

В.Н.ВИНОГРАДОВ

**ПРОМЫШЛЕННАЯ
ОЦЕНКА**

**РАССЕЯННЫХ
ЭЛЕМЕНТОВ**

В КОМПЛЕКСНЫХ

РУДАХ

АКЦИОНЕРНО-ОТЧЕТНОЕ
ОБЩЕСТВО
«МЕТСНА»

В. Н. ВИНОГРАДОВ

553.546.65

В. 49

ПРОМЫШЛЕННАЯ ОЦЕНКА
РАССЕЯННЫХ ЭЛЕМЕНТОВ
В КОМПЛЕКСНЫХ РУДАХ

163



ИЗДАТЕЛЬСТВО «НЕДРА»
МОСКВА 1972



Виноградов В. Н. **Промышленная оценка рассеянных элементов в комплексных рудах.** М., «Недра», 1972, 152 с.

Освещены методологические вопросы определения народнохозяйственных затрат (себестоимость, основные и оборотные фонды) на производство различных рассеянных элементов, экономической оценки рассеянных элементов в комплексных рудах, обоснования минимальных промышленных содержаний рассеянных элементов в сырье (рудах, концентратах, промпродуктах). Методические положения иллюстрируются примерами определения себестоимости и фондоемкости рассеянных элементов, расчета экономической эффективности извлечения рассеянных элементов из комплексных руд, определения минимальных промышленных содержаний рассеянных элементов в сырье.

Для промышленной оценки рассеянных элементов в различных комплексных рудах в работе, на основании последних данных дается необходимый минимум сведений по распространению и формам нахождения рассеянных элементов в рудах, по технологии переработки этих руд и поведения рассеянных элементов на различных стадиях технологического процесса (обогащении, металлургии, рафинировании и т. п.), по технологии извлечения рассеянных элементов из различных полупродуктов основного металлургического или химического производства.

Показана эффективность получения рассеянных элементов из различных комплексных руд и ее влияние на общую экономическую оценку таких руд, промышленная ценность этих элементов в различных типах руд и концентратов, а также другие технико-экономические показатели. Предложена новая схема и порядок промышленной оценки рассеянных элементов в комплексных рудах.

Книга рассчитана на инженеров-экономистов и геологов, занимающихся геолого-экономической оценкой месторождений комплексных руд цветных и черных металлов, а также работников промышленных предприятий, изучающих вопросы оценки, добычи и переработки комплексных руд.

Таблиц 25, иллюстраций 16, список литературы — 41 название.

ПРЕДИСЛОВИЕ

Научный и технический прогресс народного хозяйства резко расширяет возможности увеличения производства различных продуктов и рождает спрос на новые, ранее не известные или не имевшие хозяйственного значения продукты.

За последнее время сильно возросло промышленное значение рассеянных элементов, к числу которых относятся индий, таллий, галлий, селен, теллур, рений, германий. Эти элементы, как правило, не имеют собственных минералов, а входят в виде акцессорных примесей в минералы цветных и черных металлов или нерудного сырья. Концентрация их редко превышает первые десятки граммов в тонне руды. Вследствие этого самостоятельная добыча рассеянных элементов из руды очень дорога, а их применение в различных отраслях хозяйства неэффективно. Если использовать комплексные руды для попутного производства рассеянных элементов наряду с основными, то это значительно удешевит стоимость получения рассеянных элементов, а следовательно, и расширит возможные области их применения. Но и при попутном извлечении затраты на производство рассеянных элементов, а следовательно, и цены на них довольно велики.

Это предопределяет области применения рассеянных элементов и в первую очередь новые и новейшие отрасли промышленности, от которых зависит технический прогресс всего народного хозяйства. К числу таких отраслей относятся электроника, радиотехника, ракетостроение, ядерная энергетика, нефтехимия и т. п. Рассеянные элементы могут применяться и в металлургии, машиностроении, химической промышленности, электротехнике, стекольной промышленности, если они с значительным эффектом заменяют ранее применявшиеся материалы или если требуются принципиально новые материалы со специфическими свойствами. В этих случаях применение рассеянных элементов в основном связано с техническим прогрессом. Очевидно с развитием науки

и техники промышленное значение рассеянных элементов будет все более возрастать.

Производство и применение рассеянных элементов в промышленных масштабах началось после окончания второй мировой войны. В 1946 г. в капиталистических странах только производство селена было значительным — 475 т, получение теллура составляло около 9 т, уровень производства других рассеянных элементов не превышал 300 т в год, не производились таллий, рений, галлий. Через 10 лет объем производства пяти рассеянных элементов не превышал 1150 т, в том числе селена 1000 т, теллура около 80 т; индия, таллия и германия около 15—30 т; было произведено 1 т рения и 250 кг таллия. В последующие пять лет объем производства рассеянных элементов значительно колебался, но тенденция постоянного роста была достаточно ясна.

В 1965 г. объем производства в капиталистических странах составил (в т): индия 15, таллия 20, галлия 0,35, селена 1000, теллура 136, рения 1,14 и германия 60. Наивысшего уровня производство индия достигло в 1957 г. (18 т), таллия в 1957 г. (35 т), галлия в 1965 г. (0,35 т), селена в 1960 г. (1050 т), теллура в 1960 г. (177 т), рения в 1962 г. (2,5 т), германия в 1958 г. (100 т). Тенденция увеличения производства рассеянных элементов, по всей вероятности, сохранится и в дальнейшем. На основании результатов научно-исследовательских работ в самом ближайшем будущем можно ожидать значительное увеличение потребности в таких рассеянных элементах, как селен, галлий, рений, германий, индий.

В связи с дальнейшим прогрессом науки и техники возникнут новые области применения рассеянных элементов, и в ближайшие 10—15 лет потребность и объем производства рассеянных элементов достигнут такого уровня, когда нельзя будет рассчитывать на их покрытие за счет извлечения рассеянных элементов из отдельных случайных источников сырья. Возникает необходимость постоянного изучения минеральносырьевых источников на рассеянные элементы, определения их промышленного значения и подсчета запасов рассеянных элементов в рудах. Фактическое состояние геологического изучения, определения промышленного значения и подсчета запасов рассеянных элементов пока не отвечает возросшим требованиям.

Во-первых, при разведке различных месторождений до недавнего времени наряду с основными полезными компонентами не изучались попутные и в том числе рассеянные элементы.

Во-вторых, нет четких указаний по методике опробования месторождений на рассеянные элементы и методике подсчета их запасов, по определению промышленной ценности и экономического обоснованию минимальных промышленных содержаний рассеянных элементов с учетом особенностей их распространения в природе, в рудах, а также попутного характера их промышленного производства.

В-третьих, нет цен на рассеянные элементы в руде, а также до недавнего времени не известны были основные технико-экономические показатели производства рассеянных элементов из различных комплексных руд и, следовательно, нельзя было определить промышленное значение элементов.

Это приводило к тому, что в тех случаях, когда в ГКЗ СССР на утверждение представлялись одновременно подсчеты запасов основных полезных компонентов и попутных рассеянных элементов, запасы рассеянных элементов либо не утверждались, либо утверждались по непромышленной категории. Отсутствие утвержденных запасов не позволяло проектировать извлечение рассеянных элементов.

Ныне указание ГКЗ СССР о необходимости подсчета запасов в рудах всех полезных компонентов, имеющих промышленное значение, в части рассеянных элементов, подкрепляется работой А. А. Калика, Г. Г. Ключанского и И. А. Смирнова «Методика опробования месторождений цветных металлов на германий, селен, теллур, таллий, кадмий, индий, галлий, рений и скандий и подсчета их запасов», выпущенное издательством «Недра» в 1970 г. В методике указывается на необходимость подсчета запасов только таких рассеянных элементов, которые имеют промышленное значение, но каким образом определить их промышленное значение, как рассчитать минимальное промышленное содержание рассеянных элементов в рудах, в работе не указывается.

Целью настоящей работы является попытка восполнить этот пробел. В работе изложены методические положения по определению промышленного значения рассеянных элементов в комплексном рудном сырье и экономического обоснования минимальных промышленных содержаний рассеянных элементов в рудах и концентратах. Обе методики иллюстрированы примерными расчетами. В работе приводятся результаты экспериментальных исследований по определению основных технико-экономических показателей по извлечению рассеянных элементов из различных видов комплексных руд и приводятся ориентировочные минимальные промышленные содержания рассеянных элементов в различных промышленных концентратах.

Поскольку производство рассеянных элементов в промышленных масштабах осуществляется только из комплексных руд, то в работе затронуты методические вопросы определения основных экономических показателей (себестоимости и удельных капитальных вложений) производства отдельных компонентов, в том числе и рассеянных элементов, из комплексных руд.

По замыслу автора настоящая работа должна помочь специалистам, занимающимся вопросами промышленной оценки рассеянных элементов в комплексных рудах, обоснованием минимального промышленного содержания рассеянных элементов в комплексных рудах, вопросами промышленной оценки комплексных руд, а также определения экономической эффективности

производства отдельных компонентов из комплексных руд. Правильное решение этих вопросов будет способствовать развитию и качественному улучшению минеральносырьевой базы рассеянных элементов и повышению эффективности ее использования.

Автор выражает благодарность Х. Х. Кукуновой, И. В. Лозовой-Шевченко, Г. П. Репуховой и Б. В. Сидневу, принимавшим участие в проведении экспериментальных расчетов по определению себестоимости и удельных капиталовложений в производство рассеянных элементов из комплексных руд, определению промышленной ценности комплексных руд различных месторождений и содержащихся в них отдельных полезных компонентов, в экономическом обосновании минимальных промышленных содержаний отдельных рассеянных элементов в различных промышленных концентратах.

Автор также благодарит А. С. Богатырева, В. А. Максимова, Г. Г. Ключанского, Б. И. Меттиха, И. А. Смирнова за ценные указания.

МИНЕРАЛЬНОСЫРЬЕВЫЕ РЕСУРСЫ РАССЕЯННЫХ ЭЛЕМЕНТОВ

Группа рассеянных элементов, в которую входят индий, таллий, галлий, селен, теллур, рений и германий, характерна тем, что эти элементы, как правило, не имеют собственных минералов, представляющих промышленное значение. Исключение составляют два собственно германиевых минерала, имеющих очень незначительное распространение в природе: германит и реньерит, а также некоторые собственные минералы теллура (теллуриды), наиболее часто встречающиеся в полиметаллических, медноколчеданных и золоторудных месторождениях. Обычно рассеянные элементы входят в виде изоморфных примесей в состав минералов других полезных ископаемых, из которых они и извлекаются. Наиболее характерными изоморфными примесями являются индий и таллий в сфалерите, селен и теллур в пирите, рений в молибдените и халькопирите, германий в сфалерите, халькопирите и других сульфидах меди. В алюминиевом сырье (бокситы, нефелины и т. п.) изоморфной примесью часто является галлий. Хотя элементы именуются рассеянными, однако распространение в земной коре отдельных их представителей достаточно велико и превышает содержание в ней золота, ртути и других металлов, встречающихся в чистом виде или имеющих собственные минералы.

Ниже приведены кларковые содержания рассеянных элементов и некоторых металлов (Зеликман и др., 1964).

Металл	Распространенность, %	Металл	Распространенность, %
Свинец	$1,6 \cdot 10^{-3}$	Вольфрам	$1 \cdot 10^{-4}$
Галлий	$1,5 \cdot 10^{-3}$	Селен	$6 \cdot 10^{-5}$
Ниобий	$1 \cdot 10^{-3}$	Серебро	$1 \cdot 10^{-5}$
Германий	$7 \cdot 10^{-4}$	Индий	$1 \cdot 10^{-5}$
Мышьяк	$5 \cdot 10^{-4}$	Ртуть	$7 \cdot 10^{-6}$
Таллий	$3 \cdot 10^{-4}$	Теллур	$1 \cdot 10^{-6}$
Молибден	$3 \cdot 10^{-4}$	Золото	$5 \cdot 10^{-7}$
		Рений	$1 \cdot 10^{-7}$

Данные о концентрации рассеянных элементов в земной коре неоднократно уточнялись, но к единому мнению исследователи не пришли (табл. 1).

Содержание рассеянных элементов в земной коре (по массе)
(Зырянов, Надольский, 1968)

Металлы	По Е. А. Ферсману	По А. П. Виноградову	По Гольдшмидту
Индий	$1 \cdot 10^{-5}$	$1 \cdot 10^{-5}$	$1 \cdot 10^{-5}$
Таллий	$1 \cdot 10^{-5}$	$3 \cdot 10^{-4}$	$3 \cdot 10^{-5} - 3 \cdot 10^{-4}$
Галлий	$1 \cdot 10^{-4}$	$1,5 \cdot 10^{-5}$	$1,7 \cdot 10^{-3}$
Селен	$8 \cdot 10^{-5}$	$6 \cdot 10^{-5}$	$9 \cdot 10^{-6}$
Теллур	$1 \cdot 10^{-5}$	$1 \cdot 10^{-6}$	$1,8 \cdot 10^{-7}$
Рений	$1 \cdot 10^{-7}$	$1 \cdot 10^{-7}$	$5 \cdot 10^{-6}$
Германий	$4 \cdot 10^{-4}$	$7 \cdot 10^{-4}$	$1,7 \cdot 10^{-4}$

Содержание рассеянных элементов в рудах составляет обычно тысячные доли процента. Извлекаются они попутно при переработке различных полуфабрикатов или отходов производства основных полезных компонентов.

Индий встречается в природе исключительно в рассеянном виде. В последнее время выявлено три очень редко встречающихся собственных минерала: индит, депалиндит и роквезит. В качестве примесей индий входит в большое число минералов, но наиболее высоких концентраций он достигает в сфалеритах, касситеритах и некоторых сульфостаннинах (табл. 2).

Источниками получения индия могут служить месторождения олово-полиметаллических, касситерито-сульфидных, свинцово-цинковых, полиметаллических и медноколчеданных руд. Индий может быть связан с оловянными, цинковыми, свинцовыми и медными

Таблица 2

Основные индийсодержащие минералы*

Минералы	Тип руды	Содержание индия, %
Касситерит SnO_2	Олово-полиметаллические руды с сульфосолями свинца и серебра	0,005—0,6
Сфалерит Zn, S Колчедан	Касситерито-сульфидные	0,001—0,05
	Касситерито-сульфидные	0,05—1,0
Сфалерит (Марматит) $(\text{Zn, Fe})\text{S}$ Халькопирит CuFeS_2	Свинцово-цинковые и полиметаллические	0,001—0,1
	Олово-полиметаллические	0,01—0,3
Борнит Cu_5FeS_4 Ковеллин CuS	Олово-полиметаллические	0,005—0,1
	Медноколчеданные	0,001—0,05
Станнин $\text{Cu}_2\text{FeSnS}_4$ Килиндрит $\text{Pb}_6\text{Sb}_2\text{Sn}_6\text{S}_4$	Медноколчеданные	0,001—0,1
	Полиметаллические	0,001—0,1
Касситерито-сульфидные	Касситерито-сульфидные	0,001—0,15
	Олово-полиметаллические руды с сульфосолями свинца и серебра	0,1—1,0

* Данные табл. 2, 3 и 4 приводятся по работе «Требования промышленности к качеству минерального сырья», вып. 53. М., Госгеолтехиздат, 1961.

минералами, а также находиться в нерудных минералах. Содержание индия в свинцово-цинковых рудах составляет 1—10 г/т, иногда достигает 50 г/т, а в медных рудах 1—30 г/т, иногда также достигает 50 г/т. Следует отметить, что наличие индия в упомянутых типах руд совсем не обязательно. В рудах некоторых свинцово-цинковых, медных и других месторождений он полностью отсутствует. Наибольших концентраций индия достигает в касситеритах и сфалеритах оловянно-полиметаллических руд. Извлекается индий из цинковых, оловянных и свинцовых концентратов. Содержание индия в цинковых концентратах составляет 12—15 г/т, а в свинцовых даже 50 г/т.

Таллий образует несколько собственных минералов, но наибольшее его количество находится в рассеянном состоянии. Характерно его присутствие в различных силикатах, алюмосиликатах и сульфидах (табл. 3).

Т а б л и ц а 3

Основные минералы таллия

Минерал	Тип руды (месторождения)	Содержание таллия, %
Пирит FeS_2	Низкотемпературные пирит-марказитовые руды	0,1—0,15
Сфалерит ZnS	Колчеданно-полиметаллические руды	0,005—0,01
	Свинцово-цинковые низкотемпературные руды	0,05—0,5
Галенит PbS	Свинцово-цинковые руды с пиритом, реже с другими сульфидами	0,01—0,3
	Низкотемпературные полиметаллические руды	0,005—0,01
Пирролюзит MnO_2	Полиметаллические руды	0,005—0,01
	Галенит-сфалеритовые руды	0,001—0,005
Псиломелан $mMnO \cdot MnO_2 \cdot xH_2O$	Осадочные марганцевые месторождения	0,005—0,01
	Осадочно-марганцевые месторождения	0,005—0,02

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

Галлий является наиболее распространенным в земной коре рассеянным элементом. Но только в 1958 г. открыт первый

собственный минерал галлия — галлит в рудах единственного известного месторождения — Цумеб, где он также содержится в германите, поэтому можно полагать, что галлий в природе находится практически только в рассеянном виде. Галлий всегда сопутствует алюминию, в связи с чем широко распространен в многочисленных минералах алюмосиликатной группы (табл. 4), а также присутствует в сфалеритах, лимонитах и железистых охрах.

Таблица 4

Важнейшие галлийсодержащие минералы

Минерал	Породы (месторождения)	Содержание галлия, %
Нефелин $\text{Na}[\text{AlSiO}_4]$	Нефелиновые сиениты	0,001—0,01
Сфалерит ZnS	Апатито-нефелиновые месторождения	0,01—0,04
	Колчеданно-полиметаллические месторождения	0,01—0,1
Алузит $\text{KAl}_3[\text{SO}_4]_2 \cdot [\text{OH}]_6$	Полиметаллические месторождения	0,001—0,005
	Флюоритовые месторождения с сульфидами	0,04—0,06
Гидраты Al	Алузиты	0,001—0,005
Бемит AlOOH	Бокситы	0,002—0,032
Диаспор HAlO_2	»	0,01—0,037
	»	0,005—0,1

Источниками получения галлия в промышленности являются алюминиевое сырье (нефелины и бокситы) и полиметаллические руды, где он связан в основном со сфалеритом. Содержание галлия в свинцово-цинковых рудах незначительное, редко достигает нескольких граммов в 1 т, в рудах большинства месторождений совсем отсутствует, но в отдельных месторождениях содержание его доходит до 50—70 г/т. Содержится галлий и в медных рудах, в том числе в колчеданных в количестве 1—40 г/т, медноскарновых 10—15 г/т, в меднопорфировых 5—13 г/т, в медистых песчаниках до 10 г/т. В цинковых концентратах его содержание не превышает 10—12 г/т. В боксите концентрация галлия достигает более значительных величин — от 15 до 300 г/т, а следовательно, в исходном алюминиевом сырье от 5 до 150 г/т.

Селен — известно много минералов селена. Он встречается и в виде самородного элемента. Однако наиболее распространенной формой нахождения селена в природе является изоморфная примесь в сульфидах (табл. 5). Наиболее часто селен образует соединения с никелем и кобальтом, реже с серебром, а также с железом, сурьмой, мышьяком и т. п.

Селен содержится и в других сульфидных минералах — в молибдените, пирротине, марказите, антимоните в концентрации до тысячных долей процента. Практически любой сульфидный минерал рудных месторождений может быть носителем селена. Нет

Важнейшие промышленные селеносодержащие минералы*

Минерал	Тип руды	Содержание селена, %
Пирит FeS_2	Колчеданные	0,001—0,003, ниже 0,01
Халькопирит CuFeS_2	»	0,001—0,01
Арсенопирит FeAsS	»	0,001—0,01
Галенит PbS	Полиметаллические	До 1%
Сфалерит ZnS	»	0,0001—0,001
Молибденит MoS_2	Кварц-молибденитовые	0,013—0,024

* Данные табл. 5 и 6 приводятся по работе «Требования промышленности к качеству минерального сырья», вып. 71. М., Госгеолтехиздат, 1960.

спределенной закономерности в степени обогащения селеном различных минералов.

Важнейшими источниками получения селена являются медно-колчеданные руды, в меньшей мере сульфидные (свинцово-цинковые, медно-никелевые) и молибденовые руды.

Содержание селена в сульфидных медных рудах достигает обычно 10—80 г/т, иногда 200 г в 1 т, а в меднопорфировых рудах, откуда он также извлекается, селен находится в количестве 3—10 г/т. Практически неизвестны медноколчеданные руды, в которых бы отсутствовал селен. Содержание селена в медных концентратах составляет величину порядка 60 г/т, в пиритных концентратах — колеблется в очень широких пределах (от 30 до 100—120 г/т).

В свинцово-цинковых рудах селен встречается значительно реже, чем в медных, и тоже преимущественно в сульфидных полиметаллических рудах. Содержание его в медных рудах колеблется в очень широких пределах — от нескольких граммов до 50 г/т, содержание его в собственно свинцово-цинковых рудах 1—10 г/т. В свинцовых концентратах содержание селена доходит до 100—300 г/т, иногда превышает 1 кг/т, а в цинковых концентратах содержание его составляет в среднем около 40—50 г/т. В медно-никелевом концентрате содержание селена приблизительно такое же, как и в цинковом концентрате.

Теллур часто образует собственные минералы — теллуриды, которых известно около 40. В рудах теллур может находиться в виде микроскопических по размерам собственных минералов и в рассеянном виде (табл. 6).

Наиболее распространенными являются соединения теллура с золотом, серебром и висмутом. Формы нахождения теллура в рудах изучены недостаточно и мнения по этому вопросу разно- речивые.

