способами отработки месторождений.

Внедрение процессов подземного и кучного выщелачивания позволяет существенно повысить степень извлечения полезных компонентов из недр. Они эффективно могут применяться для извлечения полезных компонентов из забалансовых руд с низким содержанием металлов, для отработки слепых рудных тел, не попавших в контур отрабатываемых руд, для извлечения металла из отвалов горных пород, из склонов отработанных горизонтов карьеров, из замагазинированной руды. Для осуществления процесса выщелачивания из отвалов горных пород последние должны подвергаться специальной подготовке, тем не менее извлечение меди при ее содержании в отвалах 0,1—0,2% достаточно эффективно.

Новые системы выемки полезных компонентов из недр безусловно перспективны и будут развиваться. Внедрение их в практику будет способствовать улучшению использования минерального сырья, так как позволит более полно использовать балансовые запасы сырья в результате доизвлечения полезных компонентов из отработанных горных выработок, рудничных вод, отвалов горных пород, слепых рудных тел. С помощью новых методов может быть расширена минеральная база за

счет эффективного извлечения полезных компонентов из забалансовых руд.

В настоящее время метод подземного и бактериального выщелачивания используется в цветной металлургии только для извлечения меди определенного минерального состава. Особенно удачно извлекается этим способом медь из халькозина, значительно менее успешно из халькопирита. Ведутся интенсивные исследования по изучению возможности применения выщелачивания из извлечения из недр цинка, молибдена, кадмия, никеля, кобальта и других элементов и возможности повышения интенсивности выщелачивания меди.

Весьма перспективной представляется разработка специальных методов добычи конкреций и металлоносных толщ осадочных пород со дна морей и океанов. В конкрециях установлены повышенные содержания марганца, олова, меди, кобальта и никеля. В донных осадочных породах обнаружены в значительных концентрациях медь, никель, цинк, железо и даже золото.

Эксплуатация этих богатств требует принципиально новых горных предприятий, техническая возможность создания их доказана опытно-промышленными установками. Остается обеспечить экономическую целесообразность таких работ. Ограниченность ресурсов меди, никеля, олова, золота, марганца и других полезных ископаемых на «земных», т. е. расположенных на суше, месторождениях заставляет наиболее развитые страны вести энергичные исследования по вовлечению в сферу промышленного использования минеральных богатств Мирового океана. Добыча нефти с месторождений, находящихся под морским дном, ведется сейчас уже в промышленных масштабах. Насущной задачей является разработка подводных месторождений цветных, редких и благородных металлов.

Обогащение — важный процесс переработки руд цветных металлов, на который приходится около 3/4 всех потерь при производстве цветных металлов из добытой руды. Обогащению подвергается 90% всего объема добытой руды [83].

На обогатительных фабриках технологический процесс подчиняют задаче повышения извлечения только основных двух-четырех, в некоторых случаях шести-семи компонентов в соответствующие концентраты и обычно не предусматривается проведение каких-либо специальных операций для повышения извлечения попутных компонентов. Однако вследствие того, что многие попутные компоненты связаны с теми или иными минералами основных полезных компонентов, повышение извлечения основных компонентов сопровождается повышением извлечения и попутных компонентов в товарные концентраты.

Повышения показателя комплексности использования сырья можно достигнуть, во-первых, за счет повышения извлечения полезных компонентов в обогатительных процессах, во-вторых, за счет доизвлечения их из хвостов, в-третьих, за счет использования обедненных хвостов в качестве сырья для производства строительных материалов.

Для успешного обогащения руд большое значение имеют подготовительные операции — дробление, измельчение, классификация, операция обогащения в тяжелых средах. Насколько успешно проведены эти операции, получен ли однородный материал и необходимой тонины, не допущено ли переизмельчение руды, все это скажется на результатах обогащения.

При обогащении на фабрике руд с нескольких месторождений необходимо либо обеспечивать получение однородного материала в результате шихтовки руды, либо организовать посортную переработку руд. Поэтому руды на фабрику должны поступать с паспортами, и для их шихтовки следует внедрять автоматизированные системы управления процессом.

Для успешного проведения флотационных и гравитационных операций чрезвычайно важно, чтобы поступающий материал был однороден по гранулометрическому составу. Показатели разделения минералов и извлечения металлов в концентрат на операциях тем выше, чем однороднее состав, поэтому на обогатительных фабриках все более широко должны внедряться стадиальные схемы обогащения, при которых основные обогатительные процессы осуществляются по стадиям для материала различной крупности с доизмельчением отдельных фракций. На обогатительных фабриках все больше должно развиваться раздельное обогащение песков и шламов.

В схемах селективной, коллективно-селективной, а также гравитационных, электростатических и магнитных заметна тенденция увеличения числа перечистных и контрольных операций, направленных на снижение содержания полезных компонентов в хвостах.

Хорошие конечные показатели достигаются при применении комбинированных схем, в которых сочетаются различные процессы обогащения. Они позволяют успешно разделять даже минералы, близкие по физическим и физико-химическим свойствам.