Теллур, так же как и селен, содержится во многих сульфидах

Важнейшие теллуродержащие минералы

Минерал	Тип руды	Содержание теллура, %
Пирит FeS_2	Колчеданные	0,001—0,003
Халькопирит CuFeS_2	»	0,001—0,01
Галенит PbS	Полиметаллические	до 0,5
Висмутин Bi_2S_3	»	0,01
Тетрадимит $\text{Bi}_2\text{Te}_2\text{S}$	Золото-кварцевые жилы	33,2—36
Калаверит Au_2Te	Золото-кварцевые жилы и сульфидные руды	56,4—57,6
Гессит Ag_2Te	То же	35,8—37,7
Алтаит PbTe	Колчеданные, полиметаллические и золотые	37,3—38,3

цветных металлов, но обычно в меньших концентрациях, чем селен. Наибольшее промышленное значение имеют медноколчеданные руды, а также сульфидные руды никеля, свинца, цинка и других цветных металлов.

Теллур отсутствует в сульфидных месторождениях значительно чаще, чем селен. Содержание теллура в медноколчеданных рудах не превосходит первых десятков грамм на 1 т, а в месторождениях сульфидов других металлов концентрация его еще меньше, в свинцово-цинковых месторождениях около 1—5 г/т и в полиметаллических 1—25 г/т. В промышленных концентратах содержание теллура следующее (в г/т): в медном концентрате 20—35, в пиритном 15—50, в медно-никелевом 5—7, в свинцовом 50—60 и в цинковом 25—30.

Рений — является одним из наименее распространенных элементов, и хотя имеются сведения о трех ренийевых минералах, но практически он встречается в рассеянном виде, хотя часто и не в виде изоморфных примесей (табл. 7).

Таблица 7

Важнейшие ренийсодержащие минералы (Зырянов, Надольский, 1968)

Минерал	Тип месторождения	Содержание рения, %
Молибденит MoS_2	Медно-молибденовые месторождения, вкрапленного типа	0,02—0,06
	Кварц-молибденит-серицитовые	0,0163
	Кварц-молибденитовые	0,0026
	Молибденит-шеелитовые в скарнах	0,0012
	Кварц-вольфрамитовые	0,0010
	Медноколчеданные	0,0001—0,0004
Халькопирит CuFeS_2	»	0,0004
Халькозин Cu_2S	»	0,0004

Важнейшими источниками получения рения являются медно-порфиновые и медно-молибденовые руды, а также медистые песчаники. Содержание рения в рудах, несмотря на то что он встречается в них в виде собственного минерала, очень невысокое, около 1 г/т, содержание 2 г/т считается высоким. В концентратах содержание рения значительно повышается. Так, в медном концентрате оно достигает 20—30 г/т, а в молибденовом 250—450 г/т, иногда доходит до 1 кг.

Германий — в природе известны германиевые минералы, из которых германит и реньерит имеют промышленное значение. Но наиболее часто германий встречается в рассеянном состоянии в углях и сульфидных рудах цинка, меди, свинца, железа (табл. 8). Характерен он также для многих нерудных минералов — слюды, роговых обманок, пироксенов, топазов и др.

Таблица 8

Важнейшие промышленные минералы германия (Зеликман и др., 1964)

Минерал	Тип руды (месторождения)	Содержание германия, %
Аргиродит Ag_8GeS_6	Колчеданные месторождения	5—7
Германит $Cu_3(Fe, Ge, Ga, Zn) \cdot (As, S)_4$	То же	6—10
Реньерит $(Cu, Fe)_3 \cdot (Fe, Ge, Zn, Sn) \cdot (S, As)_4$	»	6,37, 7,8
Сфалерит ZnS	Колчеданные медно-цинковые и свинцово-цинковые руды	0,0001—0,1
Магнетит $FeFe_2O_4$		До 0,004

В медных и свинцово-цинковых рудах содержание германия находится в пределах нескольких граммов в 1 т руды, редко более 5—6 г/т, иногда достигает 10—20 г/т. В железных рудах содержание германия достигает 25—40 г/т, однако следует иметь в виду, что в железных рудах германий присутствует значительно реже, чем в рудах основных цветных металлов. При обогащении германий размазывается по всем продуктам и значительная часть уходит с пустой породой в хвосты, поэтому повышение содержания германия в концентратах по сравнению с рудой невелико. Так, в медных и цинковых концентратах оно не превышает 10 г/т, а 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.

Промышленное значение как источники сырья германия имеют коксующиеся и энергетические угли, а также колчеданные, богатые медные и медно-цинковые руды, извлекается германий и из свинцово-цинковых руд. Определенный интерес представляет и германий в железных рудах.

Источниками получения рассеянных элементов могут служить

различные типы руд черных и цветных металлов. Они также могут извлекаться и из нерудного сырья — угля, сланцев.

Из краткой характеристики рудных сырьевых источников отдельных рассеянных элементов следует, что все они могут получаться из нескольких типов руд различных цветных металлов. Например, селен и теллур из медноколчеданных, медно-цинковых сульфидных и полиметаллических руд, рений из меднопорфировых, медно-молибденовых и молибденовых руд, германий из богатых медноколчеданных, полиметаллических и магнетитовых руд. В комплексных рудах рассеянные элементы встречаются в различных сочетаниях при самых различных концентрациях. Некоторую связь можно усмотреть только в распространении селена и теллура в комплексных сульфидных рудах. Обычно эти два элемента находятся совместно, причем, как правило, концентрация селена превышает содержание теллура.

Нахождение остальных рассеянных элементов в различных рудах не подчиняется никаким закономерностям. Можно привести много примеров, когда в рудах одного типа месторождений имеются или отсутствуют те или иные рассеянные элементы.

Представляется целесообразным дать характеристику минеральносырьевых ресурсов рассеянных элементов еще в одном аспекте, а именно по различным типам комплексных руд цветных и черных металлов с учетом их промышленного значения.

Рассеянные элементы встречаются в медных, свинцовых, цинковых, сульфидных, никелевых, оловянных, вольфрамовых, молибденовых и сурьмяных рудах, в алюминиевом сырье, а также в железных и марганцевых рудах.

Собственно медные руды подразделяются на шесть типов из которых наиболее существенное промышленное значение имеют медноколчеданные, медистые песчаники, меднопорфировые и медноскарновые руды. К числу комплексных руд, из которых извлекается медь, относятся медно-полиметаллические, медно-цинковые, сульфидные, медно-никелевые и медно-молибденовые руды.

Пожалуй, можно утверждать, что рассеянные элементы наиболее широко представлены в собственно медных и комплексных медьсодержащих рудах. Наиболее полно они представлены в медноколчеданных рудах, в которых содержатся селен, теллур, индий, таллий, германий в концентрациях, имеющих несомненно промышленное значение. В медистых песчаниках особый интерес представляют селен, теллур, рений, имеется также галлий. Меднопорфировые руды являются носителями селена, теллура, рения, а также галлия. В медноскарновых рудах встречаются индий, таллий, галлий, германий, рений, в меньших количествах по сравнению с другими типами медных руд — селен и теллур.

Из комплексных медных руд наибольшее распространение рассеянные элементы получили в полиметаллических рудах, в которых содержатся шесть из семи рассматриваемых элементов: индий, таллий, селен, теллур и в меньших масштабах германий и

галлий. В таком же ассортименте рассеянные элементы встречаются в сульфидных медно-цинковых рудах. Медно-никелевые руды обычно являются носителями селена и теллура. А в медно-молибденовых рудах помимо селена и теллура часто находится рений.

Четыре типа руд являются источниками получения свинца — это медно-полиметаллические, в которых помимо свинца и цинка важную роль играет медь, свинцово-цинковые, свинцово-цинково-оловянные и собственно свинцовые.

Свинцово-цинковые руды содержат главным образом индий, таллий, реже селен, и еще реже и в меньших количествах галлий, теллур, германий. В свинцово-цинково-оловянных рудах наибольшее значение имеют индий и таллий, а кроме того встречаются селен, теллур. Для собственно свинцовых руд наиболее характерны таллий, галлий и теллур.

Цинк получается из следующих типов руд: полиметаллических, колчеданных, медно-цинковых, свинцово-цинково-оловянных и очень редко из собственно цинковых. О распространенности рассеянных элементов в первых трех типах руд говорилось. В собственно цинковых рудах наиболее часто встречаются индий и таллий, реже германий, селен и теллур. Собственно оловянные руды могут быть источником получения индия и таллия. Никелевые руды, особенно медно-никелевые, содержат селен и теллур в количествах, достаточных для промышленного извлечения.

Различные виды алюминиевого сырья — бокситы, нефелиновые породы и т. п. — являются важными источниками сырья для получения галлия. Из рассеянных элементов в магнетитовых рудах железорудных месторождений пока обнаружен только германий. В некоторых золотосодержащих рудах содержатся селен и теллур, которые могут извлекаться.

Как видно, минерально-сырьевая база рассеянных элементов представлена большим количеством различных типов руд. Но следует иметь в виду, что если тот или иной тип руд черных или цветных металлов может служить источником получения какого-либо рассеянного элемента, это совсем не означает, что конкретное месторождение обязательно содержит весь комплекс перечисленных рассеянных элементов. Известно немало месторождений, в которых отсутствуют отдельные компоненты, хотя в рудах данного типа на других месторождениях они имеются. Мы указываем на различные типы лишь как на потенциальные источники рассеянных элементов, что подтверждается в данный момент нашими познаниями о вещественном составе руд.

Вследствие этого оценка промышленного значения того или иного типа руд для получения определенного рассеянного элемента носит не безусловный характер, а лишь указывает на то, что в современных конкретных условиях, при наличии определенной минеральносырьевой базы, при существующем уровне развития соответствующих подотраслей цветной и черной металлур-

Промышленное значение рассеянных элементов в различных типах руд

Подот- раслы промыш- ленности	Типы месторождений	Индий	Гапсий	Гапсий	Селен	Теллур	Рений	Рений	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	
Цветная металлургия	Производство меди	Медноколчеданные	☐●	☐●		■●	■●		■●
		Медистые песчаники			☐○	■●	■●	■●	
		Меднопорфировые	☐●	☐●	☐○	■●	■●	■●	
		Медноскарновые	☐	☐●	☐○	■●	■●		☐
		Медно-полиметаллические	☐●	☐●	☐○	■●	■●		☐●
		Медно-цинковые	☐●	☐○	☐○	■●	■●		☐●
		Медно-молибденовые				■●	■●		
	Производство свинца	Полиметаллические	■●	■●	☐○	■●	■●		☐○
		Свинцово-цинковые	■●	■●	☐○	■●	■●		☐○
		Свинцовые		☐		☐○	■●		
Производство цинка	Полиметаллические	■●	■●	☐○	■●	☐○		☐●	
	Свинцово-цинковые	■●	■●	☐○	■●	☐○		☐●	
	Медно-цинковые	■●	☐	☐	■●	☐○		☐●	
	Цинковые	☐●	☐	☐	■●	■●		☐●	
Цветная металлургия	Производство вольфрама	Олово-свинцово-цинковые	■●	☐●		☐○	☐○		
		Оловянные	■●	☐●					
	Производство никеля	Медно-никелевые				■●	■●		
		Медно-молибденовые				☐○	☐○	■●	
	Производство молибдена	Молибденовые						■●	
		Бокситы			■●				
Производство алюминия	Нефелины			■●					
	Химическая промышленность	Медноколчеданные		☐●		■●	☐○		
Медно-цинковые			☐●		■●	☐○			
Полиметаллические			☐						
Свинцово-цинковые			☐						
Олово-свинцово-цинковые			☐						
Оловянные			☐		■●	☐○	☐○		
Черная металлургия	Магнетитовые и мар-тито-магнетитовые							☐	

гии, наконец, при современном уровне развития техники тот или иной тип месторождений играет соответствующую роль в производстве различных рассеянных элементов.

Ниже рассматривается значение различных источников рудного сырья для производства рассеянных элементов. В табл. 9 приводятся сведения о распространении и извлечении рассеянных элементов из различного типа руд. Таблица составлена по данным В. В. Белевитина, И. М. Славиковской (1968); М. Н. Зырянова, А. П. Надольского (1968); В. В. Иванова и др. (1960); Б. И. Когана (1970); Г. Д. Кузнецова (1964); В. Н. Лексина, А. Г. Токаревой (1968); В. Л. Покровской (1968) и по материалам работ «Геохимия, минералогия и генетические типы месторождений редких элементов» (1966); «Рений» (1970); Требования промышленности к качеству минерального сырья, вып. 27, 1960; вып. 71, 1960; вып. 53, 1961.

Важнейшими источниками получения индия являются свинцово-цинковые, полиметаллические и оловянно-свинцово-цинковые руды месторождений. Кроме того, индий извлекается из медных и медно-цинковых колчеданных руд.

Большую роль в производстве таллия играют свинцово-цинковые и полиметаллические руды. Используется и оловосодержащее сырье, а также медные руды.

Галлий в основном получается из алюминийсодержащего сырья, непосредственно из бокситов и нефелинов, а также из глинозема. В небольших количествах галлий извлекали из свинцово-цинковых и полиметаллических руд, но значение этого источника сырья невелико и мало перспективно.

Селен обладает наиболее разнообразной минеральносырьевой базой. Практически он имеется во всех типах медных руд, как собственных, так и комплексных, в свинцово-цинковых и полиметаллических рудах, в свинцово-цинково-оловянных и оловянных рудах. Наибольшее промышленное значение селен имеет в сульфидных медных и медно-цинковых рудах, из которых он извлекается при переработке медных концентратов и при переработке пиритных концентратов. Селен извлекается из медистых песчаников, меднопорфировых, медноскарновых, медно-молибденовых руд в медной ветви их переработки.

Селен извлекается и из медно-никелевых руд, как в медном, так и в никелевом производстве, а также из свинцово-цинковых

Условные обозначения к таблице 9

В настоящее время

в перспективе



Имеют важнейшее промышленное значение для производства рассеянного элемента



Имеют промышленное значение



Промышленное значение очень мало



Содержатся в руде, но не имеют промышленного значения



и полиметаллических руд, причем в большей степени из последних, поскольку их переработка связана с производством меди. На свинцово-цинковых заводах селен также извлекается, но значение свинцовых и цинковых концентратов как источников получения селена невелико.

Значение различных источников селенсодержащего сырья за рубежом несколько отлично от нашего. Там имеются крупные месторождения самородной серы, в основном покрывающие потребность в сырье для производства серной кислоты, в связи с чем при переработке сульфидных руд часто не выделяется пиритный концентрат, а пиритные хвосты вместе с содержащимся в нем селеном идут в отвал. Таким образом, главенствующее значение в производстве селена занимают медные руды всех типов, а среди них на первом месте в связи с более высоким содержанием селена в руде — медноколчеданные руды. Для получения селена широко используются в капиталистических странах меднопорфировые и медно-никелевые руды. Значительно меньшее значение как источника получения селена играют свинцово-цинковые и полиметаллические руды, которые, однако, оцениваются как крупный потенциальный источник минеральносырьевых ресурсов селена.

Промышленное значение различных типов руд как сырья для производства теллура почти то же, что и для селена. Медноколчеданные руды имеют повышенное по сравнению с другими типами собственно медных и комплексных медных руд содержание теллура и являются главнейшим источником этого металла; далее следуют медистые песчаники, меднопорфировые, медноскарновые, медно-цинковые, полиметаллические, медно-никелевые и медно-молибденовые руды, значение которых в первую очередь определяется масштабом их добычи. Некоторое количество теллура извлекается из свинцово-цинковых и полиметаллических руд на свинцово-цинковых заводах.

Основными сырьевыми источниками получения рения являются медно-молибденовые, меднопорфировые руды и медистые песчаники, причем рений извлекается и в медной, и в молибденовой ветвях производственного процесса. Отмечается рениеносность некоторых полиметаллических месторождений, в частности Кипуши. В качестве потенциальных источников рения ныне рассматриваются осадочные месторождения урановой и марганцевой руды, медистые песчаники, а также нерудные полезные ископаемые — сланцы и угли.

Важнейшими источниками получения германия в капиталистическом мире являются полиметаллические месторождения Кипуши и Цумеб (Африка), в рудах которых германий находится в виде самостоятельных минералов реньерита и германита. Второе место занимают собственно цинковые, а также свинцово-цинковые руды, из них германий переходит в пыли цинкового производства, откуда и извлекается. И лишь на третьем месте стоят германиеносные угли. Имеет, видимо, небольшое промышленное значение германий, содержащийся в медных рудах.

ТЕХНОЛОГИЯ ПРОИЗВОДСТВА РАССЕЯННЫХ ЭЛЕМЕНТОВ

Особенности производства рассеянных элементов

Для получения рассеянных элементов необходимо осуществить целый ряд сложных и разнообразных производственных операций, в число которых входят: добыча руды, обогащение, металлургическая и химическая переработка промышленных концентратов, металлургическая и химическая переработка полупродуктов или отходов производства, которые и являются исходным сырьем для получения собственно рассеянных элементов. Все эти операции необходимы для получения рассеянных элементов, но значение их и влияние на производство рассеянных элементов различно.

Для извлечения рассеянных элементов из руды необходимо ее добыть, но нигде руда не добывается только для получения рассеянного элемента. Руда может добываться либо в целях извлечения из нее основного компонента, либо комплекса содержащихся в ней полезных компонентов, причем суммарный удельный вес рассеянных элементов в промышленной ценности руды не превышает 5—10%, и, следовательно, влияние их на решение о промышленном использовании руды незначительно. При обогащении желательнее извлечение того или иного рассеянного компонента в концентраты, откуда он наиболее легко может быть извлечен, например, индия в цинковый или рения в медный концентрат. Однако пока при разработке схем обогащения не предусматривается специальных операций для более полного извлечения рассеянного элемента в собственный или иной промышленный концентрат. Исключение составляют уникальные комплексные сульфидные германиеносные руды африканских месторождений Цумеб и Кипуши.

Промышленные концентраты (медный, цинковый, пиритный и т. д.) подвергаются металлургической или химической переработке, главной задачей которой является извлечение основного компонента в соответствующий продукт, например, меди из медного концентрата в черную медь, цинка из цинкового концентрата в электролитический цинк, серы из пиритного концентрата

в элементарную серу или для получения серной кислоты и т. п. При разработке технологических схем большое внимание уделяется созданию наиболее благоприятных условий для извлечения основного компонента, но такое решение вопроса не всегда оптимально. Обычно в промышленных концентратах содержится помимо основного целый ряд компонентов, которые могут быть извлечены из полупродуктов и отходов, получаемых на различных этапах технологического процесса производства основного компонента. Например, из медного концентрата кроме меди могут быть получены цинк, сера, германий, селен, теллур и другие, из цинкового концентрата — сера, свинец, золото, серебро, кадмий, индий, таллий и др.

Для повышения извлечения меди из медного концентрата следовало бы все пыли металлургических агрегатов использовать как оборотный материал, но для извлечения некоторых редких элементов, например индия и германия целесообразно использовать тонкие фракции пыли обжиговых печей и конвертеров. Для повышения содержания селена и теллура в черновой меди, откуда они впоследствии извлекаются, не всегда целесообразно получать более чистую черновую медь высших марок. Черновая медь второго сорта, более загрязненная примесями, содержит повышенное количество селена. Следовательно в отдельных случаях при металлургической и химической переработке концентратов отдельные операции должны проводиться не только в интересах получения максимального количества основного компонента, но и для извлечения попутных компонентов, в том числе и рассеянных. Могут иметь место и такие операции, которые помимо целей санитарной гигиены необходимы для извлечения попутных компонентов, например, очистка отходящих сернистых газов металлургических агрегатов, пылеулавливание и т. п.

Некоторые операции основной технологической цепочки металлургической или химической переработки концентрата основного компонента, являясь необходимыми для получения попутных компонентов, могут быть изменены таким образом, что улучшится использование основного и сопутствующих компонентов. Например, применение кислородного дутья при агломерации свинцового концентрата увеличивает извлечение свинца в агломерат и серы в отходящие газы.

Таким образом, операции основной технологической цепочки металлургической или химической переработки могут быть 1) необходимы только для извлечения основного компонента; 2) необходимы для основного и попутного компонента, но осуществляются в интересах только основного компонента; 3) необходимы и осуществляются для получения основного и попутных компонентов; 4) необходимы и осуществляются только для производства попутных компонентов и 5) чрезвычайно редко необходимы для основного и попутного компонентов, но осуществляются в интересах только попутных компонентов.

Говоря о попутных компонентах вообще, мы, исходя из цели настоящей работы, в первую очередь имеем в виду рассеянные элементы, для которых все сказанное выше справедливо в той же мере, что и для иных попутных компонентов.

Переработка получаемых в основном технологическом процессе полупродуктов или отходов осуществляется с целью извлечения содержащихся в них попутных компонентов, а также доизвлечения основного компонента. Эти продукты, как правило, содержат несколько полезных компонентов, т. е. являются комплексным источником сырья, например, отходящие неочищенные газы конвертеров медеплавильных заводов содержат серу, свинец, рений, германий и т. д.; вельцокислы, полученные в результате вельцевания цинкового кека, содержат цинк, свинец, медь, кадмий, а также индий, таллий, германий; в пылях агломерационных и шахтных печей свинцового производства содержатся свинец, медь, цинк, кадмий, селен, таллий, индий, мышьяк. Шламы сернокислотных цехов при производстве кислоты из пиритных концентратов содержат селен, теллур, мышьяк.

Только в редких случаях полупродукты и отходы производства являются источником получения одного элемента, например, маточные растворы при получении молибдата кальция для производства рения, пыли обжига германийсодержащей железной руды (концентратов) в трубчатой печи или циклоне для извлечения германия.