Применение широко разветвленных схем обогащения сопровождается расширением ассортимента применяемых реагентов, увеличением единичной мощности основного оборудования, внедрением нового высокопроизводительного и экономичного оборудования, в частности гидроциклонов, вместо различных типов классификаторов, флотомашин большой емкости. Хорошие результаты дает подогрев пульпы при флотации коллективных медно-молибденовых руд.

Все чаще встречаются схемы, в которых обогатительные процессы *сочетаются с пирометаллургическими и особенно гидрометаллургическими*. Для повышения флотируемости окисленные руды подвергают сульфатизирующему обжигу. При получении некондиционных концентратов они подвергаются таким интенсивным процессам как фьюмингование. Особенно большие возможности открылись для сочетания процессов обогащения с гидрометаллургическими после разработки и освоения сорбционных, ионнообменных и экстракционных операций. Они все чаще дополняют обогатительные схемы и позволяют доизвлекать цветные металлы из отходов обогащения, где последние находятся в очень низких концентрациях. Применение таких процессов при обогащении молибденовых руд позволило извлекать молибден из растворов, содержащих 10—60 мг/л, а на опытно-промышленной установке ионной флотации был извлечен молибден из растворов с содержанием даже 0,1—10 г/л.

Все более успешно решаются проблемы доизвлечения основных компонентов из отходов обогатительных фабрик — шламов, хвостов, сбросовых растворов. Рациональное решение проблемы извлечения полезных компонентов, например олова, из хвостов, получаемых на действующих обогатительных фабриках, открыло возможности использования старых хвостовых отвалов для доизвлечения из них олова.

Технический прогресс в обогащении делает возможным обогащать руды, ранее не обогатимые, например окисленные молибденовые, сплошные сульфидные медно-никелевые руды с выделением пирротинового концентрата.

Успешно решается проблема такого сложного для обогащения вещества, как боксит. Основной задачей обогащения боксита является выделение из бедных и низкокачественных руд фракции высококачественных бокситов, пригодных для байеровского способа получения глинозема. В процессе обогащения желательно освободить боксит от примесей железа и титана, что удается достигнуть путем применения гравитационных и флотационных методов и обесшламливания.

До недавного времени основной целью обогащения считалось обеспечение максимального извлечения полезного компонента в соответствующий концентрат, повышение полноты разделения минералов между концентратами, а также обеспечение высокого содержания полезного компонента в собственном концентрате с тем, чтобы он с наименьшими издержками перерабатывался на металлургическом заводе. Зависимость же между содержанием полезного компонента в концентрате и полнотой разделения их, с одной стороны, и коэффициентом извлечения в концентрат, с другой, обратно пропорциональная; чем более богатый и чистый концентрат надо получить, тем большему числу операций он должен быть подвергнут, а практически любая дополнительная операция — это дополнительные потери, и наоборот, чем выше извлечение, тем меньше содержание основного полезного компонента в концентрате и тем больше концентрация других компонентов, от которых стремятся в процессе обогащения избавиться. При возрастании числа операций обогащения снижается извлечение не только основных полезных компонентов, но и попутных.

В последние годы ряд специалистов высказали предположения, что для комплексных руд, например полиметаллических, медно-цинковых и других, обогащение следует ограничить получением коллективного концентрата, из которого извлекать все содержащиеся в нем полезные компоненты на металлургических заводах.

Вопрос этот дискуссионный и не может быть решен однозначно для всех типов руд и месторождений, но мысль об ограничении процесса обогащения получением коллективного концентрата выглядит заманчиво, особенно с позиций комплексного использования сырья. Для руд некоторых месторождений предлагаются еще более радикальные меры: перерабатывать комплексную руду без обогащения прямо в металлургических агрегатах высокой интенсивности, переводить полезные компоненты в пылевидное состояние, растворять и из растворов извлекать с применением новейших методов гидрометаллургии.

На металлургических и химико-металлургических заводах извлекается основная масса полезных компонентов, содержащихся в сырье, которые затем выпускаются в товарном виде.

В металлургическом производстве извлечение цветных металлов, являющихся основными компонентами, 93—97%, а на некоторых предприятиях и выше, а извлечение попутных компонентов находится на значительно более низком уровне; например, на Усть-Каменогорском свинцово-цинковом заводе коэффициент извлечения свинца 96,8%, цинка 95%, при этом коэффициент комплексности по семи основным металлам — свинцу, меди, кадмию, золоту, серебру, сере — составлял 94,6%, по прочим элементам 37,8%, а в целом по заводу 92,0% [74].

Таким образом, имеются еще значительные возможности улучшения использования попутных компонентов; по основным металлам они также имеются, но значительно более скромные.

Основным направлением повышения комплексности использования сырья будет курс на замкнутый цикл производства, т. е. переход на безотвальную систему переработки сырья, при которой любой продукт, в том числе шлаки, будет выдаваться в товарном виде.

Переход на эту систему требует повышения извлечения из сырья всех полезных компонентов. Существовавшая практика накопления шлаков и других отходов производства позволяет через определенный промежуток времени по мере развития техники и технологии перерабатывать их и доизвлекать полезные компоненты. Использование шлаков металлургических заводов непосредственно после производственного процесса делает потери полезных компонентов, содержащихся в них, безвозвратными.

Совершенствование комплексного использования сырья на металлургических заводах должно происходить за счет интенсификации основных производственных процессов и переработки всех полупродуктов металлургического производства пылей, газов, шлаков, кеков, шламов, сточных вод, горячей воды и т. п. для доизвлечения из них основных полезных компонентов и утилизации попутных компонентов, придания товарного вида всем отходам металлургического производства.

Интенсификация металлургических процессов производства тяжелых цветных металлов будет осуществляться путем: применения кислорода и природного газа; внедрения автогенных процессов с использованием содержащейся в сырье серы в качестве топлива; использования принципиально новых металлургических агрегатов, обеспечивающих хорошие контакты между вступающими во взаимодействие продуктами (печи кипящего слоя «КС», циклонные печи); широкого развития и внедрения гидрометаллургических процессов для переработки полупродуктов производства, а также исходного сырья; расширения использования электроэнергии в качестве технологической энергии; внедрения новых процессов электролиза и электротермии.

Применение кислорода в старых и новых металлургических агрегатах способствует улучшению комплексного использования сырья, так как возрастает коэффициент извлечения основных полезных компонентов, повышается степень возгонки и уноса с газами элементов-попутчиков, повышается концентрация сернистого ангидрида в отходящих газах с 1—1,5 до 3,5—5%, т. е. до концентрации, позволяющей их эффективно использовать для производства серной кислоты.

Применение автогенных процессов позволяет снизить расход топлива и двояко использовать содержащуюся в сырье серу: в качестве энергетического источника и в качестве сырья для производства серной кислоты. В связи с интенсификацией металлургических процессов повышается температура отходящих газов, которые могут широко использоваться как источники вторичных энергоресурсов для подогрева воды, дутья и других целей.

Применение высокоэффективных металлургических агрегатов резко увеличивает пылеунос; например, в печах кипящего слоя основная масса цинка выносится вместе с пылями, а через порог печи выходит около 30% цинка; резко возрастают унос с пылями и концентрация в них также попутных полезных компонентов. Для извлечения их необходимо создавать эффективные системы пылеулавливания, обеспечивающие

фракционное (по крупности) и полное улавливание пылей, насыщенных широкой гаммой полезных компонентов. Основным направлением работ по повышению извлечения полезных компонентов из пылей является перевод их в растворы посредством выщелачивания пылей водой, разбавленными кислотами или другими реагентами, и выделение из них полезных компонентов различными, преимущественно новейшими (сорбция, экстракция, ионный обмен) гидрометаллургическими методами.

Высокая интенсификация пирометаллургических процессов в сочетании с гидрометаллургическими процессами ставит на повестку дня вопрос о непосредственной металлургической переработке комплексных руд или коллективных концентратов с целью повышения извлечения из них всего комплекса содержащихся в рудах полезных компонентов.

В агрегате кислородно-взвешенной плавки не только интенсифицируется производственный процесс (производительность печи на 1 м$^2$ площади пода в 3 раза выше, чем при отражательной плавке), но и достигается высокая степень разделения содержащихся в шихте полезных компонентов. В одном процессе при переработке сульфидных медных концентратов с повышенным содержанием цинка получают богатый медный штейн, металлический цинк и газы с чрезвычайно высокой концентрацией сернистого ангидрида.

Печи кипящего слоя эффективно применяются в производстве цинка, начали они использоваться также для обжига медных концентратов, богатых сульфидных концентратов и файнштейна на никелевых заводах, хотя и этим возможные области их применения не ограничиваются.

В производстве тяжелых цветных металлов все большее значение приобретают гидрометаллургические процессы для извлечения попутных компонентов из отходов и полупродуктов производства. Гидрометаллургические методы начинают конкурировать и с традиционными пирометаллургическими в производстве основных тяжелых цветных металлов, особенно если сырье является бедным по содержанию полезных компонентов и комплексным.

Для повышения комплексности использования сырья чрезвычайно важное значение имеет переработка отходов и полупродуктов основного металлургического производства. Имеются два пути их использования: выведение из основного процесса и специальная переработка с целью извлечения содержащихся в них полезных компонентов или использование их в качестве оборотных материалов.

Более перспективно первое направление. Уже известны и проверены на практике технологические схемы возгонки и фьюмингования, обжига пылей, шлаков, кеков с последующей гидрометаллургической переработкой и извлечением содержащихся в них полезных компонентов. Разнообразие применяемых схем свидетельствует о том, что перспективы улучшения комплексного использования сырья в этой области обширны.