Начальные операции по переработке полупродуктов и отходов являются, как правило, необходимыми для получения нескольких полезных компонентов, и только на последующих операциях выделяются либо отдельные готовые продукты, либо полуфабрикаты для производства какого-нибудь одного продукта. В последнем случае все дальнейшие операции по переработке этого полуфабриката выполняются только для извлечения данного продукта. Например, отходящие сернистые газы металлургических агрегатов медеплавильного завода являются источником получения трех продуктов: серной кислоты, перрената аммония и свинцовой пыли. Операции по очистке газов от пыли необходимы для производства всех трех указанных продуктов, но операции по орошению очищенных сернистых газов необходимы только для производства серной кислоты. Шламы медеэлектролитных заводов содержат золото, серебро, селен и теллур. Первая операция — обезмеживание шлама — необходима для всех продуктов, окислительный обжиг и плавка требуются только для извлечения золота и серебра, а водное выщелачивание и нейтрализация раствора необходимы только для селена и теллура; наконец, осаждение селена соответственно требуется только для получения селена, а растворение и электролиз теллура — только для производства этого металла.

Таким образом, в технологической цепи переработки полупродуктов и отходов основного производства могут быть операции:

1) необходимые для извлечения всех содержащихся в поступающем «сырье» (полупродуктах или отходах) полезных компонентов; 2) необходимые для извлечения только некоторых содержащихся и полезных компонентов и не оказывающие влияние на другие полезные компоненты; 3) необходимые для получения одних и оказывающие отрицательное влияние на извлечение других полезных компонентов; 4) необходимые для извлечения только одного полезного компонента.

Получение попутных компонентов может завершаться операцией по переработке полуфабриката, содержащего только данный компонент и необходимой для извлечения данного компонента. В результате этой операции — назовем ее индивидуальной — будут получены один готовый продукт и отходы. Процесс может завершаться также «комплексной» операцией по переработке полуфабриката, содержащего несколько полезных компонентов, в результате которой будут получены данный полезный компонент и полуфабрикат или готовые продукты других полезных компонентов.

Особенностью производства рассеянных элементов является то, что специальные усилия для их извлечения прилагаются главным образом на операциях, связанных с переработкой промпродуктов и отходов основного производства, и в редких случаях — на процессы основного производства, но только на стадиях металлургической или химической переработки. При добыче и обогащении никаких специальных мероприятий по извлечению рассеянных элементов не осуществляется. Более того, при обогащении сырье и получаемые концентраты систематически не анализируются на рассеянные элементы.

Если руды нескольких месторождений обладают близкими технологическими свойствами, то они перерабатываются на одной обогатительной фабрике. Однако содержание рассеянных элементов в этих рудах колеблется в широких пределах. Например, на одной из обогатительных фабрик медной промышленности перерабатываются руды, содержащие до 25 г/т рассеянного элемента, и руды, в которых этот элемент отсутствует. На другой обогатительной фабрике перерабатываются руды с повышенным содержанием селена и руды, сравнительно бедные селеном. Совместная переработка различных по содержанию рассеянных элементов руд приводит к разубоживанию по рассеянным элементам концентратов. Специализированная переработка уникальных по содержанию рассеянных элементов руд позволила бы получать концентраты с повышенным содержанием рассеянных элементов, что дало бы возможность извлекать их по более низкой себестоимости.

На металлургических заводах цветной металлургии, за очень редким исключением, перерабатывается сырье нескольких обогатительных фабрик. Склады сырья обычно не приспособлены для раздельного хранения концентратов, поступающих с различных

обогащительных фабрик, и в металлургический процесс концентраты направляются в смешанном виде. Для основных компонентов это обстоятельство не очень существенно, хотя в некоторых случаях желательна шихтовка концентратов различных фабрик в определенных пропорциях. Для рассеянных элементов такое положение приводит к сильному разубоживанию поступающего в металлургический процесс сырья. Например, на одном свинцово-цинковом заводе в среднем содержание селена в цинковом концентрате в 9—10 раз ниже, чем в концентратах, поступающих с двух обогащительных фабрик. Вместе с тем концентраты этих обогащительных фабрик направляются еще на два металлургических завода, где они также разубоживаются по селену. Если бы сосредоточить переработку этих концентратов на одном предприятии и вести их на определенном металлургическом агрегате, не смешивая с другими концентратами, более бедными по селену, то удалось бы значительно улучшить экономику извлечения селена из этих концентратов и, возможно, свинцово-цинковые руды при соответствующих содержаниях селена стали бы конкурентноспособными по сравнению с сернистыми медными рудами. Аналогичное положение с индием сложилось на другом заводе, где богатые и бедные индием цинковые концентраты перерабатываются совместно. На предприятиях по производству серной кислоты содержание селена в поступающем сырье колеблется в соотношении 1:5, и тем не менее переработка всех видов его ведется совместно и контактными, и башенными способами, хотя селен из пиритных концентратов обычно извлекается только при производстве серной кислоты контактными методами.

Таким образом, при промышленном производстве рассеянных элементов они извлекаются не из сырья определенного месторождения, а из руд многих месторождений и концентратов нескольких обогащительных фабрик, причем в некоторых рудах и концентратах те или иные рассеянные элементы могут полностью отсутствовать, что ведет к значительному разубоживанию сырья.

Еще одной особенностью производства рассеянных элементов являются его небольшие масштабы. Это вызвано двумя обстоятельствами: во-первых, малым содержанием их в исходной руде, порядка нескольких граммов в тонне, и очень небольшим сквозным коэффициентом извлечения от руды до полупродукта, являющегося исходным для производства собственно рассеянного элемента, не превышающим обычно 10—20%. Небольшие масштабы производства значительно повышают расходы на получение рассеянных элементов. Даже при условии, что отделения по производству рассеянных элементов входят в состав крупнейших металлургических комбинатов цветной металлургии затраты на их производство весьма велики. Производство рассеянных элементов осуществляется на металлургических и рафинировочных предприятиях цветной металлургии и комбинатах химической

промышленности. В этом есть свои положительные и отрицательные стороны.

Положительно то, что производство рассеянных элементов тесно связано с основным технологическим процессом и является одним из его ответвлений, в результате чего значительно сокращаются накладные расходы (цеховые и общезаводские). Отрицательным является то, что экономическое значение рассеянных элементов в продукции комбината ничтожно мало. Масштабы производства ограничиваются получением рассеянного элемента только из полупродуктов и отходов собственного производства, организация же получения рассеянных элементов на всех металлургических предприятиях не всегда экономически целесообразна.

Например, по расчетам В. Н. Лексина и А. Г. Токаревой, удельный вес рассеянных элементов в стоимости продукции предприятий свинцово-цинковой промышленности суммарно не превышал 1,5%, в том числе индий 1,41%, таллий 0,05%, селен 0,012%, теллур 0,023%, германий 0,005% и галлий 0,001%, причем производство селена, теллура, германия и галлия было убыточно [9]; по расчетам автора, удельный вес рассеянных элементов в стоимости продукции предприятий медной промышленности суммарно не превышал 3,5%, в том числе селен до 0,3%, теллур — менее 0,1%, рений 0,2%.

Из-за отсутствия цен на рассеянные элементы в различных полупродуктах и отходах производства, являющихся непосредственным сырьем для их получения, предприятия могут извлечь из них выгоду только посредством организации собственного производства рассеянных элементов, что может быть эффективно лишь при определенном объеме производства.

Первичным сырьем для производства рассеянных элементов являются руды и породы месторождений полезных ископаемых, но промышленным сырьем, т. е. сырьем, которое специально перерабатывается с целью извлечения рассеянного элемента, являются полупродукты и отходы основного производства: шламы сернокислотных и медеэлектролитных цехов — для селена и теллура; тонкие фракции пылей металлургических агрегатов медного производства — для германия и рения; свинцового производства — для селена, таллия, индия; цинкового производства — для индия, германия, таллия; кеки и растворы гидроталлургических процессов цинкового производства и кеки вторичной переработки отходов основного производства тяжелых цветных металлов — для индия, таллия, германия, галлия; шламы глиноземных и электролизных заводов алюминиевой промышленности — для галлия; возгоны некоторых обжиговых агрегатов черной металлургии — для германия и т. д.

Характеристика сырья и технологических процессов получения отдельных рассеянных элементов более подробно будет дана ниже.

Хотя вопросам технологии посвящено немало трудов (И. Н. Плаксин, Г. А. Меерсон, И. П. Кисляков, А. Н. Зеликман, О. Е. Крейн, М. Н. Зырянов и др.), представляется необходимым для облегчения восприятия последующих основных экономических разделов работы кратко изложить суть наиболее часто встречающихся промышленных схем получения рассеянных элементов.

Индий

Индий извлекается в СССР из свинцово-цинковых и оловянных руд, а также из медно-цинковых руд (рис. 1). При обогащении свинцово-цинковых руд индий переходит главным образом в цинковый концентрат, а также в свинцовый и частично теряется с хвостами обогатительной фабрики.

При гидрометаллургическом способе производства цинка индий остается в цинковом огарке печей кипящего слоя и при нейтральном выщелачивании примерно одна пятая часть переходит в раствор, который подвергается очистке от примесей посредством цементации цинковой пылью, при этом индий переходит в медно-кадмиевый кек, откуда он может быть извлечен, что, однако не всегда делается. Около 80% индия переходит в цинковые кеки, которые подвергаются возгонке обычно посредством вельцпроцесса. 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 ликвационном обезмеживании и обесцинковании свинца индий на 80—90% переходит в медный продукт и окислы цинка. При плавке медистого продукта в отражательных печах получается 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. Возгоны, содержащие свинец, цинк, кадмий, индий, таллий и селен, подвергаются выщелачиванию. Из растворов осаждают первичный индиевый концентрат.

Первичный индиевый концентрат растворяется, восстанавливается трехвалентным железом, подвергается экстракции и рекстракции. В дальнейшем из очищенного раствора, содержащего индий, получают посредством цементации металл в виде губки, которая переплавляется в слитки черногого индия, содержание основного металла в котором составляет 96—99%. Рафинирование черногого индия от примесей свинца, цинка, алюминия, меди, олова, кадмия и других металлов может осуществляться несколькими способами: избирательной цементацией, электрохимическими и химическими методами, вакуумной дис-

тиляцией, зонной плавкой и вытягиванием слитка из расплава. В настоящее время наибольшее распространение получил электролитический метод рафинирования.

В табл. 10 приводится извлечение индия при обогащении и металлургической переработке.

Таблица 10

Извлечение индия при обогащении, %

Руды	Концентрат					Пиритные хвосты	Отвальные хвосты	Безвозвратные потери
	медный	свинцовый	цинковый	пиритный	магнетитовый			
Свинцово-цинковые	—	40—45	25—30	—	—	—	25—35	40—45
Медные и медно-цинковые	36,3	— 12,6	17,3	0,3	4,0	29,5	87,4	

Индий извлекается только из свинцовых и цинковых концентратов. Возможно получение индия из медного концентрата, но пока индий в нем, как и в прочих продуктах обогащения, безвозвратно теряется.

Извлечение индия из свинцовых и цинковых концентратов на металлургических заводах колеблется в пределах 7—37% из концентратов и 15—62,5% из редкометалльных полупродуктов. Извлечение индия из полупродуктов оловянных заводов составляет 72—75%.

Существенная величина колебаний извлечения индия из сырья зависит от организации и технологии переработки индийсодержащих продуктов. На некоторых предприятиях не из всех индийсодержащих материалов извлекается этот металл; извлечение его зависит и от имеющихся систем пылеулавливания и т. д.

В настоящее время наиболее перспективными для извлечения индия являются экстракционные и ионнообменные методы.

Таллий

Таллий извлекается только из свинцово-цинковых, медно-цинковых и оловянных руд. Кроме того, он содержится в сульфидах железа и меди, причем в наибольших концентрациях встречается в пирите и марказите. При обогащении сульфидных руд таллий переходит большей частью в пиритный концентрат, а также в свинцовый и медный, некоторая часть таллия содержится и в цинковом концентрате, значительная часть 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 (рис. 2). 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. При очистке последнего посредством цементации на цинковой пыли таллий 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 получается из пылей агломерирующего обжига и плавильных печей свинцового производства и пылей при пирометаллургическом производстве олова.

Пыли подвергаются обжигу в электропечах, при котором таллий в виде окисла улетает с пылью, называемой, вторичной. Первичные свинцовые или оловянные пыли могут подвергаться сульфатизирующему обжигу, при котором таллий возгоняется. Вторичные пыли или сульфатный продукт подвергаются выщелачиванию серной или соляной кислотой. Из раствора, полученного в результате выщелачивания, таллий осаждается либо перманганатом калия или персульфатом аммония в виде гидроокиси, либо бихроматом натрия с получением осадка бихромата таллия.

Далее осадок для очистки от примесей и лучшего растворения подвергают сушке, сульфатизации, прокаливанию и выщелачиванию водой и цементируют таллий сульфатом натрия, в результате чего получается таллиевый концентрат. Концентрат подвергают окислительному обжигу, выщелачиванию серной кислотой, выпариванию раствора до концентрации таллия до 10 г/л, очистке раствора содой от примесей цинка, меди и кадмия и подвергают электролизу с выделением таллия в виде губки, которая перерабатывается в компактный металл.

Применяются и другие технологические схемы получения таллия, например экстракционные, амальгамные или посредством осаждения хлорида калия.

В табл. 11 приведено извлечение таллия в различные продукты обогащения при переработке сульфидных руд.

Безвозвратные потери таллия при обогащении медных и медно-цинковых руд составляют 31,5% и свинцово-цинковых руд — 40—55%. Однако в настоящее время, таллий, перешедший в пиритные концентраты и хвосты, не извлекается; невелико извлечение таллия и из медных концентратов. Основным источником получения являются свинцовые и цинковые концентраты.

Извлечение таллия при обогащении, %

Руды	Концентрат					Пиритные хвосты	Отвальные хвосты	Безвозвратные потери
	медный	цинковый	свинцовый	пиритный	магнетитовый			
Медные и медно-цинковые	19,5	1,3	—	40,8	0,1	6,9	31,4	31,5
Свинцово-цинковые . . .	—	35—40	—	10—20	—	—	40—55	40—55

Количество извлеченного таллия на свинцовых и цинковых металлургических заводах от поступающего в сырье можно указать только ориентировочно, в пределах 15—20%, ибо, во-первых, систематический учет этих показателей не ведется и, во-вторых, уровень извлечения во многом зависит от имеющегося на заводе пылеулавливающего хозяйства, характера переработки первичных пылей, который определяется всем комплексом содержащихся в них полезных компонентов и полнотой утилизации пылей металлургических агрегатов и медно-кадмиевых кеков цинкового производства. Извлечение таллия от поступившего количества 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 и аппаратурным оформлением процесса. Весьма перспективными для повышения извлечения таллия, как и для индия представляются экстракционные и ионнообменные процессы.

Галлий

Галлий извлекается в основном из алюминиевого сырья и в ничтожных количествах из цинковых руд и концентратов.

При обоих способах переработки бокситовой руды — автоклавным выщелачиванием (способ Байера) и способом спекания — в процессе осаждения гидроокиси алюминия из алюмината натрия гидроокись галлия осаждается позже алюминия, в связи с чем повышенная концентрация галлия образуется в последних фракциях осадков и значительное ее количество остается в оборотных маточных растворах. Эти растворы являются важнейшим источником получения галлия (рис. 3).

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.

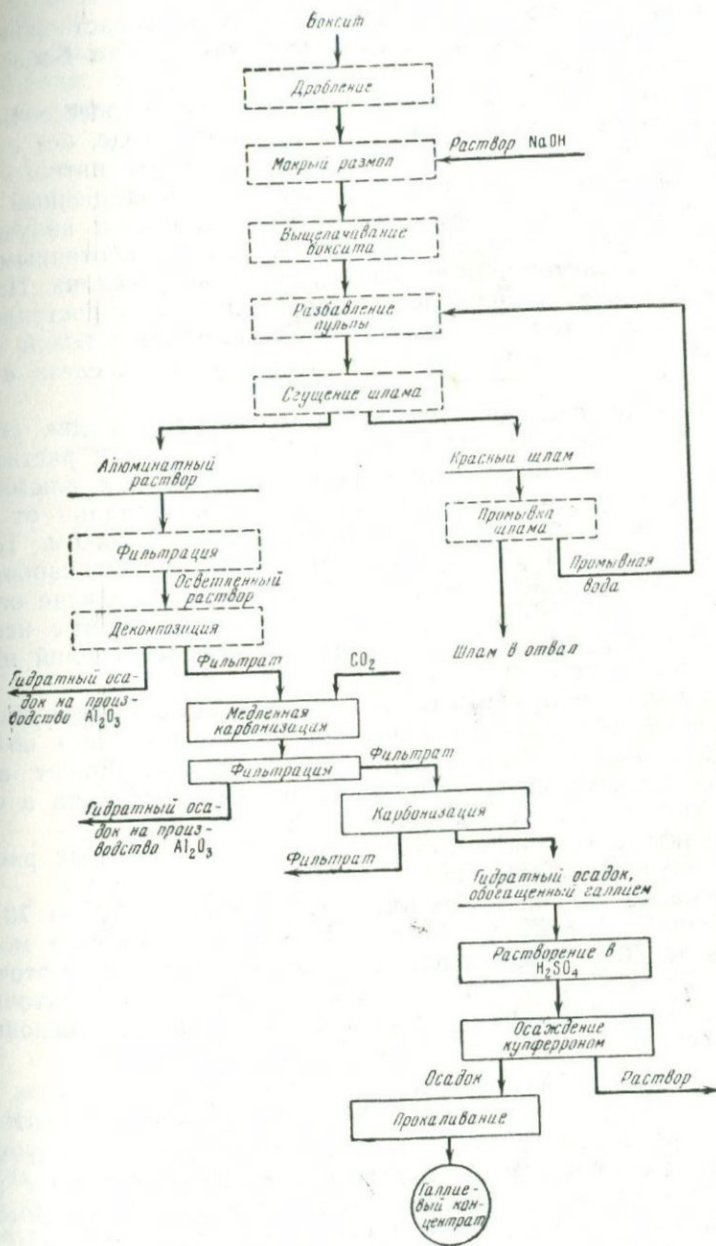


Рис. 3. Технологическая схема получения галлиевого концентрата

Технология извлечения галлия из маточных растворов зависит от технологии получения глинозема (способом Байера или способом спекания).

Из маточных растворов, полученных при процессе 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 карбонизации галлий остается в растворе и только после второй карбонизации галлий вместе с алюминием выделяется в осадок, последний для отделения галлия от алюминия подвергается обработке известковым молоком. Теперь 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, кремний, первый 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.

Содержание галлия в бокситах колеблется от 20 до 70 г/т, а в нефелинах 18—25 г/т, 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.

Селен

Селен производится из многих источников сырья — из медных, медно-цинковых, медно-никелевых, свинцово-цинковых руд. Содержание селена в различных концентратах, в зависимости от его содержания в исходной руде, колеблется в довольно широких пределах: в пиритном от 25 до 80—100 г/т, в медном от 30 до 120 г/т, в свинцовом порядка 120—130 г/т, в цинковом 40—45 г/т. В наибольших концентрациях селен встречается в сульфидных рудах. При обогащении руд цветных металлов большая часть селена переходит в пиритный концентрат, а так-

же в медный концентрат и хвосты, и небольшие количества — в цинковый и свинцовый концентрат. Из всех этих концентратов селен в дальнейшем может быть извлечен (рис. 4, 5, 6).

Наиболее важными и крупными источниками получения селена являются газовая сера, получаемая при переработке бога-

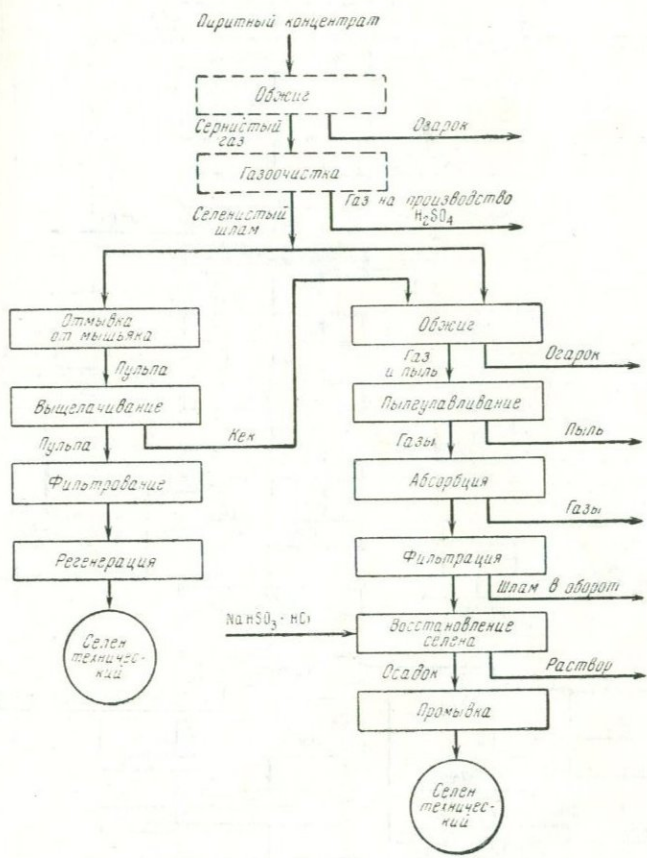


Рис. 4. Схема получения селена из пиритного концентрата

тых 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, улавливается в системах мокрого пылеулавливания и накапливается в шламах сернокислотного производства; содержание его в шламах колеблется в очень

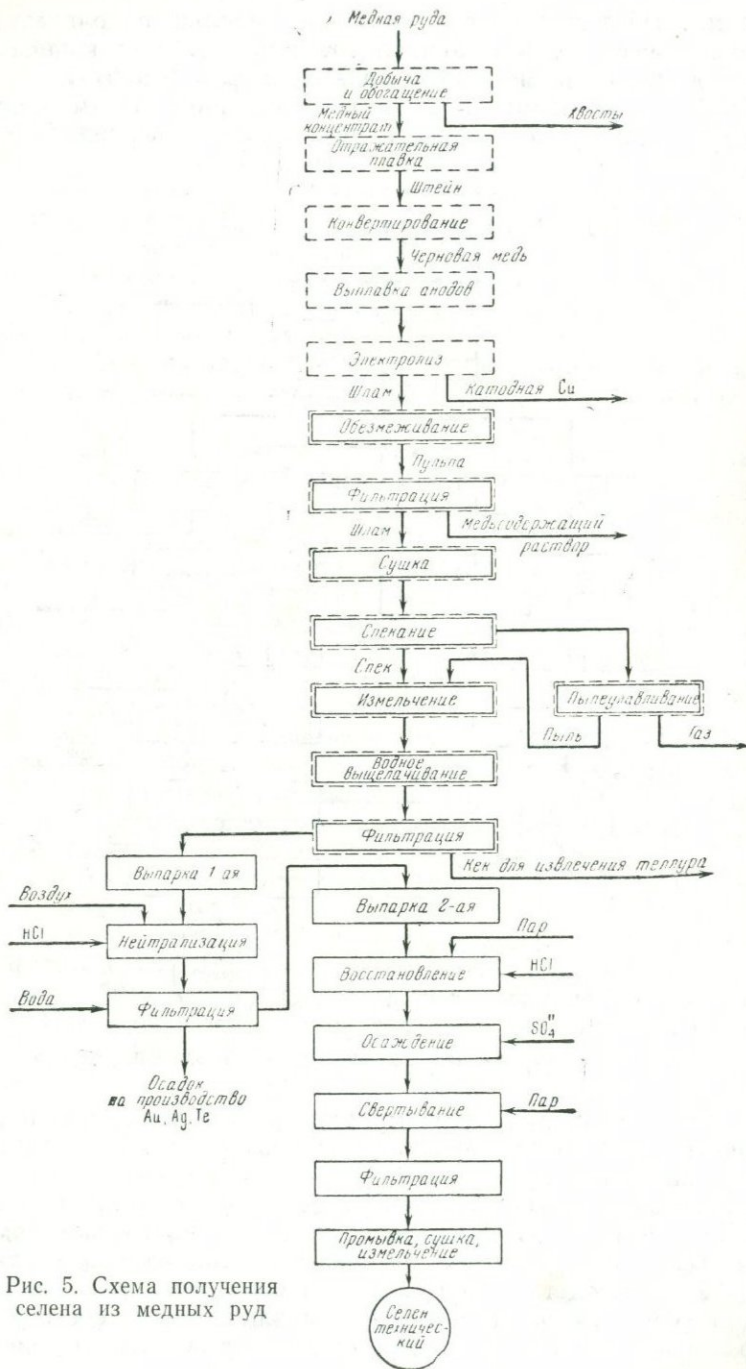


Рис. 5. Схема получения селена из медных руд

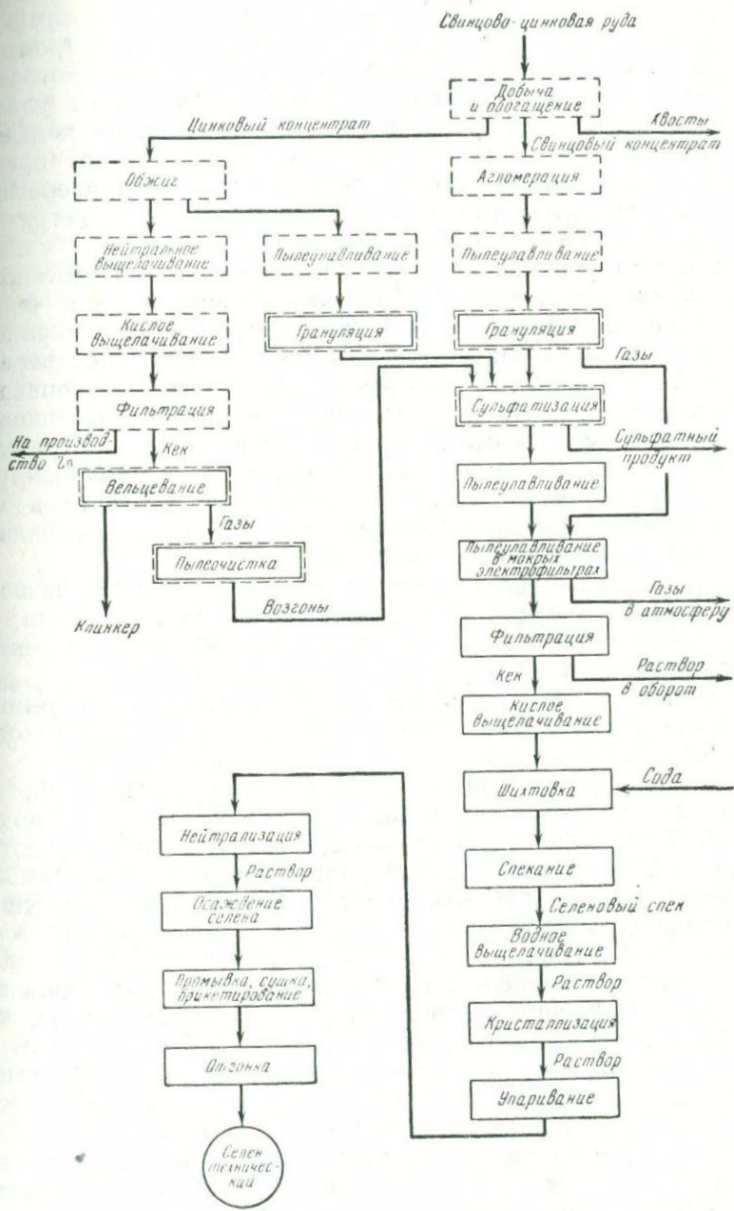


Рис. 6. Схема получения селена из свинцово-цинковых руд

широких пределах — от 3—5% до 40% при переработке пиритных концентратов и от 25 до 60% при переработке серы газовой.

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. Извлечение селена из пиритных концентратов в шлам на предприятиях колеблется в пределах 20—42%, а из серы газовой 50—70%.

При металлургической переработке 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, либо переходит в шлак. Из отходящих газов обжиговых печей и конверторов селен частично попадает в улавливаемую пыль и частично уходит вместе с сернистыми газами. Отходящие газы отражательных печей из-за низкого содержания серы не утилизируются. Непосредственно из пыли селен не извлекается (хотя и может быть извлечен), 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 электролитическом рафинировании вместе с теллуrom и драгоценными металлами переходит в шлам электролизных ванн.

Шлак подвергается обезмеживанию серной кислотой, затем подсушивается, спекается с содой, спек подвергается водному выщелачиванию, при этом селен переходит в раствор, который фильтруется, выпаривается, 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 кроме селена таллий, подвергается спеканию с содой, спек выщелачивается водой, раствор, содержащий селен, выпаривается, далее нейтрализуется, затем осаждается селен. Готовым продуктом является технический селен. Селен из пылей свинцовых

заводов может извлекаться и посредством сульфатизирующего обжига, при котором он также переходит в возгоны.

В цинковом производстве селен извлекается из пылей обжиговых печей посредством сульфатизирующего обжига и выщелачивания сульфатного продукта селена с последующим его осаждением из растворов. Осадок спекается с содой и далее технология получения технического селена такая же, как и при извлечении селена из пылей свинцового производства.

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 он аналогичным способом утилизируется.

В табл. 12 приводится извлечение селена при обогащении руд и концентратов.

Таблица 12

Извлечение селена при обогащении комплексных руд, %

Руды	Концентрат					Пиритные хвосты	Отвалы хвосты	Безвозвратные потери
	медный	свинцовый	цинковый	пиритный	магнетитовый			
Свинцово-цинковые . . .	—	60—65	15—20	—	—	10—20	10—20	
Медные и медно-цинковые	20,7	— 0,8	34,7	0,1	0,2	37,5	37,8	

Практически селен может извлекаться из всех промышленных концентратов. Но производится он не на всех промышленных предприятиях, перерабатывающих селеносодержащие концентраты, и степень извлечения селена на различных предприятиях колеблется в значительных пределах.

На сернокислотных заводах, работающих по контактному методу, извлечение селена в шлам при переработке пиритных концентратов колеблется от 10% до 42—45% и из газовой серы в пределах до 70%.

При производстве серной кислоты башенным способом извлечение селена в шлам из газовой серы достигает 40—58%.

Из богатых медных руд извлечение селена в серу газовую, получаемую при полупиритной плавке, составляет 70% и 24% 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% и 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 количество извлеченного из свинцовых и цинковых концентратов селена. Совокупное извлечение селена от поступившего в сырье не превышает 10%, а на некоторых предприятиях составляет 3%, а извлечение в технический селен от поступившего на переработку — 33—35%.

Селен из шламов сернокислотных заводов извлекается методом окислительного обжига или сульфидным.

Селенистые шламы подвергаются окислительному обжигу, полученная двуокись селена абсорбируется с образованием селенистой кислоты, которая обрабатывается раствором бисульфата натрия, в результате чего получается технический селен.

При сульфидном методе шламы обрабатываются раствором едкого натра, при этом селен выделяется из него продувкой воздуха. Этот метод пригоден при высоком содержании селена (не менее 25%) и ограниченном содержании свинца.

Из технического селена сульфидно-циклическим методом получается химически чистый селен; суть метода заключается в растворении технического селена сульфитом натрия, фильтрации и кристаллизации, сушки и плавки кристаллов и возгонки расплавленного селена под вакуумом.

Извлечение из шламов сернокислотных заводов в металлический селен составляет 80%, из технического селена 90—92%.

Колебания в извлечении селена из пиритных концентратов в шламы сернокислотных заводов, очевидно, зависят от содержания селена в поступившем сырье, от технологической схемы и организации производства, от степени пылеулавливания и т. п. Так, на многих предприятиях серная кислота получается контактным и башенным способами, а при последнем селенсодержащие шламы из пиритных концентратов не получают. От организации складского хозяйства зависит, можно или нет направлять в нужную технологическую ветвь концентраты с различным содержанием селена.

Различия в извлечении селена на свинцово-цинковых предприятиях вызваны особенностями технологии переработки селенсодержащих материалов и особенностями организации переработки промпродуктов и отходов производства, содержащих селен.

Теллур

Теллур извлекается из медных, медно-никелевых, медно-цинковых, свинцово-цинковых руд, но в виде металла получается только из медных и свинцовых концентратов, и в виде 75% тел-

лурового концентрата может получаться из пиритных концентратов (рис. 7, 8).

При обогащении, металлургической и химической переработке теллур ведет себя так же, как и селен.

При обогащении медных руд теллур в основном переходит в пиритный концентрат, хвосты и медный концентрат, безвозвратные потери при этом составляют около 40%. В результате переработки медного концентрата 35—50% теллура переходит в черновую медь, откуда он впоследствии извлекается. Теллур, содержащийся в шлаках и пылях медеплавильных заводов, пока промышленного значения не имеет.

В процессе электролиза черновой меди теллур переходит в шлам, откуда он извлекается в виде металла посредством серно-кислотного 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.

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

Теллур, перешедший в черновой свинец, извлекается при щелочном рафинировании обезмеженного свинца; при этом в плаве происходит ликвационное разделение свинца и теллурсодержащего продукта. Последний измельчается, выщелачивается и фильтруется, в результате получается теллуrowый концентрат, который, как и теллуrowый продукт, полученный из пыли, поступает на дальнейшую переработку, начиная с выщелачивания.

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

Теллуrowый концентрат может быть использован для получения металлического теллура или его стандартных товарных соединений.

В табл. 13 приведено распределение теллура при обогащении комплексных руд.

Таблица 13

Извлечение теллура при обогащении, %

Руды	Концентрат					Пиритные хвосты	Отвалы хвосты	Безвозвратные потери
	медный	цинковый	свинцовый	пиритный	магнетитовый			
Медные и медно-цинковые	19,5	1,3	—	40,8	0,1	6,9	31,4	39,7
Свинцово-цинковые . . .	—	65—70	—	10—15	—	—	20—25	20—25

Извлечение теллура на предприятиях медной промышленности из концентрата в черновую медь, из последней в шлам и из шлама в технический теллур характеризуется довольно стабильными показателями. Извлечение из концентрата в черновую медь составляет 35%, из черновой меди в шламы 80% и из шламов в технический теллур 30—32%.

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 сырье не превышает 2%, в том числе от поступившего с пылью на извлечение теллура и других компонентов — не более 4—5%.

Извлечение теллура из плавок щелочного рафинирования свинца составляет 35%, и от всего количества поступившего с сырьем 12—15%.

Рений

Рений получается из медно-молибденовых и меднопорфировых руд, причем извлекается он из медных концентратов, молибденовых концентратов и молибденовых промпродуктов (рис. 9, 10).

При переработке молибденовых промпродуктов на различные химические соединения молибдена в печах кипящего слоя рений уносится с отходящими газами и улавливается в циклонах. Пыли дообжигаются в муфельных печах и поступают вместе с огарками из печей «КС» на выщелачивание молибдена. Из раствора осаждается молибдат кальция, а сам раствор пропускается через ионитовые колонки, далее раствор фильтруется и производится холодная и горячая регенерация рения, фильтрация раствора и осаждение перрената калия. Последний растворяется и насыщает ионообменные колонки, затем производится

регенерация раствора, упарка, кристаллизация и сушка перрената аммония, который является готовым продуктом.

Рений, содержащийся в медном концентрате и богатой медной руде, при металлургических процессах (обжиге, плавке в отражательных или шахтных печах) полностью переходит в газовую фазу и уносится в систему пылеулавливания или прямо в трубу на выброс. Если пыль является только оборотной и возвращается в металлургический процесс, то рений из нее не извлекается.

При мокром пылеулавливании рений переходит в шламы сернокислотного цеха. Шлам отмывается, декантируется, нейтрализуется содой и далее производится адсорбция углем и элюация содой, раствор выпаривается, кристаллизуется и фильтруется в две стадии, в результате чего получается перренат аммония.

При переработке молибденовых концентратов на трехокись посредством обжига в печах кипящего слоя рений на 95% возгоняется, в системах сухого пылеулавливания степень улавливания рения составляет 20—30%, но более эффективно он может улавливаться в системах мокрого пылеулавливания.

Рений из пыли, полученной в системе сухого пылеулавливания, извлекается посредством выщелачивания его горячей водой и пиролюзитом; полученный после фильтрации раствор нейтрализуется известковым молоком; в дальнейшем раствор подвергается выпариванию, и рений с помощью хлористого калия осаждается в виде перрената калия, который ранее описанным способом перерабатывается на перренат аммония, являющийся товарным ренийсодержащим продуктом.

Рений, оставшийся в огарке при выщелачивании последнего, вместе с молибденом переходит в содовые и аммиачные растворы и после осаждения молибдена остается в них.

Из маточных растворов после обработки молибденового огарка рений может извлекаться посредством избирательной сорбции сперва ионов молибдена на анионитовой смоле, а затем сорбции рения из раствора на активированном угле, причем уголь сорбирует не только рений, но и оставшийся в растворе молибден. Поэтому вначале осуществляют десорбцию молибдена с помощью 1%-ного холодного раствора соды, а затем десорбцию рения горячим раствором соды. Из полученного ренийсодержащего раствора хлористым калием осаждают перренат калия, который далее описанным выше способом перерабатывается на перренат аммония. Технологические схемы извлечения рения из молибденовых продуктов и из молибденового концентрата имеют очень небольшое различие.

При обогащении медных руд около 50% рения попадает в хвосты и безвозвратно теряется.

При металлургической переработке медных руд извлечение рения в готовый продукт из различных концентратов колеблется в очень широких пределах и достигает иногда 50—60%.

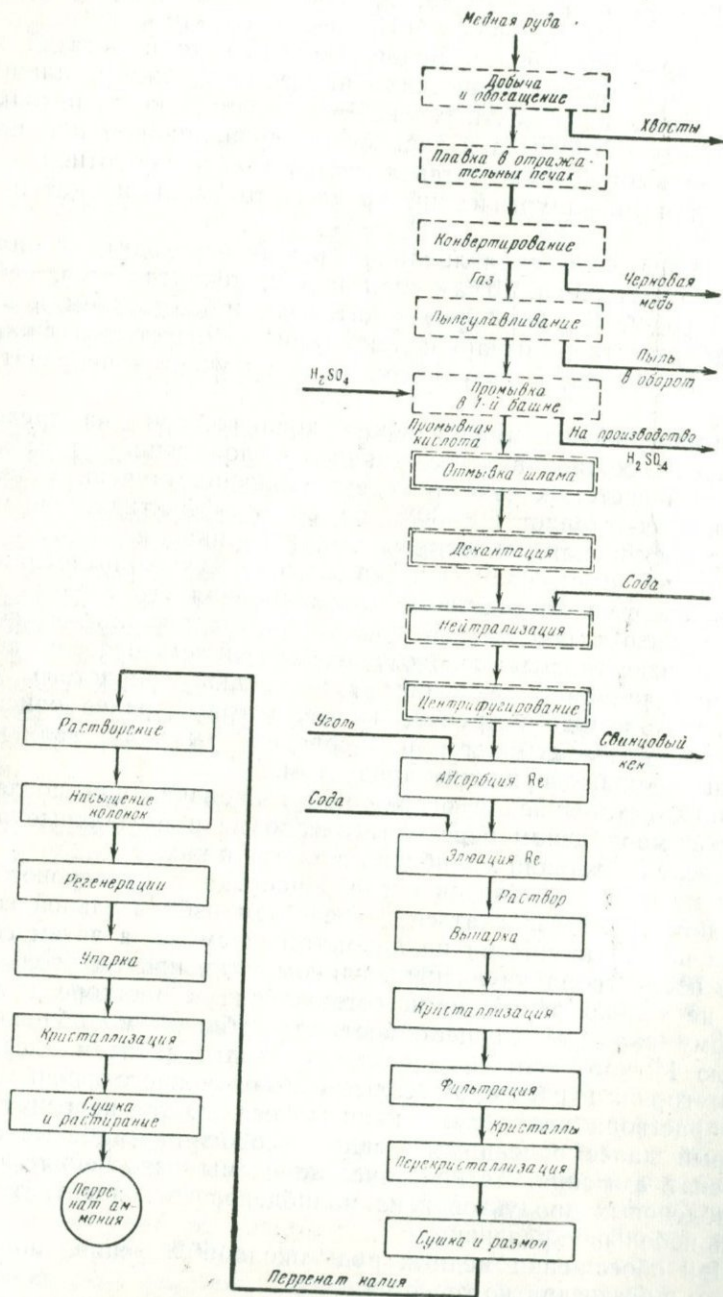


Рис. 9. Схема получения рения из медных руд

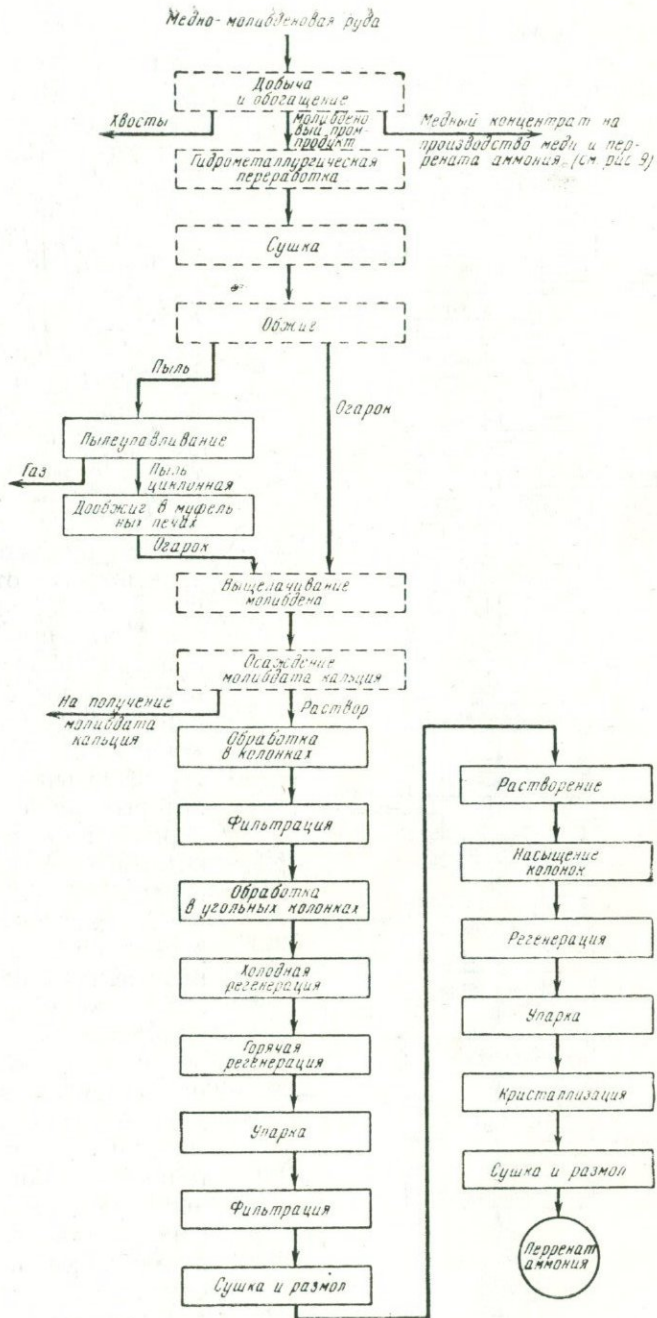


Рис. 10. Схема получения рення из медно-молибденовых руд

Германий

Основным источником получения германия являются руды цветных металлов, уголь (коксующийся и энергетический), а также руды черных металлов (рис. 11, 12, 13).