Завершает комплексное использование сырья на металлургическом заводе доведение обедненных шлаков и других отходов металлургического производства до товарного вида. Обычно они используются в качестве сырья для производства различных строительных материалов, в том числе современного типа (например, шлаковаты), или непосредственно в качестве строительного материала различного назначения.

В глиноземном производстве основным направлением улучшения комплексности использования сырья является повышение извлечения галлия и ванадия из алюминатных оборотных растворов и организация

извлечения других элементов, содержащихся в этих растворах в небольших концентрациях. На предприятиях, работающих на бокситовом сырье, первоочередной представляется задача переработки красных шламов с целью доизвлечения из него глинозема, получения товарного железосодержащего продукта и щелочи. Для глиноземных заводов, работающих на нефелиновом и алунитовом сырье, целесообразна организация производственного процесса с замкнутым циклом, с выпуском только товарных продуктов.

На металлургических заводах по производству легких цветных металлов, перерабатывающих сырье, довольно скудное по наличию попутных компонентов, улучшение комплексного использования сырья должно развиваться в направлении повышения извлечения основных полезных компонентов, а также утилизации дорогостоящих материалов, расходуемых в производстве (фтористых солей, магния, хлора). Как и при производстве тяжелых цветных металлов, здесь должны развиваться интенсификация производственных процессов за счет повышения силы и плотности тока в электролизе, улучшение условий контактирования для взаимодействующих материалов, увеличение единичной мощности агрегатов, совершенствование вентиляционных и пылеулавливающих систем, переход на непрерывные процессы производства.

На алюминиевых заводах совершенствование производства должно идти по пути увеличения единичной мощности электролизеров, повышения параметров технологического процесса, повышения производительности оборудования и увеличения выхода по току за счет введения в расплав соединений лития. Важное значение имеет создание хороших вентиляционных систем у электролизных ванн для отсоса всех выделяющихся газов, содержащих фтористые соединения, с последующей их регенерацией.

На титано-магниевых заводах важным направлением повышения комплексности использования сырья является внедрение непрерывных процессов производства и повышение степени утилизации хлористого магния.

По показателям извлечения и степени комплексности использования сырья химико-металлургические заводы редкометальной промышленности уступают металлургическим заводам основных цветных металлов. Это и понятно, так как возраст редкометальной промышленности не превышает 20 лет: на 50—100 лет моложе других отраслей цветной металлургии. Естественно, что для этой отрасли характерны наиболее высокие темпы научно-технического прогресса: постоянно происходит совершенствование технологических схем, разрабатываются и внедряются новые схемы, позволяющие извлекать металлы в виде новых товарных продуктов.

Доминирующее значение в редкометальной промышленности имеют хлорирование и самые современные гидрометаллургические методы переработки с применением разнообразных, нередко дорогостоящих реагентов, сорбентов и экстрагентов.

Это определяет основные направления повышения комплексности использования сырья, такие, как создание замкнутого цикла технологического цикла, сокращение числа технологических операций за счет внедрения наиболее эффективных, совершенствование систем газоочистки с утилизацией полезных компонентов из отходящих газов и сточных вод, выбор оптимальных схем переработки для каждого конкретного вида сырья.

Коэффициент комплексности использования сырья учитывает потери и степень использования содержащихся в руде полезных компонентов только на операциях обогащения и металлургии до выплавки металла. Однако если рассматривать этот вопрос с народнохозяйственной точки зрения, то на показатель комплексности использования сырья влияет и то, как полученный металл применяется в народном хозяйстве, насколько полно он используется у конечных потребителей, т. е. каков выход металла от первоначального его количества в конечную товарную продукцию.

С народнохозяйственной точки зрения этот вопрос представляет значительный интерес, но он может рассматриваться только в отраслевом разрезе, а не применительно к какому-либо одному месторождению. Проблема эта чрезвычайно сложная и нет необходимости рассматривать ее только во взаимосвязи с проблемой комплексного использования сырья. Однако новая форма комбинирования металлургического и обрабатывающего производств на предприятиях цветной металлургии имеет непосредственное отношение к повышению степени комплексного использования сырья, хотя и не находит отражения в коэффициенте комплексности использования сырья. Разработка и внедрение процессов бесслитковой прокатки, совмещенных установок непрерывного литья и проката исключают из производственного процесса некоторые операции, а следовательно, и неизбежные, хотя и небольшие потери на них цветных металлов. Следовательно, чем в большем объеме будет осуществляться комбинирование на одном заводе металлургических и обрабатывающих переделов, тем лучше будет использоваться сырье цветной металлургии.

Еще одним важным направлением улучшения использования комплексного сырья цветной металлургии является извлечение цветных металлов из шлаков на предприятиях по производству сплавов цветных металлов. Шлаки, в частности образующиеся при производстве алюминиевых сплавов, могут перерабатываться механическим, термическим и гидрометаллургическим способами с утилизацией содержащихся в них полезных компонентов.