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. Промышленные предприятия, перерабатывающие комплексную руду или получаемые из нее концентраты, получают германиевый концентрат, который является их товарной продукцией и на который имеются оптовые цены.

В настоящей работе рассматриваются только рудные полезные ископаемые — медные, свинцово-цинковые и железные руды, содержащие германий. На предприятиях медной промышленности германий извлекается только из богатых медных руд, поступающих непосредственно в шахтную плавку, ибо в этом случае большая его часть переходит в пыль, из которой он впоследствии извлекается.

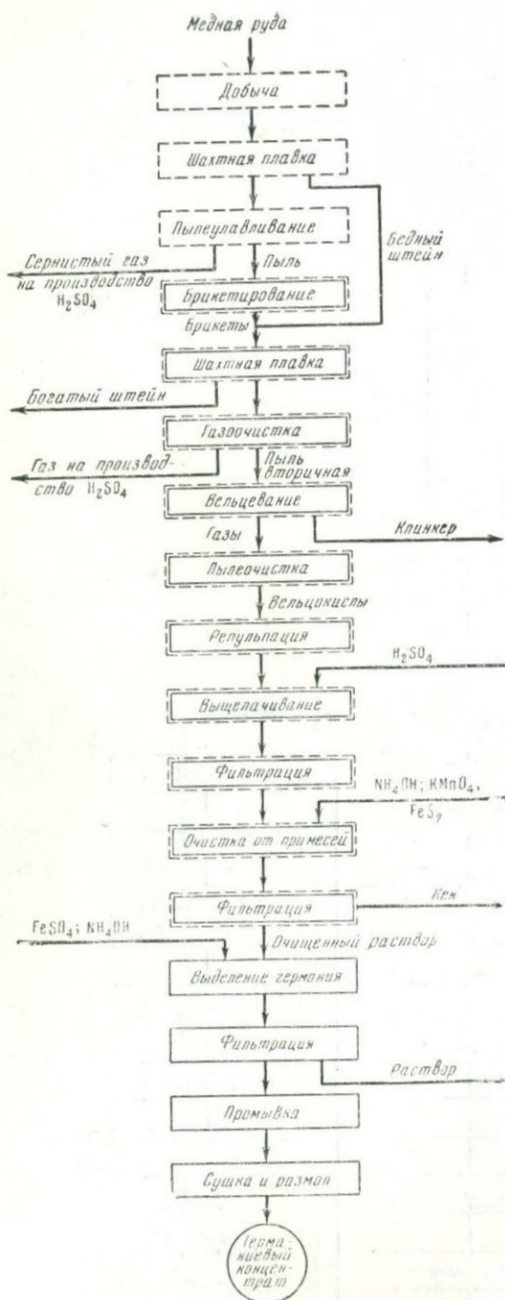


Рис. 11. Схема получения германия из медных руд

При переработке медных концентратов, содержащих германий, наиболее значительная доля его переходит в штейн и шлак, откуда германий пока не извлекается.

При шахтной полупиритной плавке богатых медных руд германий распределяется между продуктами следующим образом: 40% переходит в пыль, 18% — в штейн и 42% — в шлак. В пыли кроме германия содержатся цинк, свинец, кадмий, 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. Положительное решение вопроса о переработке шлаков в промышленных масштабах позволит существенно увеличить извлечение германия из медных руд.

Первичная пыль шахтных печей, содержащая германий, брикетируется вместе с богатой по содержанию германия золой и направляется на повторную шахтную плавку в специально выделенных для этой цели печах, 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.

Из свинцово-цинковых руд германий извлекается в процессе производства цинка. Он

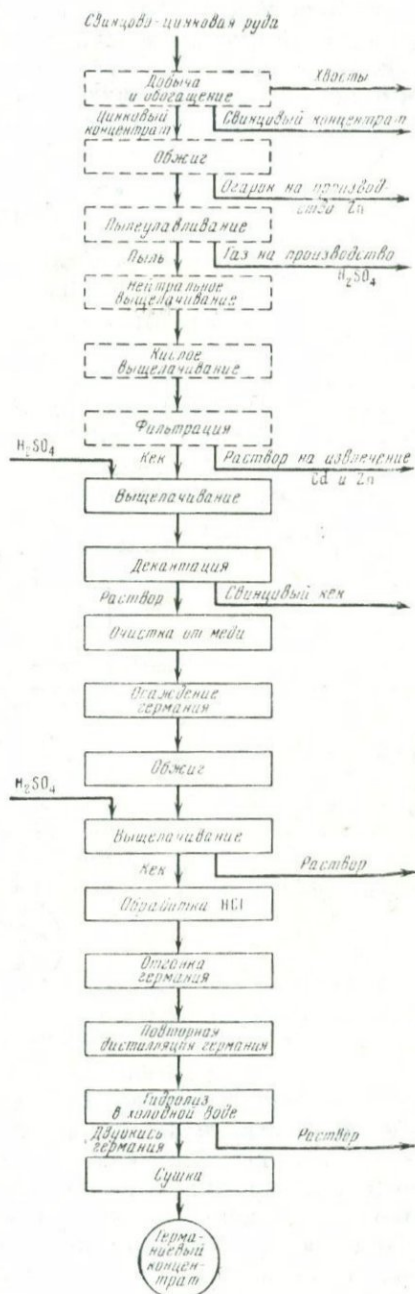


Рис. 12. Схема получения германия из свинцово-цинковых руд

может быть получен из пылей обжиговых печей кипящего слоя и из кеков после выщелачивания цинковых огарков.

Пыли перерабатываются вельц-процессом, при этом германий переходит в возгоны в виде окислов. Возгоны подвергаются серно-кислотному выщелачиванию, полученный раствор очищают от

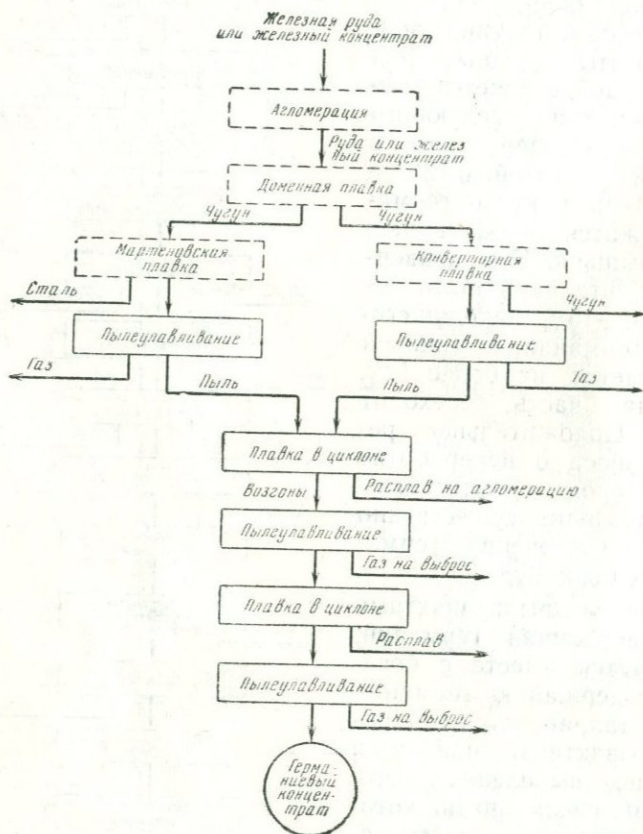


Рис. 13. Схема получения германия из железных руд

свинца и меди и затем осаждают цементацией на цинковой пыли, либо выделяют из раствора сульфид германия, который обжигают и выщелачивают серной кислотой, в результате чего получается германиевый концентрат. Извлечение германия из цинкового концентрата в германиевый составляет 5—10%.

При обогащении германийсодержащих железных руд удается выделить железный концентрат с повышенным содержанием германия, бедный германием железный концентрат и хвосты. При обычной схеме переработки железного концентрата (агломерация, доменный и мартеновский процессы) германий почти

иначе переходит в чугун и сталь. Небольшое количество германия может быть получено из мартеновской и конверторной пыли. Повышенное извлечение германия возможно при специальной обработке руд и концентратов. Однако новые процессы не должны ухудшать качество железорудного сырья. Если в результате этих процессов полученный железорудный продукт по металлургическим качествам будет лучше исходного концентрата, то часть затрат по процессу может быть снята с производства германия и отнесена на железо; если металлургические свойства останутся неизменными, то все затраты по этому процессу должны быть отнесены на германий и, наконец, металлургические свойства могут ухудшаться, тогда на себестоимость германия помимо затрат непосредственно на процесс его извлечения ляжет и экономический ущерб от ухудшения показателей переработки железного продукта. Учитывая, что содержание германия в железных концентратах не превышает 0,005%, ясно что только процессы, в результате которых не только извлекается германий, но и улучшается качество железорудного продукта, имеют промышленное значение.

В табл. 14 приводятся данные по извлечению германия из комплексных руд.

Таблица 14

Извлечение германия при обогащении, %

Руды	Концентрат					Пиритные хвосты	Отвалыные хвосты	Безвозвратные потери
	медный	цинковый	свинцовый	пиритный	магнетитовый			
Медные и медно-цинковые	23,7	4,5	—	20,9	—	3,7	47,2	95,5
Свинцово-цинковые . . .	—	10—12	—	—	—	—	88—90	88—90
Железные	—	—	—	—	55	—	45	45

При шахтной плавке богатых медных руд извлечение германия от поступившего с сырьем в германиевый концентрат составляет 42—45%.

Извлечение германия на цинковых заводах в германиевый концентрат от поступившего с сырьем не превышает 10%.

Из железных руд в промышленных масштабах германий пока не извлекается.

Извлечение рассеянных элементов из комплексных руд

В силу ряда обстоятельств, ранее уже упоминавшихся, извлечение рассеянных элементов на однотипных предприятиях колеблется в довольно широких пределах. На обогатительных фабриках эти колебания в основном зависят от наличия рассеянных элементов в рудах, от формы нахождения в руде, от их связей с теми или иными минералами, от полноты разделения минера-

лов и степени извлечения их в концентраты, от номенклатуры получаемых концентратов. Обнаружить полные аналоги по всем этим факторам чрезвычайно сложно, ибо отличия могут быть не только качественные, но и количественные. Следовательно, установить закономерности по извлечению рассеянных элементов из тех или иных типов руд в различные концентраты не представляется возможным. При определении промышленного значения рассеянных элементов в рудах разведываемых месторождений необходимо изучить поведение рассеянных элементов при обогащении, чтобы выявить степень извлечения и содержание их в промышленных концентратах.

Причины различной степени извлечения рассеянных элементов из сырья, поступающего на металлургические и химические предприятия, в значительной степени зависят от структуры предприятий, технологии основного производства, систем пылеулавливания, способов утилизации различных отходов производства, наконец, от технологических схем извлечения непосредственно самих рассеянных элементов. На этих предприятиях на степени утилизации рассеянных элементов влияние их нахождения в первичном сырье практически не сказывается, т. е. если рассеянный элемент находится в промышленном концентрате (медном, свинцовом, пиритном и т. п.), то при определенных организационно-технических условиях он всегда может быть извлечен. Различия в степени извлечения или полная потеря рассеянных элементов в настоящее время не зависят от формы их нахождения и акцессорных связей с минералами в концентрате. На степень извлечения рассеянных элементов влияют лишь организационно-технические факторы, о которых говорилось выше.

Обычно при промышленной оценке новых месторождений технологические исследования, если только это не принципиально новый вид сырья, ограничиваются обогащением. Если же для более полной экономической оценки требуется доведение расчетов до стадии получения металла, то в этом случае пользуются основными технико-экономическими показателями, достигнутыми либо на передовых предприятиях, либо на предприятии, куда предполагается поставлять руду или концентраты с оцениваемого месторождения.

Установленных цен на рассеянные элементы в промышленных концентратах или полупродуктах нет, исключение составляет цена на германий в германевом концентрате. Вследствие этого элементы можно оценивать в рудах только при условии получения их в виде металла или некоторых других стандартных соединений, на которые имеется оптовая цена, как, например, в форме перрената калия или перрената аммония.

При оценке новых месторождений не всегда ясным бывает вопрос, на каком металлургическом (химическом) или металлургических (химических) предприятиях будет перерабатываться руда и особенно концентраты, полученные на этом месторожде-

ний. Кроме того, поскольку с момента разведки до момента промышленной эксплуатации пройдет немалый промежуток времени, не менее 5—7 лет, то вполне вероятно, что на металлургическом или химическом предприятии, которое будет перерабатывать сырье с нового месторождения, технология будет усовершенствована, и если в настоящее время тот или иной рассеянный элемент не извлекался, то в будущем он будет извлекаться наиболее совершенным способом. Поэтому целесообразно при промышленной оценке новых разведываемых месторождений исходить из технических и экономических показателей передовых металлургических и химических предприятий по производству рассеянных элементов.

Пока рассеянные элементы в промышленных масштабах извлекаются не из всех полупродуктов, из которых они могли бы извлекаться, и не на всех предприятиях, на которые они поступают. Например, не извлекаются индий, таллий — из пылей металлургических агрегатов медеплавильных заводов, таллий из пиритных огарков серно-кислотных заводов и т. д. Поскольку нет технико-экономических данных по извлечению различных рассеянных элементов из таких полупродуктов в промышленных масштабах, то давать технико-экономическую оценку эффективности их извлечения пока преждевременно.

В табл. 15 приводятся сведения о фактических и потенциальных источниках получения рассеянных элементов.

В табл. 16 приведены примерные показатели извлечения рассеянных элементов из концентратов и полупродуктов, получаемых на обогатительных фабриках и металлургических заводах, которыми можно пользоваться в течение ближайших нескольких лет при промышленной оценке комплексных руд, содержащих рассеянные элементы.

В табл. 16 отсутствуют данные об извлечении рассеянных элементов из никелевых, оловянных и молибденовых концентратов и из железной руды.

Однако вследствие общности характера исходного сырья непосредственно для производства рассеянных элементов (пыли, шлама) и отсутствия существенных различий в технологии их переработки одними и теми же гидрометаллургическими методами, о величине извлечений рассеянных элементов из первых трех концентратов, видимо, можно судить по аналогии с коэффициентом извлечения из некоторых приведенных в табл. 16 концентратов.

Можно ожидать, что количество индия, извлеченное из пылей, полученных при обжиге оловянного концентрата, будет близко к величине извлечения индия из свинцового концентрата; что извлечение рения из пылей обжига молибденового концентрата в перренат аммония будет примерно на том же уровне, что и при извлечении его из молибденового промпродукта, и т. д. Во всяком случае можно считать, что величина отклонений

Источники получения рассеянных элементов

Отрасли промышленности	Исходные материалы	Индий	Таллий	Галлий	Селен	Теллур	Рений	Германий
1	2	3	4	5	6	7	8	9
Медная	Пыли металлургических агрегатов медеплавильных заводов	+	+		+		×	×
	Электролитические шламы электролизных заводов				×	×		
	Шлаки медеплавильных заводов	+	+					
Никелевая	Шламы электролиза никеля и платины				×	×		
Свинцовая	Пыли металлургических заводов	×	×		×	×		
	Продукты рафинирования свинца	+			+	×		
Цинковая	Пыли печей обжига	×	×		×			×
	Кеки от выщелачивания огарка	+	+		+			+
Оловянная	Пыли металлургических агрегатов	×	+					
Молибденовая	Пыли обжига концентратов и промпродуктов						×	
	Маточные растворы производства молибдата кальция и при извлечении молибдена из концентрата						×	
Алюминиевая	Глинозем			×				
	Анодный плав			+				

Отрасли промышленности	Исходные материалы	Индий	Таллий	Галлий	Селен	Теллур	Рений	Германий
		3	4	5	6	7	8	9
1	2	3	4	5	6	7	8	9
Химическая	Шламы сернокислотных заводов				×	+		
	Пыли от обжига колчедана		+					
	Пиритные огарки		+					
Черная металлургия	Пыли при переработке железогерманиевых концентратов в трубчатых печах							+
	Возгоны при переработке германиеносной железной руды или железогерманиевых концентратов в циклонных печах							+
	Пыли мартеновских печей и конвертеров при переработке германийсодержащей руды или железогерманиевых концентратов							+

Условные обозначения. × — извлекается из данного полупродукта на соответствующих предприятиях в промышленных масштабах; + — может извлекаться по данным научно-исследовательских работ.

Таблица 16

Показатели извлечения рассеянных элементов из промышленных концентратов в готовую продукцию, %

Сырьевые источники	Индий в металл	Таллий в металл	Галлий в металл	Селен в технический селен	Теллур в металл	Рений в перенат аммония	Германий в германиевый концентрат
Богатый медный колчедан	—	—	—	20—35	—	—	30—50
Медный концентрат	10—20	10—20	—	30—40	2—20	5—30	—
Цинковый концентрат	20—35	—	—	5—15	—	—	30—40
Свинцовый концентрат	20—35	15—25	—	5—15	10—15	—	—
Пиритный концентрат	—	—	—	30—45	—	—	—
Молибденовый промпродукт	—	—	—	—	—	30—50	—
Бокситы и нефелины	—	—	~20—35	—	—	—	—
Газовая сера	—	—	—	50—70	—	—	—

в размерах извлечения будет лежать в допустимых пределах точности расчетов промышленной ценности рассеянных элементов в комплексных рудах и экономического обоснования их минимальных промышленных содержаний в руде.

Для железной руды и железогерманиевых концентратов еще не накопилось достаточных данных об извлечении германия из них, поэтому можно указать лишь ожидаемое извлечение.

Извлечение германия из железной руды и железогерманиевого концентрата при технологии получения его из пылей марте-новских печей и конверторов составит порядка 10—15%.

Зная извлечение рассеянных элементов из исходной руды в концентрат и содержание их в нем, с помощью данных табл. 16 можно определить возможные объемы производства рассеянных элементов в виде металлов или соединений, на которые установлены цены, из соответствующей комплексной руды.

ЭКОНОМИКА ПОЛУЧЕНИЯ РАССЕЯННЫХ ЭЛЕМЕНТОВ ИЗ КОМПЛЕКСНЫХ РУД

Экономическая эффективность комплексного использования сырья

Переход на новую систему планирования и материального стимулирования существенно изменил роль и значение цен на все товары, производимые народным хозяйством. В новых условиях невозможно ведение хозяйства при отсутствии цен, правильно отражающих затраты на производство различных продуктов. Проведенная в 1967 г. реформа в ценообразовании и установление с 1 июля 1967 г. новых оптовых цен на все продукты промышленного производства явились важным этапом процесса совершенствования оптовых цен.

Цены должны отражать общественно необходимые затраты на производство товаров. В общественно необходимые затраты входит и прибавочный продукт, который образуется в процессе производства различных товаров и используется обществом.

Реформа 1967 г. в ценообразовании заключалась в приближении цен к общественно необходимым издержкам производства и в изменении методики нормирования прибыли, включаемой в оптовую цену.

До реформы 1967 г. цены на различные товары резко отклонялись от их стоимости.

Так, в ценах на товары широкого потребления предусматривалась большая прибыль, которая выступала в виде собственно прибыли и в виде налога с оборота. Величина собственно прибыли увязывалась с затратами на производство, величина налога с оборота устанавливалась в директивном порядке. На товары I подразделения цены устанавливались ниже общественно необходимых затрат, величина прибыли была небольшая, а прибавочный продукт, производимый в этих подразделениях, частично реализовывался в ценах на товары II подразделения. До реформы имелись цены, которые были ниже себестоимости производства, например в угледобывающей и железорудной отраслях народного хозяйства, т. е. они не только не отвечали требо-

ваниям расширенного воспроизводства, но и не соответствовали условиям простого воспроизводства. Убытки этих отраслей покрывались за счет искусственно завышаемых прибылей в других отраслях народного хозяйства. Практика ценообразования на рассеянные элементы до недавнего времени не базировалась на экономических показателях их производства, из-за отсутствия таковых. Вследствие этого установление первоначальных цен и их снижение не имели достаточно серьезного экономического обоснования.

В качестве примера можно привести цену на индий: в 1955 г. она была установлена в размере 1800 руб. за 1 кг индия марки Ин-О, в 1966 г. она была снижена до 900 руб. за 1 кг, т. е. вдвое, в 1967 г. она была снижена еще в 3 раза и в настоящее время равняется 300 руб. за 1 кг. Последняя цена уже имела экономическое обоснование.

Такие же изменения претерпела цена на таллий. В 1955 г. она составляла 900 руб. за 1 кг таллия марки ТК-00, в 1966 г. была понижена до 550 руб., а в 1967 г. — до 120 руб. за 1 кг.*

В основе цены лежала себестоимость, к величине которой добавлялась прибыль в определенном, как правило, небольшом проценте от себестоимости. В настоящее время в основе цены лежит себестоимость и прибыль, величина которой в среднем составляет 15% от величины производственных фондов (основных фондов и нормируемых оборотных средств), необходимых для производства данного продукта. Следовательно, для правильного установления цены необходимо знание не только себестоимости, но и величины производственных фондов.

В новых условиях планирования и экономического стимулирования резко обострился интерес к экономическим результатам работы предприятий и в первую очередь к экономической эффективности процесса производства, в том числе к эффективности использования комплексных руд.

Экономическая эффективность комплексного использования сырья складывается из экономической эффективности получения из него отдельных продуктов. Причем экономический эффект получения продукта из одного и того же сырья неодинаков в силу различной их концентрации в сырье, разной величины затрат общественного труда, необходимого на их производство, наконец, вследствие различий в ценах.

Показатель экономической эффективности комплексного использования сырья может быть представлен формулой

$$Э_{к. с} = \frac{\sum_{i=1}^n a_i C_i - \sum_{i=1}^n P_{э_i}}{K_{об}} \quad (1)$$

* Все цены приведены в новом масштабе.