Проблема повышения комплексного использования сырья относится к числу перманентных, в ней постоянно решаются одни и возникают новые вопросы. Современный технический уровень развития цветной металлургии позволил достичь высоких показателей комплексного использования сырья, но возможности его улучшения имеются и в настоящее время и будут постоянно увеличиваться с развитием технического прогресса.

1. *Брежнев Л. И.* Отчет Центрального Комитета КПСС и очередные задачи партии в области внутренней и внешней политики. — В кн.: Материалы XXV съезда КПСС. М., Политиздат, 1976, с. 3—89.

2. *Косыгин А. Н.* Основные направления развития народного хозяйства СССР на 1976—1980 годы. — В кн.: Материалы XXV съезда КПСС. М., Политиздат, 1976, с. 109—155.

3. *Основы* законодательства Союза ССР и союзных республик о недрах. — Известия, 1975, 10 июля.

4. *Постановление* Верховного Совета СССР «О мерах по дальнейшему усилению охраны недр и улучшению использования полезных ископаемых.» — Известия, 1975, 10 июля.

5. *Конституция* (Основной Закон) Союза Советских Социалистических Республик. — Известия, 1977, 4 июня.

6. *Багров О. Н., Лексин В. П.* Экономический анализ использования вторичных энергоресурсов в цветной металлургии. М., ЦИИНЦветмет, 1970. 115 с.

7. *Банденок Л. И.* Комплексное использование песков тяжелых минералов в Австралии. М., ЦИИНЦветмет, 1973. 43 с.

8. *Барский Л. А., Плаксин И. Н., Тюрникова В. И.* Комплексное обогащение молибденовых руд. М., Недра, 1965. 199 с.

9. *Белевитин В. В., Славиновская И. М.* Геолого-экономический обзор сырьевых источников индия. — Редкие элементы, 1968, № 1, с. 89—96.

10. *Беляев А. И.* Металлургия легких металлов. М., Металлургия, 1976. 365 с.

11. *Борисенко Л. Ф., Усков Е. Д.* О комплексном использовании бедных титаномагнетитовых руд качканарского типа. — Редкие элементы, 1973, № 8, с. 75—81.

12. *Борисенко Л. Ф.* Перспективные типы скандийсодержащих руд. — Редкие элементы, 1968, № 1, с. 97—104.

13. *Быбочкин А. М.* Геолого-экономическая оценка месторождений полезных ископаемых. — Разведка и охрана недр, 1974, № 9, с. 1—5.

14. *Быховер Н. А.* Экономика минерального сырья. Цветные и благородные металлы, горнотехническое и горнохимическое сырье. М., Недра, 1969. 412 с.

15. *Виноградов В. Н.* Промышленная оценка рассеянных элементов в комплексных рудах. М., Недра, 1972. 150 с.

16. *Виноградов В. Н., Логинов В. П.* Эффективность комплексного использования минерально-сырьевых ресурсов. М., Недра, 1969. 206 с.

17. *Гатов Т. А.* Обоснование минимального содержания цветных металлов в руде. М., Недра, 1967. 154 с.

18. *Гатов Т. А.* Экономическая оценка месторождений цветных металлов. М., Недра, 1975. 262 с.

19. *Демидова Л. С., Залашкова Н. Е.* Рубидий и цезий в слюдах бериллиевых и танталовых месторождений. — Редкие элементы, 1973, № 8, с. 85—90.

20. *Дуденков С. В., Лексин В. Н., Митрофанов С. И.* О повышении комплексного использования сырья в медной подотрасли. — Цветные металлы, 1973, № 12, с. 24—30.

21. *Жаворонкова И. П.* Экономические вопросы улучшения использования минерально-сырьевых ресурсов СССР. М., Наука, 1973. 199 с.

22. *Зеленова Э. И., Мелентьева В. И.* Производство свинца и цинка в капиталистических и развивающихся странах. Ч. 3. Металлургическая переработка свинцовых концентратов. М., ЦИИНЦветмет, 1974. 102 с.

23. *Зеликман А. И., Крейн О. Е., Самсонов Г. В.* Металлургия редких металлов. М., Металлургия, 1964. 568 с.

24. *Зотов В. П.* Особенности экономики промышленного освоения месторождений меди, свинца и цинка за рубежом. М., ЦИИНЦветмет, 1969. 79 с.

25. *Зотова З. А.* Современное состояние техники переработки цирконовых концентратов. М., ЦИИНЦветмет, 1976. 57 с.

26. *Инструкция* по планированию, учету и калькулированию себестоимости продукции на предприятиях цветной металлургии. М., Металлургия, 1975. 455 с.

27. *Кантор Е. Л., Соловьева Е. А.* Экономические проблемы горнодобывающей промышленности. М., Недра, 1972. 180 с.

28. *Кислородная* плавка сульфидных концентратов во взвешенном состоянии/ Л. М. Бочкарев, Ю. А. Быховский, Э. И. Зеленова и др. М., ЦИИНЦветмет, 1964. 58 с.