ИЛИ

$$\mathcal{E}_{\text{к.с}} = \frac{\sum_{i=1}^n (a_i \Pi_i - P_{\mathcal{E}_i})}{\sum_{i=1}^n K_i}, \quad (2)$$

где $\mathcal{E}_{\text{к.с}}$ — экономическая эффективность комплексного использования сырья; $P_{\mathcal{E}}$ — общая сумма годовых эксплуатационных затрат на переработку комплексного сырья, руб.; $K_{\text{об}}$ — общие капиталовложения в производственные фонды (основные и оборотные), необходимые для комплексного использования сырья, руб.; n — количество наименований получаемых полезных продуктов; a_i — весовое количество каждого получаемого полезного продукта, весовые единицы; Π_i — оптовая цена каждого получаемого полезного продукта, в руб.

В свою очередь

$$P_{\mathcal{E}} = \sum_{i=1}^n P_{\mathcal{E}_i},$$

где $P_{\mathcal{E}_i}$ — эксплуатационные затраты на производство каждого полезного компонента.

$$K_{\text{об}} = \sum_{i=1}^n K_i,$$

где K_i — капитальные затраты на производство каждого попутного компонента.

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

$$\mathcal{E}_{\text{к.с}} \neq \sum_{i=1}^n \frac{a_i \Pi_i - P_{\mathcal{E}_i}}{K_i}.$$

Применяя общий показатель эффективности комплексного использования сырья и получив в целом положительный результат, можно не достигнуть оптимального варианта комплексного использования сырья. Извлечение элементов, получение которых не эффективно, может компенсироваться высокой эффективностью получения других полезных компонентов, что в общем создает иллюзию эффективности данного варианта комплексного использования минерального сырья. Для достижения оптимального варианта не следует предусматривать извлечение тех полезных компонентов, производство которых не эффективно. Следовательно, до определения общего показателя эффективности комплексного использования руды необходимо определить,

какие полезные компоненты из нее целесообразно извлекать.

Показатель экономической эффективности комплексного использования сырья ($\mathcal{E}_{к.с.}$) характеризует общую эффективность одновременных затрат при условии решения вопроса комплексного использования сырья в конкретном случае. Если дополнительно извлекать другие компоненты, или прекратить промышленное использование одного или нескольких компонентов, то изменится и показатель эффективности комплексного использования сырья.

Это изменение суммарной экономической эффективности использования комплексного сырья не будет отражать действительную народнохозяйственную целесообразность организации извлечения или прекращения получения полезного компонента из него по следующим причинам:

1) улучшение общего коэффициента эффективности произойдет только в том случае, если эффективность извлечения нового попутного компонента будет выше, чем ранее достигнутая суммарная экономическая эффективность, следовательно, на более передовых предприятиях будет менее всего целесообразно совершенствовать комплексное использование сырья;

2) суммарная экономическая эффективность может относительно понизиться, но это не будет означать нецелесообразности промышленного использования нового попутного компонента, ибо экономическая эффективность его производства будет сравниваться не с эффективностью производства таких же продуктов, а с эффективностью получения совершенно различных по потребительским свойствам продуктов;

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

Чтобы определить экономическую эффективность $\mathcal{E}_{к.с_i}$ получения того или иного продукта из комплексного сырья, необходимо пользоваться следующим выражением:

$$\mathcal{E}_{к.с_i} = \frac{a_i C_i - P_{э_i}}{K_i} . \quad (3)$$

Наиболее сложно выделить величину капиталовложений в нормируемые оборотные средства, необходимую для производства отдельных компонентов. В настоящее время представляется возможным, несмотря на его некоторую условность, рекомендовать метод распределения суммы нормируемых оборотных средств между отдельными компонентами пропорционально стоимости их в готовой продукции по действующим оптовым ценам.

Следовательно, для определения экономической эффективности производства попутного компонента необходимо знать величину эксплуатационных и капитальных затрат на его производство.

Методические вопросы калькулирования затрат на производство отдельных продуктов, получаемых из комплексного сырья

Распределение затрат между отдельными продуктами является сложным и трудоемким делом, поскольку затраты на технологические операции, относящиеся к производству одного компонента, составляют небольшой процент от всех затрат. Большая часть затрат приходится на операции, необходимые для получения нескольких полезных компонентов, а операции, находящиеся в голове процесса, необходимы, строго говоря, для производства всех полезных компонентов, основных или попутных.

Поскольку рассеянные элементы получают только из комплексного сырья, методика распределения затрат существенным образом влияет на себестоимость и эффективность их производства. Поэтому необходимо рассмотреть основные принципы определения затрат на отдельные продукты, получаемые из комплексного сырья, которые будут едины для всех продуктов, в том числе и для рассеянных элементов, а затем изложить некоторые особенности определения затрат, характерные только для рассеянных элементов.

Вопросы определения себестоимости продуктов, получаемых из комплексного сырья, вызывали интерес у многих ученых-экономистов, но до сего времени нет единого мнения на этот счет. Единственно на чем сходятся все экономисты, занимающиеся этим вопросом в цветной металлургии, это невозможность ведения так называемого «котлового» учета всех затрат и распределения их затем каким-либо косвенным методом между отдельными продуктами. Пожалуй, все без исключения являются сторонниками комплексного метода исчисления себестоимости, при котором все затраты по технологическим операциям, необходимым для производства одного продукта, относятся только на этот продукт, и только затраты по операциям, необходимым для производства нескольких продуктов, косвенными методами распределяются между ними. Следует признать в этом известный прогресс и сдвиг в сторону более точного определения действительной себестоимости продукции, получаемой из комплексного сырья. Но по вопросу о том, каким образом косвенно распределять общие затраты для нескольких продуктов, имеются самые разнообразные точки зрения.

Вопросам выбора показателя экономической эффективности при комплексном использовании сырья и методике его определения, а также методам расчета таких показателей, как удельные капиталовложения, рентабельность и особенно себестоимость отдельных видов продукции, получаемых при комплексном использовании сырья, посвящены труды многих авторов, работающих в области экономики цветной и черной металлургии, химии, теплоэнергетики и других отраслей народного хозяйства. Наи-

большее внимание изучению указанных вопросов, уделяли академики Н. Н. Некрасов, С. Г. Струмилин, Н. П. Федоренко, доктора наук С. А. Первушин, И. М. Грацерштейн, С. Я. Рачковский, А. Х. Бенуни, Л. И. Улицкий, кандидаты наук Г. Д. Кузнецов, Л. В. Крыжов, Р. Д. Малинова, Л. А. Нежинская, С. Р. Кондин, В. Н. Лексин, А. П. Морозов, А. С. Вьюхина.

В 1959 г. НТО цветной металлургии совместно с постоянно действующей комиссией по комплексному использованию сырья Б.ГНТК Совета Министров РСФСР проведено специальное совещание по методике калькулирования себестоимости продукции при комплексном использовании сырья в цветной металлургии.

В 1961—1963 гг. на страницах журнала «Цветная металлургия» Известий высших учебных заведений дискутировался вопрос о методах определения себестоимости продукции цветной металлургии, получаемой из комплексного сырья.

Из числа опубликованных наибольший интерес представляют работы, вышедшие в свет после появления «Типовой методики определения экономической эффективности капитальных вложений и новой техники в народном хозяйстве СССР», разработанной Академией наук СССР и согласованной с Госпланом СССР, Госстроем СССР, ЦСУ СССР и Стройбанком СССР.

Известно большое количество методов распределения затрат при комплексном использовании сырья, отличающихся друг от друга как принципами, положенными в их основу, так и различными частными деталями.

Наиболее простым методом является отнесение всех эксплуатационных расходов за вычетом стоимости попутной продукции по действующим ценам на один так называемый основной продукт. Недостатки этого метода очевидны: пользуясь им, нельзя определить действительные затраты ни на один из получаемых продуктов, в том числе и на основной. Совершенствование производства попутного продукта будет оказывать влияние только на улучшение экономических показателей получения основного продукта, в связи с чем будет искажаться действительная экономическая эффективность его производства.

Те же недостатки свойственны и иным методам списания, когда попутная продукция оценивается по дифференцированным заводским или другим постоянным ценностным показателям. Этот метод находил довольно широкое применение в практике благодаря простоте, в частности, на обогатительных фабриках медной промышленности, на свинцовых, цинковых и медеплавильных заводах, в нефтеперерабатывающей и химической промышленности.

Большинство авторов отвергают этот метод, однако Л. В. Крыжов [1963] допускает применение различных методов в зависимости от технологии получения продукции, в том числе и методы списания. Так, Л. В. Крыжов рекомендует применять последний при реализации песков мокрой магнитной сепарации,

списывая весь доход от этого с себестоимости железорудного продукта. По-существу такой же метод рекомендуется Л. В. Крыжовым и в случае попутного получения медного, пиритного и баритового концентратов из хвостов обогащения железных руд. Предлагается из эксплуатационных затрат на железорудный продукт $\mathcal{E}_ж$ вычесть разницу между стоимостью попутно получаемых концентратов, определенную по отпускным ценам \mathcal{C}_i , и фактическими эксплуатационными затратами на переработку хвостов — \mathcal{E}_x . Тогда математически себестоимость железорудного продукта ($\mathcal{C}_ж$) выглядит следующим образом: $\mathcal{C}_ж = \mathcal{E}_ж - (\mathcal{C}_i - \mathcal{E}_x) = \mathcal{E}_ж - \mathcal{C}_i + \mathcal{E}_x = (\mathcal{E}_ж + \mathcal{E}_x) - \mathcal{C}_i$.

Следующей по простоте является методика определения себестоимости попутной продукции посредством учета только прямых затрат на производство попутных компонентов, при этом полуфабрикаты, из которых они производятся, принимаются по нулевой стоимости, т. е. затраты на сырье отсутствуют.

Эта методика имеет определенное обоснование, если рассматривать производство попутных компонентов в историческом аспекте, т. е. в порядке организации производства того или иного попутного компонента. Однако промышленное значение рудных компонентов со временем менялось, а для экономической оценки новых комплексных месторождений не имела значения историческая последовательность организации промышленного использования попутного компонента. Тем не менее основным возражением против применения этой системы является то, что освоение или совершенствование нового технологического процесса приводит, как правило, к утилизации не одного, а нескольких элементов, а также к повышению извлечения элементов, ранее производившихся из этого сырья. Сторонниками этого метода являются С. А. Федоров, А. К. Шахназаров и др.

Но наиболее распространенными являются методы, предусматривающие косвенный способ распределения прямых производственных затрат на различные попутные компоненты.

Известно несколько методов косвенного распределения затрат, которые можно разделить на две группы. В первой — распределение производится пропорционально физическим параметрам, во второй — пропорционально ценностным показателям.

К числу сторонников распределения эксплуатационных затрат пропорционально весу получаемой продукции в различных отраслях промышленности относятся Н. М. Кокосов, А. С. Вьюхина, В. Ф. Новожилов, В. Н. Чехов, С. Р. Кондин, В. Г. Фриденберг и др. Сторонники этого метода основным его преимуществом считают независимость распределения затрат от действующих оптовых цен, но всегда носящих объективный характер.

Это достаточно простой метод, никоим образом не учитывающий различную ценность получаемых продуктов. Так, например, при обогащении медно-цинковых колчеданных руд около 80% затрат будет относиться на пиритный концентрат, 13—15% — на

медный и 5—7% на цинковый, так как выход их соответственно составляет 50%, 7—7,5% и 3—4%. При этом соотношение цен на эти продукты, получаемые из 1 т руды, будет следующим: пиритный концентрат 1, медный 3, цинковый 2. Отнесение значительной доли (60—80%) расходов на пиритный концентрат делает получение его нецелесообразным.

Значительно большей популярностью пользуются различные методы распределения затрат пропорционально ценностям показателям.

На обогатительных фабриках свинцово-цинковой промышленности применялся метод распределения затрат между свинцовыми и цинковыми концентратами пропорционально ценности (по действующим оптовым ценам) в сырье с учетом их извлечения. Сторонниками такого метода в применении только к продукции обогатительных фабрик являются С. Я. Рачковский и В. Н. Чехов.

Другие авторы допускают применение этого метода для более широкого круга промышленных предприятий. Основным доводом было стимулирование повышения извлечения полезных компонентов и улучшение качества продукции. Оппоненты данного метода С. А. Первушин, Г. Ф. Соболевский и другие справедливо отмечают, что при повышении извлечения какого-либо продукта на него относится большая доля затрат и одновременно снижается себестоимость других продуктов. Кроме того не для всех продуктов в руде имеются цены. Если же руководствоваться ценами на готовую продукцию, то изменение доли затрат будет происходить не только за счет несовершенства цен, но и за счет различного уровня затрат, необходимых для дальнейшего технологического процесса получения готового продукта. Например, эксплуатационные затраты на металлургический передел получения цинка из цинкового концентрата составляют 23% от цены на металлический цинк, а эксплуатационные затраты на металлургический передел кадмия составляют 14,2%. Применяя метод распределения пропорционально ценам на металлы, мы искусственно завышаем долю эксплуатационных затрат, относимых на кадмий. Наиболее серьезным возражением против данного метода является то, что он вследствие указанных выше причин не позволяет определить фактические затраты на производство каждого готового продукта.

Разновидностью данного метода является распределение затрат пропорционально ценности полезных компонентов в комплексном сырье с учетом планового коэффициента извлечения (А. Я. Заплавный, С. Р. Кондин и др.).

И. М. Грацерштейном, Л. А. Нежинской и другими предлагалось распределять все эксплуатационные затраты пропорционально действующим отпускным ценам на готовую продукцию. Из всех рассмотренных выше косвенных методов, видимо, этот метод позволял наиболее правильно осуществить распределение затрат, при условии что отпускные цены правильно отражали стоимость готовых продуктов. Метод достаточно прост для систематического при-

менения его на действующих предприятиях, но цены даже после реформы ценообразования в 1967 г., особенно на многие попутные компоненты, не всегда правильно отражают стоимость продуктов. Кроме того этот метод предусматривает распределение всех прямых производственных затрат, в том числе и затрат по операциям, не имеющим никакого отношения к производству того или иного продукта. Этот метод много критиковали в печати, однако долгое время существенно лучшего метода не предлагалось.

Попытки усовершенствования этого метода в основном заключались в стремлении заменить действующие отпускные цены так называемыми расчетными ценами, которые более правильно отражали бы стоимость различных продуктов на том или ином предприятии. Предлагалось устанавливать дифференцированные цены на металл в зависимости от того, в каком продукте он находится, т. е. по существу устанавливать промышленную ценность полуфабриката.

С. Г. Струмилин, И. П. Федоренко, Э. С. Савинский, М. В. Мордухович и другие исследователи предлагают распределять затраты при переработке комплексного сырья пропорционально себестоимости индивидуального производства этих продуктов.

В связи с недостаточной обоснованностью оптовых цен на некоторые продукты С. А. Первушин и А. И. Майзенберг допускали использование соотношений достаточно устойчивых цен на различные продукты на мировом рынке для распределения затрат при переработке комплексного сырья.

Многие авторы отмечали необходимость выбора метода определения себестоимости продукции в зависимости от особенностей производства, например, одни — для рудников, другие — для обогатительных фабрик, третьи — для металлургических заводов, и, конечно, различных методов в разных отраслях промышленности. Н. П. Чехов предлагал на рудниках стоимость добычи распределять пропорционально весовым количествам полезных элементов в руде, на обогатительных фабриках — пропорционально себестоимости металла в добытой руде или по коэффициентам, установленным на основании фактической себестоимости концентратов при индивидуальном производстве.

Несколько иной точки зрения придерживается А. В. Крыжов, который рекомендует выбирать метод в зависимости от вида товарной продукции.

Т. Ф. Соболевским предложен метод распределения затрат на получение того или иного компонента пропорционально «трудоемкости», определенной по величине рудной массы, необходимой для получения единицы извлекаемого компонента. Автор предлагает ввести показатель трудоемкости с тем, чтобы абстрагироваться от ценностных показателей. Однако определение трудоемкости предусматривает использование показателей минимального промышленного содержания различных полезных компонентов в руде, которые, как известно, определяются с помощью ценностных

показателей. Следовательно, этот чрезвычайно громоздкий метод относится к числу методов распределения затрат по ценностным показателям, ибо определение величины минимального промышленного содержания зависит от цен. Пытаясь исключить влияние цен на распределение затрат, автор косвенным образом учитывает цены через минимальные промышленные содержания. Таким образом, цель, ради которой предлагается этот довольно сложный метод, а именно исключение влияния действующих оптовых цен на распределение затрат, не достигается.

В последнее время все большее число авторов (Г. Д. Кузнецов, Е. Г. Гинзбург) приходят к общему мнению о необходимости применения комбинированного метода распределения эксплуатационных затрат. Этот метод сочетает отнесение основных производственных затрат, связанных с получением только данного продукта, непосредственно на этот продукт и распределение тем или иным методом прямых производственных затрат на операциях, связанных с получением нескольких продуктов, на каждый из производимых продуктов. К числу таких специалистов следует отнести в первую очередь Г. Д. Кузнецова, который допускает многие разнообразные методы распределения затрат между отдельными компонентами по операциям, необходимым для производства нескольких полезных компонентов.

Кроме определения себестоимости продукции из комплексного сырья, возникает не менее сложный и значительно менее изученный вопрос — определение величины производственных фондов, которая будет слагаться из величины основных фондов и количества нормируемых оборотных средств, необходимых для производства отдельных продуктов из комплексного сырья.

Необходимость их определения диктуется введенным в 1967 г. принципом нормирования прибыли при ценообразовании — по отношению к производственным фондам. Этот принцип увязан с новой системой планирования и материального стимулирования и должен быть соблюден при установлении цен на рассеянные элементы.

Таким образом, для определения основных экономических показателей производства отдельных компонентов комплексного сырья, в том числе и рассеянных элементов, необходимо либо применить одну из имеющихся, либо разработать новую методику определения себестоимости основных и оборотных фондов на производство отдельных продуктов из комплексного сырья.

Рекомендуемая методика определения себестоимости

Предлагаемая методика распределения затрат на производство отдельных продуктов из комплексного сырья разработана автором и применялась для определения экономических показателей отдельных продуктов, получаемых из комплексного сырья на нескольких предприятиях медной промышленности СССР.

Методика определения себестоимости предполагает комбинированный метод определения затрат на производство отдельных компонентов посредством суммирования затрат по операциям, необходимым для производства данного полезного компонента, с частью затрат по операциям, необходимым для производства нескольких полезных компонентов, причем затраты распределяются между ними пропорционально «промышленной ценности» выходящих из последней комплексной операции продуктов. Новым в предлагаемой методике является метод распределения общих затрат пропорционально «промышленной ценности» выходящих из последней комплексной операции полупродуктов или готовых продуктов, а также методика определения величины основных фондов и оборотных средств, необходимых для отдельных продуктов, получаемых из комплексного сырья.

Промышленная ценность товарного продукта определяется произведением действующей оптовой цены на количество товарного продукта, или промышленная ценность единицы товарного продукта равняется ее оптовой цене.

Промышленная ценность товарного продукта P^i (в руб.) может быть выражена следующим образом:

$$P^i = C_i \cdot a_i, \quad (4)$$

где a_i — количество товарного продукта в весовых единицах; C_i — цена за единицу товарного продукта, руб.

Промышленная ценность полуфабриката является разностью между промышленной ценностью конечного продукта (P^i), полученного 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 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 (неочищенного газа) (рис. 14), который мы будем именовать пятым полуфабрикатом, в конечном счете получается три продукта (первый, второй и третий), но не непосредственно после операции — пылеочистки, которой подвергается неочищенный газ, а еще после нескольких комплексных и индивидуальных операций. В результате пылеочистки получается два полуфабриката, третий — очищенный газ и четвертый — пыль. Пыль после нескольких операций, начиная с отмывки шлама и кончая центрифугированием, разделяется на два полуфабриката, первый — кек и второй — раствор. Из первого полуфабриката

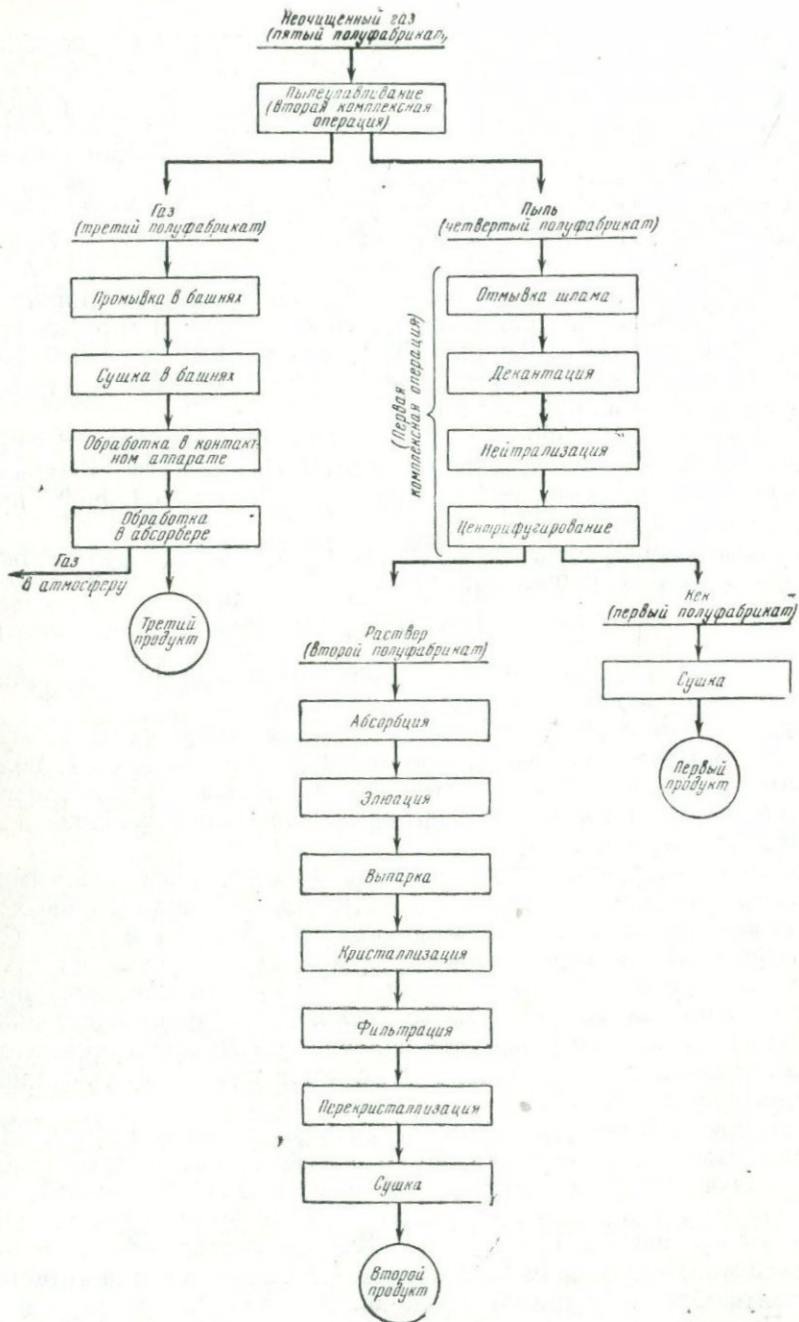


Рис. 14. Технологическая схема переработки неочищенного газа

после одной операции (сушки) получается первый продукт, из второго полуфабриката после нескольких операций, от абсорбции до сушки, получается второй продукт. Третий продукт получается после обработки четвертого полуфабриката (очищенного газа после нескольких операций промывки и абсорбции).