29. *Кислородно-факельная* плавка/Л. М. Бочкарев, Ю. А. Быховский, В. В. Сульчинский и др. М., ЦИИНЦветмет, с. 46.

30. *Клаповская Л. И.* Висмут в месторождениях Южной Америки. — Редкие элементы, 1968, № 1, с. 47—55.

31. *Коган Б. И.* Иттрий — новый промышленный минерал. — Редкие элементы, 1972, № 6, с. 7—56.

32. *Коган Б. И., Названова В. А.* Промышленное использование природных континентальных минерализованных вод за рубежом. — Редкие элементы, 1974, № 10, с. 4—117.

33. *Коган Б. И., Костыгов А. С.* Редкоземельная промышленность за рубежом. — Редкие элементы, 1971, № 2, с. 3—39.

34. *Коган И. Д.* Подсчет запасов и геолого-промышленная оценка рудных месторождений. М., Недра, 1971. 295 с.

35. *Комплексная экономическая оценка минеральных ресурсов.* Под ред. Р. М. Петухова. Алма-Ата, Наука, 1972. 206 с.

36. *Комплексное* использование руд черных металлов. Вып. 1. Свердловск, Уралмеханобр, 1974. 117 с.

37. *Комплексное* использование руд черных металлов. Вып. 2. Свердловск, Уралмеханобр, 1975. 98 с.

38. *Комплексное* использование сырья — источник повышения эффективности производства/В. Д. Нагибин, М. И. Городецкий, А. А. Егизаров и др. М., ЦИИНЦветмет, 1973. 57 с.

39. *Кузнецов Г. Д.* Ценообразование в цветной металлургии. М., Металлургия, 1977. 247 с.

40. *Кузнецов К. Ф., Покровская В. А., Панфилов Р. В.* Основные типы селеносодержащих руд и их промышленное значение. — Редкие элементы, 1968, № 1, с. 56—68.

41. *Кузнецов К. Ф., Панфилов Р. В.* Сырьевые источники кадмия за рубежом. — Редкие элементы, 1968, № 1, с. 69—76.

42. *Курс* месторождений твердых полезных ископаемых. Под ред. П. М. Татаринова, Л. Е. Карякина. Л., Недра, 1975. 630 с.

43. *Лаврищева Т. И., Манухова А. А., Минеев Д. А.* О содержании редких земель в танталовом сырье. — Редкие элементы, 1969, № 3, с. 76—79.

44. *Лексин В. П., Жаворонкова И. П.* Проблемы рационального использования сырьевых ресурсов. — Вопросы экономики, 1974, № 9, с. 78—88.

45. *Лексин В. П., Токарева А. Г.* Экономика комплексного использования полиметаллического сырья. М., Металлургия, 1968. 211 с.

46. *Логинов В. П.* Экономические проблемы технического прогресса в добыче минерального сырья. М., Наука, 1976. 221 с.

47. *Ломако П. Ф.* Богатство недр — народу. — Коммунист, 1968, № 11, с. 11—27.

48. *Ломако П. Ф.* Наука и технический прогресс в цветной металлургии. М., Металлургия, 1972. 134 с.

49. *Лунев Л. И., Рудаков И. Е.* Подземные системы выщелачивания металлов. М., ЦИИНЦветмет, 1974. 77 с.

50. *Малышев И. И.* Закономерности образования и размещения месторождений титановых руд. М., Госгеолтехиздат, 1957. 271 с.

51. *Малинова Р. Д., Глушков Н. Т. Экономика цветной металлургии СССР.* М., Металлургия, 1976. 272 с.

52. *Металлургия* меди, никеля и кобальта. Ч. 2/В. И. Смирнов, А. А. Цейдлер, И. Ф. Худяков и др. М., Металлургия, 1966. с. 404.

53. *Милентьева В. И., Гедгалова Н. И., Новикова Е. И.* Металлургическая переработка оловянных концентратов на зарубежных предприятиях. М., ЦИИНЦветмет, 1976. 61 с.

54. *Минеев Д. А.* Иттрий (основные сведения о сырьевой базе и распространенности в метеоритах, горных породах, природных водах и минералах). — Редкие элементы, 1970, с. 32—50.

55. *Минеральные* ресурсы промышленно развитых капиталистических и развивающихся стран. М., ВГФ МГ СССР, 1974. 375 с.

56. *Минеральные* ресурсы промышленно развитых капиталистических и развивающихся стран. М., ВГФ МГ СССР, 1972. 427 с.

57. *Минц А. А.* Экономическая оценка естественных ресурсов. М., Мысль, 1972. 302 с.

58. *Научно-технические* проблемы комплексного использования месторождений полезных ископаемых. (Тезисы докладов на Всесоюзной научно-технической конференции). М., Наука, 1976. 186 с.

59. *Небера В. П., Бабичев И. И.* Геотехнологические способы извлечения полезных ископаемых из недр. М., ЦИИНЦветмет, 1975. 64 с.