Обозначим промышленную ценность полуфабрикатов P_j и промышленную ценность готовых продуктов Π^i , полные эксплуатационные расходы по индивидуальным переделам, которые необходимы только для производства отдельных продуктов $\mathcal{E}_{и_1}$, и полные эксплуатационные расходы по комплексным переделам, необходимым для производства нескольких продуктов $\mathcal{E}_{к_1}$, в частности, по операциям от отмывки шлама до центрифугирования $\mathcal{E}_{к_1}$ и по операциям пылеулавливания $\mathcal{E}_{к_2}$. Тогда промышленная ценность полуфабрикатов будет соответственно равна:

$$\left. \begin{aligned} P_1 &= \Pi^I - \mathcal{E}_{и_1}; \\ P_2 &= \Pi^{II} - \mathcal{E}_{и_2}; \\ P_3 &= \Pi^{III} - \mathcal{E}_{и_3}; \end{aligned} \right\} \quad (5)$$

$$\begin{aligned} P_4 &= (P_1 + P_2) - \mathcal{E}_{к_1} = (\Pi^I - \mathcal{E}_{и_1}) + (\Pi^{II} - \mathcal{E}_{и_2}) - \mathcal{E}_{к_1} = \\ &= (\Pi^I + \Pi^{II}) - \mathcal{E}_{и_1} - \mathcal{E}_{и_2} - \mathcal{E}_{к_1}; \end{aligned} \quad (6)$$

$$\begin{aligned} P_5 &= P_4 + P_3 - \mathcal{E}_{к_2} = [(\Pi^I + \Pi^{II}) - \mathcal{E}_{и_1} - \mathcal{E}_{и_2} - \mathcal{E}_{к_1}] + \\ &+ (\Pi^{III} - \mathcal{E}_{и_3}) - \mathcal{E}_{к_2} = (\Pi^I + \Pi^{II} + \Pi^{III}) - \\ &- (\mathcal{E}_{и_1} - \mathcal{E}_{и_2} - \mathcal{E}_{к_1} - \mathcal{E}_{и_3} - \mathcal{E}_{к_2}). \end{aligned} \quad (7)$$

Для применения рекомендуемой методики необходим поперечный учет эксплуатационных затрат, который в настоящее время на обогатительных и металлургических предприятиях цветной металлургии периодически не ведется, но одновременно и экспериментально проводился научно-исследовательскими организациями и работниками промышленных предприятий на многих заводах и комбинатах.

Все возрастающие требования к более точным экономическим оценкам технических решений, а также дальнейшее совершенствование цен на научной основе с целью приближения их к общественно необходимым затратам требуют ликвидации так называемого «котлового» учета затрат на производство продукции на предприятиях и введения систематического поперечного учета затрат. В этом случае рекомендуемая система распределения затрат на отдельные продукты, получаемые из комплексного сырья, обретет постоянную исходную базу для проведения необходимых расчетов. Пока же она могла быть применена только при условии проведения специальных исследований.

Имея эксплуатационные затраты по переделам и зная назначенные тех или иных технологических операций, очень просто опре-

делить операции и затраты по ним, которые необходимы для получения только одного продукта. Значительно сложнее распределить между отдельными продуктами затраты по комплексным операциям.

Для примера рассмотрим распределение затрат между отдельными операциями по приведенной технологической схеме (см. рис. 14).

Последние операции технологического процесса, как правило, относятся непосредственно к производству одного металла или иного конечного продукта, который в дальнейшем для удобства условно будем именовать первым продуктом. Следовательно, все затраты по сушке первого продукта необходимо относить непосредственно на этот продукт. Идя по технологической цепи обратно, мы столкнемся с операцией центрифугирования, в результате которой получается не только полуфабрикат для производства нашего первого продукта — кек, но и раствор, из которого будет получаться другой продукт, который будем именовать вторым продуктом. Для получения второго продукта требуется также осуществить еще несколько операций — начиная с абсорбции и кончая размолотом, — затраты на которые необходимо отнести на второй продукт. Но затраты по центрифугированию, нейтрализации, декантации, отмывке шлама необходимо распределить между этими двумя продуктами, причем для получения первого индивидуальные затраты будут значительно меньше, чем для второго. Кроме того их цены также будут различаться.

В результате центрифугирования будут получены два полуфабриката: раствор и твердая фракция, различные по «промышленной ценности».

«Промышленную ценность» полуфабриката первого продукта или твердой фракции (Π_1) можно представить как разность между промышленной ценностью (Π^I) первого продукта и индивидуальными эксплуатационными затратами на операции сушки (\mathcal{E}_{κ_1}), т. е. $\Pi_1 = a_1 \cdot \Pi_1 - \mathcal{E}_{\kappa_1}$, где $a_1 \cdot \Pi_1 = \Pi^I$. Промышленная ценность полуфабриката второго продукта — раствора — будет соответственно $\Pi_2 = a_2 \cdot \Pi_2 - \mathcal{E}_{\kappa_2}$. Пропорционально промышленным ценностям этих полуфабрикатов целесообразно распределить расходы по центрифугированию и предшествующим ему процессам, в результате которых получают только наши два полуфабриката.

Обозначим расходы по этим процессам \mathcal{E}_{κ_1} и, распределяя их пропорционально промышленной ценности производимых полуфабрикатов, получим долю расходов для первого полуфабриката ($\mathcal{E}_{\kappa_1}^I$)

$$\mathcal{E}_{\kappa_1}^I = \frac{\Pi_1}{\Pi_1 + \Pi_2} \mathcal{E}_{\kappa_1}, \quad (8)$$

для второго ($\mathcal{E}_{\kappa_1}^{II}$) соответственно

$$\mathcal{E}_{\kappa_1}^{II} = \frac{\Pi_2}{\Pi_1 + \Pi_2} \mathcal{E}_{\kappa_1} \quad (9)$$

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

$$\mathcal{E}_{и_1} + \mathcal{E}_{к_1}^I \text{ или } \mathcal{E}_{и_1} + \frac{\Pi_1}{\Pi_1 + \Pi_2} \mathcal{E}_{к_1}$$

и соответственно для второго продукта

$$\mathcal{E}_{и_2} + \mathcal{E}_{к_1}^{II} \text{ или } \mathcal{E}_{и_2} + \frac{\Pi_2}{\Pi_1 + \Pi_2} \mathcal{E}_{к_1}.$$

Рассматривая далее в обратном направлении технологический процесс, мы подойдем к такой операции, например пылеулавливанию, в результате которой выпускается опять два полуфабриката — газ и пыль; из пыли после соответствующей переработки получаются два первых продукта, а из газа — третий продукт. Следовательно, необходимо распределять расходы по операции пылеулавливания, в результате которой получается три наших продукта.

Обозначим эксплуатационные расходы второго комплекса $\mathcal{E}_{к_2}$.

Промышленная ценность двух получаемых полуфабрикатов — пыли (Π_4) и газа (Π_3) будет следующей:

пыли, из которой получаются первый и второй продукт (Π_4)

$$\Pi_4 = (a_1 \Pi_1 - \mathcal{E}_{и_1} - \mathcal{E}_{к_1}^I) + (a_2 \Pi_2 - \mathcal{E}_{и_2} - \mathcal{E}_{к_1}^{II}) \quad (10)$$

и газа, из которого получается третий продукт

$$\Pi_3 = \Pi_3^{III} = (a_3 \Pi_3 - \mathcal{E}_{и_3}), \quad (11)$$

тогда затраты по улавливанию, относимые на пыль, будут

$$\mathcal{E}_{к_2} \frac{\Pi_4}{\Pi_3 + \Pi_4}$$

и на газ:

$$\mathcal{E}_{к_2} \frac{\Pi_3}{\Pi_3 + \Pi_4},$$

а на производство третьего продукта соответственно

$$\mathcal{E}_{и_3} + \mathcal{E}_{к_2} \frac{\Pi_3}{\Pi_3 + \Pi_4}.$$

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

$$\mathcal{E}_{и_1} + \mathcal{E}_{к_1}^I + \mathcal{E}_{к_2}^I = \mathcal{E}_{и_1}' + \mathcal{E}_{к_1} \frac{\Pi_1}{\Pi_1 + \Pi_2} + \mathcal{E}_{к_2} \frac{\Pi_4}{\Pi_3 + \Pi_4} \cdot \frac{\Pi_1}{\Pi_1 + \Pi_2}.$$

Это выражение можно преобразовать:

$$\mathcal{E}_{и_1} + \left(\mathcal{E}_{к_1} + \mathcal{E}_{к_2} \frac{\Pi_4}{\Pi_3 + \Pi_4} \right) \cdot \frac{\Pi_1}{\Pi_1 + \Pi_2},$$

для второго продукта затраты соответственно составят

$$\mathcal{E}_{и_2} + \left(\mathcal{E}_{к_1} + \mathcal{E}_{к_2} \frac{\Pi_4}{\Pi_3 + \Pi_4} \right) \cdot \frac{\Pi_2}{\Pi_1 + \Pi_2},$$

а промышленная ценность всего первого продукта в неочищенном газе будет равна

$$П_2^I = a_1 \cdot Ц_1 - Э_{и_1} - \left(Э_{к_1} + Э_{к_2} \frac{П_4}{П_3 + П_4} \right) \cdot \frac{П_1}{П_1 + П_2}. \quad (12)$$

Далее подойдем к еще одной операции технологического процесса, например плавке, в результате которой образуется несколько полуфабрикатов, из которых потом комплексно или селективно, а иногда и непосредственно получают четвертый, пятый продукты и т. д.

В этом случае производим распределение затрат между ними таким образом, как указывалось выше, и так до самого начала процесса, т. е. до добычи руды.

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

Второй случай, когда удельный вес затрат некоторых комплексных операций, распределяемых по предлагаемой методике на производство того или иного компонента, составит незначительную величину порядка 2—3%, возможно до 5%. 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 меньше промышленной его ценности, то следовательно, эта разность составляет промышленную ценность данного продукта в руде.

Очевидно, второй случай будет характерен для всех рассеянных элементов, о чем подробнее будет сказано несколько позже.

До настоящего момента все рассуждения и расчеты мы производили на весь выпуск продукции, что было правильно для целей распределения затрат. Ниже будет рассмотрено определение промышленной ценности весовой единицы продукта в различных полуфабрикатах, в первую очередь в тех полуфабрикатах, которые являются конечными продуктами для отдельных предприятий и передаются на другие предприятия для последующей переработки, т. е. руда, концентрат, шламы и т. п.

Для того, чтобы определить промышленную ценность весовой единицы металла в полуфабрикате, необходимо промышленную ценность полуфабриката разделить на количество металла, содержащегося в нем (a_j^i)

$$a_j^i = \frac{a_i}{\gamma_j^i}, \quad (13)$$

где γ_j^i — коэффициент извлечения i -металла из j -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 ($ПЕ_1^I$) — кеке — может быть представлена

$$ПЕ_1^I = \frac{\Pi_1^I \cdot \gamma_1^I}{a_1}. \quad (14)$$

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

$$ПЕ_4^I = \frac{\Pi_4^I \cdot \gamma_1^I \cdot \gamma_4^I}{a_1} = \frac{\gamma_1^I \cdot \gamma_4^I}{a_1} \times \\ \times \left\{ a_1 \Pi_1 - \mathcal{E}_{n_1} - \mathcal{E}_{k_1} \cdot \frac{\Pi_1}{\Pi_1 + \Pi_2} \right\}, \quad (15)$$

где γ_1^I — извлечение первого металла из первого полуфабриката в готовый продукт, в долях единицы; γ_4^I — извлечение первого металла из четвертого полуфабриката в первый полуфабрикат в долях единицы.

Остальные обозначения те же, что и в формулах (8—12).

Соответствующим образом можно будет 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 сырье.

Промышленная ценность комплексного сырья будет складываться из суммы промышленных ценностей всех полезных компонентов, содержащихся в нем.

Основной трудностью применения предлагаемой методики является то, что учет основных технико-экономических показателей в промышленности осуществляется по крупным производственным участкам (цехам или заводу в целом). Для определения действительных народнохозяйственных затрат по отдельным переделам и операциям необходимо было провести детализацию затрат по ним непосредственно на предприятиях и с участием работников самих предприятий, т. е. провести своего рода экономический эксперимент.

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, электроэнергии по установленной мощности и числу часов работы электрооборудования, заработной платы основных производственных рабочих, согласно штатному расписанию. Сумма амортизации производственного оборудования рассчитывалась в соответствии с фактической его расстановкой по переделам, амортизация зданий и сооружений — пропорционально занимаемой под соответствующие переделы площадью и процентом использования сооружений. Косвенные расходы: цеховые за вычетом амортизации, общезаводские и внепроизводственные относились на передел по распространенной 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 переделельных затрат или иным способом. Мы остановились на методе их распределения пропорционально заработной плате основных производственных рабочих только потому, что таким методом производилось их распределение между готовыми продуктами на обследованных промышленных предприятиях.

Таким образом определяется полная заводская себестоимость различных переделов.

Далее полные заводские эксплуатационные затраты по переделам относятся в соответствии с их технологической необходимостью либо полностью на тот или иной готовый продукт, либо распределяются между несколькими готовыми продуктами пропорционально промышленной ценности их в полупродуктах, выходящих из данного передела.

Методические вопросы определения фондоемкости отдельных видов продукции, получаемых из комплексного сырья

Задача разработки методики распределения основных фондов (производственных фондов и оборотных средств) между отдельными готовыми продуктами возникла после проведения реформы в области ценообразования в 1967 г. и поэтому еще нет каких-либо узаконенных методических положений, проверенных на практике. Работа в этой области только начинается, но из имеющихся сведений, в частности, из материалов совещания по определению фондоемкости отдельных видов продукции, состоявшегося в Москве в начале 1967 г., видна одна тенденция — к излишней детализации расчетов, даже при производствах, не связанных с комплексным использованием сырья. Как и при калькулировании

себестоимости, при определении фондоемкости мы сталкиваемся с тем, что значительная часть фондов может быть отнесена на отдельные продукты лишь косвенным путем. В первую очередь излишняя детализация расчетов касается этих фондов. Представляется целесообразным по возможности избежать излишней детализации в расчетах фондоемкости отдельных готовых продуктов, которая усложняет дело, если не губит его совершенно, вследствие большой трудоемкости расчетов. Предлагаемая в настоящей работе методика пригодна для подсчета основных производственных фондов и оборотных средств, относимых на отдельные готовые продукты, которые получают из комплексного сырья. Автор не претендует на абсолютную правильность предлагаемой методики. Очевидно только после накопления некоторого практического опыта можно будет судить о ее достоинствах и недостатках. Тем не менее предлагаемая в настоящей работе методика позволяет более или менее правильно установить размеры основных фондов и оборотных средств, необходимых для производства отдельных компонентов из комплексного сырья.

Определение основных фондов или капиталовложений, необходимых для производства того или иного компонента из комплексного сырья, предлагается также осуществлять комбинированным методом. В дальнейшем мы будем употреблять термин «основные фонды», подразумевая возможность замены его для вновь строящихся предприятий на термин «капитальные затраты».

Все основные производственные фонды можно разделить на четыре группы: 1) производственные фонды основных производственных цехов, непосредственно связанные с производством, которые могут быть распределены между переделами (Φ_a); 2) основные фонды вспомогательных цехов, которые также могут быть распределены между переделами пропорционально физическому объему услуг (Φ_b); 3) общезаводские фонды и фонды вспомогательных производственных цехов, которые могут быть распределены между отдельными продуктами или переделами только тем или иным косвенным методом (Φ_c); 4) общецеховые фонды основных производственных цехов (Φ_{II}).

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 распределить между этими продуктами. Необходимо также распределить основные фонды вспомогательных цехов и общезаводские фонды.

Если мы каким-либо путем при определении текущих расходов на производство полезного продукта распределили амортизационные отчисления, то допустимо 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 промышленной ценности этих компонентов в полупродуктах, выходящих из данного передела.

Общезаводские основные фонды и фонды цехов, услуги которых входят в цеховые или общезаводские расходы, можно распределять пропорционально величине заработной платы производственных рабочих по всем индивидуальным и комплексным переделам, необходимым для производства данного продукта. При этом по индивидуальным переделам зарплата берется полностью, а по комплексным — часть зарплаты в соответствии с распределением ее (как и всех расходов по комплексным переделам) пропорционально промышленной ценности полезного компонента, содержащегося в полупродукте данного передела.

Определять величину основных фондов можно двумя путями. Первый — посредством определения полной фондоемкости отдельных переделов, по которым велось калькулирование себестоимости и затем суммированием величины фондов переделов, необходимых для производства 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 относимых на производство готового продукта.

Первым способом определяется величина всех основных фондов по отдельным переделам. Основные фонды первой группы (основные фонды цехов основного производства) относятся на соответствующие переделы согласно 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. Что касается определения стоимости зданий, то ее величина определяется либо пропорционально занимаемой переделом площади, а в некоторых случаях пропорционально кубатуре помещений соответствующего передела. В случае если некоторые рабочие машины или силовое оборудование участвуют в операциях различных переделов, то стоимость этих основных фондов распределяется между переделами пропорционально времени обслуживания этих переделов.

Основные фонды второй группы (основные фонды вспомогательных цехов, услуги которых могут определяться физическим объемом) распределяются между переделами пропорционально удельному весу услуг, оказываемых соответствующему переделу.

Основные фонды третьей и четвертой групп (общецеховые фонды технологических цехов, общезаводские фонды и фонды вспомогательных цехов, услуги которых не могут быть выражены

в физическом объеме) распределяются между переделами пропорционально величине заработной платы основных производственных рабочих для соответствующих переделов или пропорционально иному показателю, по которому производилось распределение цеховых и общезаводских расходов при калькулировании себестоимости переделов. Конечно, цеховые расходы распределяются только по переделам, осуществляемым в данном цехе.

Определив таким образом величины всех основных фондов по переделам, распределяем их между отдельными продуктами, аналогично тому, как мы распределяли себестоимость 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 соответственно величину основных фондов или их долю по переделам необходимым для производства данного продукта, получаем величину основных фондов, необходимых для производства отдельных продуктов.

Второй способ несколько проще. Основные фонды первой группы определяются так же, как в первом способе, т. е. определяется их величина по переделам, а затем они распределяются между отдельными продуктами, а основные фонды второй и третьей групп нет необходимости распределять между отдельными переделами, их можно с помощью результатов расчета себестоимости отдельных продуктов сразу распределить на отдельные продукты. После калькулирования себестоимости известно количество электроэнергии, воды и других услуг, которые относятся на производство того или иного продукта, а следовательно и доля их от всего количества услуг, отнесенных на основную готовую продукцию.

Зная удельный вес услуг для производства какого-либо компонента от общего количества услуг и величину основных фондов, с помощью которых оказываются услуги, просто 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 будет решено распределять основные фонды третьей группы пропорционально иному критерию, например пропорционально переделным затратам, то и в этом случае величину их будет просто определить, зная величину переделных затрат из себестоимости.

Например, для первого продукта основные фонды вспомогательных цехов, которые могут быть распределены пропорционально физическому объему услуг Φ_v^I , определяются следующим образом, в частности для водопроводной станции:

$$\begin{aligned} \Phi_v^I &= \Phi_v \cdot \frac{V_{и_1}^I + V_{к_1}^I + V_{к_2}^I}{V} = \\ &= \frac{V_{и_1} + V_{к_1} \cdot \frac{\Pi_1}{\Pi_1 + \Pi_2} + V_{к_2} \cdot \frac{\Pi_4}{\Pi_3 + \Pi_4} \cdot \frac{\Pi_1}{\Pi_1 + \Pi_2}}{V}, \end{aligned} \quad (16)$$

где Φ_v — производственные фонды водопроводной станции, руб.; V — весь объем воды, потребляемой основными производственными цехами, $м^3$; $V_{и_1}$ — объем воды, потребляемой в 1-м индивидуальном переделе, $м^3$; $V_{к_1}$ — объем воды, потребляемой в 1-м комплексном переделе, $м^3$; $V_{к_2}$ — объем воды, потребляемой во 2-м комплексном переделе, $м^3$; $V_{к_1}^I$ — объем воды, потребляемой в 1-м комплексном переделе и относимой на 1 продукт, $м^3$; $V_{к_2}^I$ — объем воды, потребляемой во 2-м комплексном переделе и относимой на 1 продукт, $м^3$.