60. *Неваева Л. М.* Комплексное использование медно-цинковых руд за рубежом. М., ЦИИНЦветмет, 1976. 37 с.

61. *Нейфельт М. А., Пургиц Ф. М.* Полупромышленные испытания технологии получения никелевого и пирротинового концентратов. — В кн.: Труды Механобра. Обогащение руд цветных металлов. Вып. 139. Л., Механобр, 1974, с. 3—8.

62. *Обогащение* бокситов/М. А. Эйгелес, В. П. Кузнецов, И. И. Поздняк и др. М., ЦИИНЦветмет, 1970. 115 с.

63. *Овчинников Л. В.* О редкоземельных апатитах и закономерностях распределения редких земель в рудах Лебяжинского железорудного месторождения. — Редкие элементы, 1974, № 9, с. 126—133.

64. *Огородников В. И.* Попутное извлечение индия при производстве цинка из сульфидных цинковых концентратов. — Редкие элементы, 1974, № 10, с. 118—120.

65. *Окунев В. М., Резняков А. А., Попов В. А.* Переработка алюминиевых шлаков. М., ЦИИНЦветмет, 1975. 58 с.

66. *Онищин В. П., Вернер Б. Ф., Вычеров В. Г.* Электроплавка окисленных никелевых руд на ферроникель. М., ЦИИНЦветмет, 1966. 119 с.

67. *Орлов А. М., Борбат В. Ф., Чедгачова Н. И.* Производство металлов платиновой группы за рубежом. М., ЦИИНЦветмет, 1975. 62 с.

68. *Охрана недр и улучшение рационального использования полезных ископаемых* (Тезисы докладов к Всесоюзной научно-технической конференции). М., ЦИИНЦветмет, 1976. 80 с.

69. *Обогащение* медных руд Удоканского месторождения/М. Л. Певзнер, О. Г. Перфильев, С. Н. Шубина и др. — В кн.: Труды ин-та «Иргиредмет». Добыча и обработка руд редких, цветных и благородных металлов. Вып. 13. М., Недра, 1965, с. 280—288.

70. *Перевалова С. В.* Комплексное использование оловосодержащих руд за рубежом. М., ЦИИНЦветмет, 1974. 38 с.

71. *Погребицкий Е. О., Терновой В. И.* Геолого-экономическая оценка месторождений полезных ископаемых. Л., Недра, 1974. 302 с.

72. *Покровская В. Л.* Тенденции развития сырьевой базы рения. — Редкие элементы, 1968, № 1, с. 77—88.

73. *Полькин С. И., Адамов Э. В.* Обогащение руд цветных и редких металлов. М., Недра, 1975. 461 с.

74. *Природные* богатства — на службу народу/И. С. Воронин, А. С. Куленов, К. В. Бозтаев и др. М., ЦИИНЦветмет, 1973. 78 с.

75. *Проблемы* рационального использования минеральных ресурсов СССР/ Н. В. Мельников, М. И. Агошков, А. С. Бурчагов и др. М., Ин-т физики Земли АН СССР, 1969. 24 с.

76. *Производство молибдена в капиталистических и развивающихся странах.* Ч. 1. Сырьевая база и производство молибденовых концентратов/Л. Е. Андреева, Т. В. Глембоцкая, Л. А. Давыдова и др. М., ЦИИНЦветмет, 1974. 110 с.

77. *Пустыльник Г. Л., Нестеров Т. Е.* Комплексная переработка бокситов и другого алюминийсодержащего сырья за рубежом. М., ЦИИНЦветмет, 1972. 78 с.

78. *Развитие* автогенной плавки сульфидных медных и медно-никелевых руд и концентратов в СССР и за рубежом. Труды ин-та «Гипроникель». Вып. 60. Металлургия никеля и кобальта/В. П. Недвецкий, Л. М. Цемехман, А. В. Вантоков и др. Л., Гипроникель, 1974, с. 5—19.

79. *Родзаевская В. В.* Рений, сырьевые ресурсы и технология производства. М., ЦИИНЦветмет, 1970. 98 с.

80. *Рожанец А. В.* Редкометальные ресурсы Австралии и их экономическое значение. — Редкие металлы, 1973, № 8, с. 139—166.

81. *Севрюков И. Н., Кузьмин Б. А., Челищев Е. В.* Общая металлургия. М., Металлургия, 1976. 568 с.

82. *Сиразмутдинов А. М., Каргажанов З. К.* Определение эффективности промышленного использования полиметаллических руд. Алма-Ата, Наука, 1967. 48 с.

83. *Слепнева Т. А., Глушков Н. Т., Гинзбург Е. Г.* Экономика цветной металлургии СССР. М., Металлургия, 1976. 415 с.

84. *Стригин И. А.* Состояние и основные направления развития обогащения руд цветных металлов. М., ЦИИНЦветмет, 1974. 35 с.

85. *Таужнянская З. А.* Состояние технологии бактериального выщелачивания за рубежом. М., ЦИИНЦветмет, 1973. 30 с.

86. *Таужнянская З. А.* Технология извлечения окисленного молибдена в СССР и за рубежом. М., ЦИИНЦветмет, 1976. 33 с.
87. *Теслицкая М. В., Константинова Г. Б.* Новое в переработке основных промпродуктов цинкэлектролитного производства за рубежом. М., ЦИИНЦветмет, 1974. 92 с.
88. *Теслицкая М. В., Константинова В. И.* Производство свинца и цинка в капиталистических и развивающихся странах. Ч. 4. Металлургическая переработка цинковых концентратов. М., ЦИИНЦветмет, 1974. 113 с.
89. *Технико-экономическая* оценка извлечения полезных ископаемых из недр. Под ред. М. И. Агошкова. М., Недра, 1974, 312 с.
90. *Топунова Г. А.* Комплексные редкометальные пегматиты Берник-Лейк (Канада). — Редкие элементы, 1969, № 3, с. 102—114.
91. *Хачатуров Т. С.* Об экономической оценке природных ресурсов. — Вопросы экономики, 1969, № 1, с. 66—74.
92. *Химия* и технология редких и рассеянных элементов. Под ред. К. А. Большакова. В 3 томах. М., Высшая школа, 1976; т. 1 — 368 с., т. 2 — 360 с.; т. 3 — 320 с.
93. *Шишкин Н. Н.* Кобальт в рудах месторождений СССР. М., Недра, 1973. 319 с.
94. *Экономическая* оценка и рациональное использование природных ресурсов (Тезисы докладов). М., ЛГИ, 1973. 214 с.
95. *Экономические* проблемы оптимизации природопользования. Пор ред. Н. П. Федоренко. М., Наука, 1973. 155 с.
96. *Mineral* facts and problems, N. Y., 1976.

## ОГЛАВЛЕНИЕ


Стр.

Введение . . . . . 3

РАЗДЕЛ I

**Основы экономики комплексного использования сырья**

Глава 1. Народнохозяйственное значение комплексного использования минерально-сырьевых ресурсов . . . . . 5
Глава 2. Система и методика расчетов показателей экономической оценки комплексного сырья . . . . . 13
Глава 3. Методические вопросы экономической оценки минерального сырья цветной металлургии . . . . . 35

РАЗДЕЛ II

**Минерально-сырьевая база цветной металлургии**

Глава 4. Основные тенденции развития минерально-сырьевой базы цветной металлургии . . . . . 50
Глава 5. Комплексный характер руд тяжелых цветных металлов . . . . 54
Глава 6. Комплексный характер сырья легких цветных металлов . . . . 63
Глава 7. Комплексный характер руд редких металлов . . . . . 68
Глава 8. Характеристика сырьевых ресурсов попутных элементов, получаемых из комплексного сырья цветной металлургии . . . . . 76
Глава 9. Комплексные железные руды — источник сырья для цветной металлургии . . . . . 89

РАЗДЕЛ III

***Промышленное использование комплексного сырья в цветной металлургии***

Глава 10. Особенности комплексного использования медных руд . . . . 95
Глава 11. Особенности комплексного использования свинцово-цинковых руд 105
Глава 12. Особенности комплексного использования никель-кобальтовых руд 121
Глава 13. Особенности комплексного использования оловянных руд . . . 131
Глава 14. Особенности комплексного использования алюминиевого сырья . . 139
Глава 15. Особенности комплексного использования магниевого сырья . . . 146
Глава 16. Особенности комплексного использования титанового сырья . . . 150
Глава 17. Особенности комплексного использования вольфрам-молибденовых руд . . . . . 156
Глава 18. Особенности комплексного использования редкометального сырья 166

РАЗДЕЛ IV

**Экономика комплексного использования сырья**

Глава 19. Особенности геолого-экономической оценки комплексного сырья . . 174
Глава 20. Планирование, организация и стимулирование комплексного использования сырья на промышленных предприятиях . . . . . 199
Глава 21. Основные направления повышения эффективности комплексного использования сырья . . . . . 205
Список литературы . . . . . 219

ИБ № 979

*Владимир Николаевич Виноградов*

**ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА КОМПЛЕКСНОГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ**

Редактор издательства Л. М. Старикова
Переплет художника А. Е. Чучканова
Художественный редактор В. В. Евдокимов
Технический редактор Н. В. Балашова
Корректор Э. А. Ляхова

*Сдано в набор* 16.05.78. Подписано в печать 12.10.78. Т-15192
Формат 70×100¹/₁₆ Бумага № 2 Гарнитура литер. Печать высокая
Печ. л. 14,0 Усл. п. л. 18,06 Уч.-изд. л. 16,74 Тираж 2200 экз.
Заказ 502/6195—14 Цена 1 р. 40 к.

Издательство «Недра», 103633, Москва, К-12, Третьяковский проезд, 1/19
*Ленинградская картографическая фабрика объединения «Аэрогеология»*

2645