Величины V , $V_{и_1}$, $V_{к_1}$, $V_{к_2}$; $V_{к_1}^I$ и $V_{к_2}^I$ могут быть представлены и в денежном выражении. Распределяя таким образом стоимость основных фондов некоторых вспомогательных цехов, допускаем определенную погрешность, так как эти цехи оказывают услуги не только основным производственным цехам, но и всем вспомогательным цехам и заводууправлению.

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 (Φ_c), для первого продукта определяются следующим образом:

$$\begin{aligned} \Phi_c^I &= \Phi_c \cdot \frac{З_{и_1}^I + З_{к_1}^I + З_{к_2}^I}{З} = \\ &= \Phi_c \cdot \frac{З_{и_1} + З_{к_1} \cdot \frac{\Pi_1}{\Pi_1 + \Pi_2} + З_{к_2} \cdot \frac{\Pi_4}{\Pi_3 + \Pi_4} \cdot \frac{\Pi_1}{\Pi_1 + \Pi_2}}{З}, \end{aligned} \quad (17)$$

где $З$ — зарплата всех основных производственных рабочих предприятия, руб.; $З_{и_1}$ — зарплата основных производственных рабочих на индивидуальных переделах, руб.; $З_{к_1}$ — зарплата основных производственных рабочих на 1-м комплексном переделе; $З_{к_2}$ — зарплата основных производственных рабочих на 2-м комплексном переделе; $З_{к_1}^I$ — часть зарплаты основных производственных рабочих на 1-м комплексном переделе, относимая на 1 продукт; $З_{к_2}^I$ — часть зарплаты основных производственных рабочих на 2-м комплексном переделе, относимая на 1 продукт.

Хотя формула представляется довольно громоздкой, но при расчетах все будет выглядеть достаточно просто, ибо коэффициенты $\frac{\Pi_1}{\Pi_1 + \Pi_2}$ и $\frac{\Pi_4}{\Pi_3 + \Pi_4}$ были определены ранее и остаются неизменными, а $Z_{ц_1}$, $Z_{к_1}$ и $Z_{к_2}$ берутся непосредственно из передельных калькуляций и, наконец, Z — из годового отчета 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 основных рабочих данного цеха. Так, если 1-й индивидуальный передел и 1-й комплексный передел выполняются в одном цехе (первом), а 2-й комплексный и 3-й индивидуальный переделы в другом (втором), тогда величина основных фондов первого цеха, относимая на первый продукт, составит

$$\Phi_{ц_1}^I = \Phi_{ц_1} \cdot \frac{Z_{ц_1} + Z_{к_1}^I}{Z_{ц_1}} = \Phi_{ц_1} \cdot \frac{Z_{ц_1} + Z_{к_1} \cdot \frac{\Pi_1}{\Pi_1 + \Pi_2}}{Z_{ц_1}}. \quad (18)$$

Основные фонды второго цеха определяются следующим образом:

$$\Phi_{ц_2}^I = \Phi_{ц_2} \cdot \frac{Z_{к_2}^I}{Z_{ц_2}} = \Phi_{ц_2} \cdot \frac{Z_{к_2} \cdot \frac{\Pi_4}{\Pi_3 + \Pi_4} \cdot \frac{\Pi_1}{\Pi_1 + \Pi_2}}{Z_{ц_2}}, \quad (19)$$

где $\Phi_{ц_1}$ и $\Phi_{ц_2}$ — производственные фонды первого и второго цехов, руб.; $Z_{ц_1}$ и $Z_{ц_2}$ — основная заработная плата основных производственных рабочих первого и второго цехов, руб. Остальные обозначения те же, что и в формулах (8—12, 17).

Необходимо сразу остановиться на одной погрешности, которую мы допускаем в предлагаемой методике. Речь идет об услугах на сторону, которые в том или ином виде оказывает практически любое предприятие.

Поскольку величина этих услуг в общем выпуске товарной продукции составляет небольшую долю, редко более 3—5%, и во всяком случае не больше 10%, то предлагается их просто игнорировать.

Необходимо распределить между отдельными продуктами также сумму нормируемых оборотных средств.

На предприятиях проводятся расчеты по обоснованию величины нормируемых оборотных средств по каждой позиции, причем на некоторых предприятиях величина оборотных средств определяется и устанавливается по каждому цеху. Очевидно, можно было бы определить величину оборотных фондов и по более мелким подразделениям — участкам и переделам, и тогда можно определить размер оборотных фондов для операций или переделов, необходимых для одного готового продукта. Оборотные средства,

необходимые для комплексных операций, возможно было бы распределить на отдельные продукты в тех же пропорциях, что и эксплуатационные затраты по изложенной выше методике. Однако при этом нам удалось бы распределить далеко не все нормируемые оборотные средства, ибо значительная и, видимо, большая часть их не может быть отнесена на основные производственные процессы и вспомогательные производственные цехи. Все материалы, как правило, поступают на централизованные склады отделов материального технического снабжения предприятия и лишь оттуда передаются цехам, причем величина запаса и продолжительность хранения их на общезаводских складах обычно превышает запасы и время хранения в цехах. Во-первых, это связано с большой емкостью заводских складов и, во-вторых, размер запаса на складе материально-технического снабжения зависит от размеров поставляемых партий, которые регламентируются условиями транспортировки. Величина запасов цеха устанавливается в зависимости от величины расхода материалов.

Такое же положение имеет место и с готовой продукцией, которую цех практически непрерывно выпускает и сдает отделу технического контроля и отделу сбыта, последний же, во-первых, при массовой продукции, должен полностью загружать вагоны, для чего требуется определенное время, чтобы накопить соответствующее количество товарной продукции, во-вторых, не всегда может иметь соответствующие наряды на поставку тех или иных видов готовых продуктов.

Запасные части для ремонта, как правило, не поступают в цех, а находятся либо на складах отдела материально-технического снабжения, либо на складе отдела главного механика и отдела главного энергетика.

Таким образом, лишь очень небольшая часть нормируемых оборотных средств может быть распределена прямым счетом на отдельные производственные цехи и переделы основного технологического процесса, остальная же, значительно большая часть должна распределяться косвенным методом. При распределении нормируемых оборотных средств на производство отдельных продуктов значительная часть оборотных средств производственных цехов, переделов, участков также должна будет распределяться косвенным методом, о котором упоминалось выше. В итоге только примерно 10—15% суммы оборотных средств может быть сравнительно точно отнесено на производство определенных видов продукции, прочие же 85—90% оборотных средств должны распределяться косвенным методом. Всякое распределение затрат косвенным методом предполагает определенную условность и, следовательно, погрешность в расчетах. Очевидно, практически целесообразно все 100% затрат определять достаточно простым косвенным методом, при незначительном возрастании величины общей погрешности.

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. промышленной ценности готовой продукции.

Для распределения нормируемых оборотных средств между отдельными продуктами можно воспользоваться следующей формулой:

$$C_{об}^i = \frac{C_{об} \cdot \Pi_i \cdot a_i}{\sum_{i=1}^n \Pi_i \cdot a_i}, \quad (20)$$

где $C_{об}$ — нормируемые оборотные средства предприятия, руб.; $C_{об}^i$ — нормируемые оборотные средства, необходимые для производства i -го продукта, руб.; Π_i — цена i -го продукта за весовую единицу, руб.; a_i — количество i -го продукта, выпускаемого в год, в весовых единицах; n — количество продуктов, выпускаемых предприятием.

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

Так, величину оборотных средств, необходимых для первого продукта, можно определить следующим образом:

$$C_{об}^I = C_{об} \cdot \frac{a_1 \Pi_1}{\sum_{i=1}^n a_i \Pi_i}, \quad (21)$$

где $C_{об}$ — среднегодовые нормируемые оборотные средства предприятия, руб.; $C_{об}^I$ — величина оборотных средств, необходимых для производства первого продукта; a_1 — объем производства первого продукта в весовых единицах; Π_1 — цена весовой единицы первого продукта, руб.; n — количество готовых продуктов, получаемых из комплексного сырья; a_i — объем производства i -го продукта в весовых единицах; Π_i — цена весовой единицы i -го продукта, руб.

Теперь можно определить величину производственных фондов, необходимых для получения первого продукта:

$$\Phi^I = \Phi_a^I + \sum_{i=1}^n \Phi_{в_i}^I + \Phi_c^I + \sum_{j=1}^m \Phi_{ц_j}^I + C_{об}^I, \quad (22)$$

где Φ^I — величина всех основных производственных фондов и оборотных средств, необходимых для производства I продукта,

руб.; m — количество основных производственных цехов, участвующих в получении I продукта; n — количество вспомогательных цехов 2-й группы, оказывающих услуги для производства I продукта. Остальные обозначения те же, что в предыдущих формулах.

Чтобы определить фондоемкость весовой единицы первого продукта, нужно разделить величину основных производственных фондов и оборотных средств на количество получаемого I продукта.

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

Для пояснения предлагаемой методики произведем примерный расчет себестоимости готовой продукции и основных фондов по второму методу на медеплавильном заводе. Все цифровые данные взяты условно.

Пример. Определение себестоимости готовой продукции, получаемой из комплексного сырья на медеплавильном заводе.

В медной руде, кроме меди, содержатся еще три полезных компонента, которые частично переходят в медный концентрат. На медеплавильном заводе медный концентрат в количестве 1 млн. т в год плавится в отражательных печах и полученный штейн конвертируется. Отходящие от конверторов газы улавливаются, очищаются от пыли и из них извлекается полезный продукт, условно именуемый третьим (III). С помощью гидрометаллургической переработки из пыли извлекаются еще два продукта, условно именуемые первым (I) и вторым (II) (см. рис. 14).

Содержание в концентрате меди составляет 40%, I продукта 1,5%, II продукта 0,002% и III продукта 20%. Извлечение меди на металлургическом заводе в черновую медь составляет 90%; I и III продукты — в количестве 50% от содержания в концентрате переходят в конверторную пыль; 40% III продукта переходит из концентрата в отходящие газы конверторов. На операции пылеулавливания извлечение в пыль I и II продуктов составляет 90% и III продукта в газ 98%. Извлечение на операциях (см. рис. 14) отмывка — центрифугирование составляет для I и II продуктов 85%, извлечение II продукта на операциях абсорбция — размол составляет 85%, I продукта на операции сушка составляет 95% и III продукта на операциях промывка — абсорбция 98%.

Для проведения расчетов все технологические операции разбиваем на следующие переделы (см. рис. 14): индивидуальный передел для I продукта — сушка; индивидуальный передел для II продукта — начиная с абсорбции и кончая сушкой; коллективный передел для I и II продуктов — начиная с отмывки и кончая центрифугированием; индивидуальный передел для III продукта — промывка, обработка в абсорбере; коллективный передел для I-го, II и III продуктов — пылеулавливание; коллективный передел для всех продуктов — отражательная плавка со всеми подготовительными операциями и конвертирование. Ежегодные эксплуатационные расходы составляют для индивидуального передела I продукта (\mathcal{E}_{n_1})⁵ 1000 тыс. руб.; для индивидуального передела II продукта (\mathcal{E}_{n_2}) 400 тыс. руб.; для коллективного передела I и II продуктов (\mathcal{E}_{n_3}) 2600 тыс. руб.; для индивидуального передела III продукта (\mathcal{E}_{n_4}) 76 тыс. руб.; для коллективного передела I, II и III продуктов (\mathcal{E}_{n_5}) 400 тыс. руб.; и, наконец, для коллективного передела необходимо для всех продуктов (\mathcal{E}_{n_6}) 20 000 тыс. руб.

Вначале проводим расчет стоимости готовой продукции в оптовых ценах.

Наименование продуктов	Содержание в медном концентрате компонентов		Сквозной коэффициент извлечения	Получено готовых продуктов, т (a _i)	Цена за 1 т (Ц _i), руб.	Стоимость готовой продукции в оптовых ценах, тыс. руб. (Π ⁱ)
	%	т				
Черновая медь	40	400 000	0,9	360 000	640	230 400
I продукт	1,5	15 000	0,5×0,9×0,85× ×0,95=0,362	54 300	500	2 715
II продукт	0,002	20	0,5×0,9×0,85× ×0,85=0,325	6,50	500 000	3 250
III продукт	20	200 000	0,4×0,98×0,98= =0,384	57 600	10	576

Затем определяем промышленную ценность твердой фракции (Π₁) или I продукта в твердой фракции

$$\Pi_1 = a_1 \Pi_1 - \Xi_{i_1} = 2\,715\,000 - 1\,000\,000 = 1\,715\,000 \text{ руб.},$$

и соответственно промышленную ценность раствора или II продукта в растворе

$$\Pi_2 = a_2 \Pi_2 - \Xi_{i_2} = 3\,250\,000 - 400\,000 = 2\,850\,000 \text{ руб.}$$

Пропорционально промышленной ценности полученных полупродуктов распределяются затраты по первому коллективному переделу между I и II продуктами (формулы 8 и 9).

$$\Xi_{k_1}^I = \frac{\Pi_1}{\Pi_1 + \Pi_2} \cdot \Xi_{k_1} = \frac{1\,715\,000}{1\,715\,000 + 2\,850\,000} \cdot 2\,600\,000 = 0,375 \cdot 2\,600\,000 = 975\,000 \text{ руб.}$$

$$\Xi_{k_1}^{II} = \frac{\Pi_2}{\Pi_1 + \Pi_2} \cdot \Xi_{k_1} = \frac{2\,850\,000}{1\,715\,000 + 2\,850\,000} \times 2\,600\,000 = 0,625 \times 2\,600\,000 = 1\,625\,000 \text{ руб.}$$

Промышленная ценность газа или III продукта в газе (формула 11) составит

$$\Pi_3 = a_3 \Pi_3 - \Xi_{i_3} = 576\,000 - 76\,000 = 500\,000 \text{ руб.}$$

Промышленная ценность пыли (Π₄) (суммарная промышленная ценность I и II продуктов в пыли) (по формуле 10) будет Π₄ = (a₁ · Π₁ - Ξ_{a₁} - Ξ_{k₁}^I) + (a₂ · Π₂ - Ξ_{a₂} - Ξ_{k₁}^{II}) = (2715000 - 1 000 000 - 975000) + (3250000 - 400000 - 1625000) = 740 000 + 1 225 000 = 1 965 000 руб, где выражения, заключенные в скобки, соответственно являются промышленной ценностью I и II продуктов в уловленной пыли (Π₄^I и Π₄^{II}).

Затраты по пылеулавливанию распределяем между I (Ξ_{k₂}^I), II (Ξ_{k₂}^{II}) и III продуктами (Ξ_{k₂}^{III}):

$$\Xi_{k_2}^I = \Xi_{k_2} \cdot \frac{\Pi_4}{\Pi_3 + \Pi_4} \cdot \frac{\Pi_1}{\Pi_1 + \Pi_2} = 4\,000\,000 \cdot \frac{1\,965\,000}{1\,965\,000 + 500\,000} \cdot 0,375 = 400\,000 \cdot 0,8 \cdot 0,375 = 120\,000 \text{ руб.}$$

$$\mathcal{E}_{\kappa_2}^{\text{II}} = \mathcal{E}_{\kappa_2} \cdot \frac{\Pi_4}{\Pi_3 + \Pi_4} \cdot \frac{\Pi_2}{\Pi_1 + \Pi_2} = 400\,000 \cdot 0,8 \cdot 0,625 = 200\,000 \text{ руб.}$$

$$\mathcal{E}_{\kappa_2}^{\text{III}} = \mathcal{E}_{\kappa_2} \cdot \frac{\Pi_3}{\Pi_3 + \Pi_4} = 400\,000 \frac{500\,000}{1\,965\,000 + 500\,000} = 80\,000 \text{ руб.}$$

Определяем промышленную ценность неочищенных от пыли отходящих конвертерных газов (Π_5). Это можно сделать и другим способом, например

$$\Pi_5 = (a_{1\text{II}} + a_{2\text{II}} + a_{3\text{II}}) - (\mathcal{E}_{\text{II}} + \mathcal{E}_{\text{III}} + \mathcal{E}_{\text{IV}} + \mathcal{E}_{\kappa_1} + \mathcal{E}_{\kappa_2}) = (271\,5000 + 3250000 + 576000) - (1000000 + 400000 + 7600 + 2600000 + 400000) = 6541000 - 4476000 = 2065000 \text{ руб.}$$

Затраты по отражательной плавке и конвертированию мы должны распределять между неочищенными конвертерными газами и черновой медью.

Но так как промышленная ценность неочищенных конвертерных газов составляет всего 0,9% от себестоимости меди, т. е. менее 3%, затраты по отражательной плавке и конвертированию необходимо полностью относить на медь и, очевидно, затраты по предыдущим переделам (по добыче и обогащению) также следует относить только на медь.

Таким образом, себестоимость передела на 1 т меди на медеплавильном заводе составит $20\,000\,000 : 360\,000 = 55,6$ руб.

Себестоимость I продукта (C^{I}):

$$C^{\text{I}} = \frac{\mathcal{E}_{\text{II}} + \mathcal{E}_{\kappa_1} \frac{\Pi_1}{\Pi_1 + \Pi_2} + \mathcal{E}_{\kappa_2} \frac{\Pi_3}{\Pi_3 + \Pi_4} \frac{\Pi_1}{\Pi_1 + \Pi_2}}{a_1} =$$

$$= \frac{1\,000\,000 + 975\,000 + 120\,000}{5430} = 385,8 \text{ руб.}, \text{ т. е. } 77,1\% \text{ от цены.}$$

Себестоимость II продукта (C^{II}):

$$C^{\text{II}} = \frac{400\,000 + 1\,625\,000 + 200\,000}{6,5} = \frac{2\,225\,000}{6,5} =$$

$$= 342\,300 \text{ руб.}, \text{ т. е. } 68,5\% \text{ от его цены.}$$

Себестоимость III продукта (C^{III}):

$$C^{\text{III}} = \frac{76\,000 + 80\,000}{57\,600} = \frac{156\,000}{57\,600} = 2 \text{ руб. } 70 \text{ коп.}$$

т. е. 30% от его цены.

Используя формулу (14), легко определить промышленную ценность весовой единицы полезного компонента в полупродукте, например II продукта (ПЕ_4^{II}) в уловленной пыли.

$$\text{ПЕ}_4^{\text{II}} = \frac{\Pi_4^{\text{II}} \gamma_2^{\text{II}} \gamma_4^{\text{II}}}{a_2} = \frac{1\,225\,000 \cdot 0,85 \cdot 0,85}{6,5} = 136\,163 \text{ руб.}$$

Пример 2. *Определение величины основных фондов и оборотных средств, необходимых для получения нескольких продуктов из комплексного сырья.* Исходные технологические данные те же, что и в первом примере. Дополнительные данные представлены в таблице.

Наименование цехов, переделов и подразделений	Производственное назначение	Основные фонды в млн. руб.	Заработная плата основных производственных рабочих в тыс. руб.	Расход воды в % от потребления основными производственными цехами
Сушка (цех 1)	Для I продукта	5	50	<0,001
Абсорбция—размол (цех 1)	Для II продукта	10	50	<0,001
Промывка—сушка (цех 2)	Для III продукта	50	20	10
Орошение—центрифугирование (цех 1)	Для I и II продуктов	10	600	0,001
Пылеулавливание (цех 2)	Для I, II и III продуктов	10	40	<0,001
Общеховые фонды (цех 2)	Для I, II и III продуктов	20	60	
Отражательная и конверторная плавка	Для меди	400	4000	90
Вспомогательные производственные цехи	Для всех продуктов	80	—	—
Водоснабжение	То же	10	—	—
Электроэнергетическое снабжение	»	30	—	—
Общезаводское хозяйство	»	10	—	—

Среднегодовая величина нормируемых оборотных средств составляет 25 500 тыс. руб.

Произведем расчет величины основных фондов, необходимых для производства третьего продукта (Φ^{III}).

Определяем величину основных фондов основного производства (Φ_a^{III}).

$$\Phi_a^{\text{III}} = 50 + 10 \cdot \frac{\Pi_3}{\Pi_3 + \Pi_4} = 50 + 10 \cdot 0,2 = 52 \text{ млн. руб.}$$

Определяем величину основных фондов службы водоснабжения, относимую на третий продукт:

$$\Phi_b^{\text{III}} = \Phi_b \cdot \frac{B_k + B_{k_2}}{B} = 10 \cdot \frac{10 + 0}{100} = 1 \text{ млн. руб.}$$

Ввиду относительно незначительного расхода электроэнергии на производство III продукта основные фонды по электроэнергетическому хозяйству III продукта не учитываются.

Определяем долю основных фондов вспомогательных производственных цехов и общезаводского хозяйства, относимых на III продукт (по формуле 17):

$$\Phi_c^{\text{III}} = \Phi_c \cdot \frac{З_{и_3} + З_{к_2}^{\text{III}}}{З} = (80 + 10) \cdot \frac{20 + 40 \cdot 0,2}{4760} = 90 \cdot \frac{28}{4760} = 0,53 \text{ млн. руб.}$$

(Ввиду незначительного удельного веса зарплаты основных производственных рабочих, занятых на производстве третьего продукта, можно было бы для него не учитывать долю основных фондов общезаводского хозяйства; мы сделали это только в целях пояснения техники расчета).

Определяем долю общеховых основных фондов, относимых на III продукт.

$$\Phi_d^{\text{III}} = \Phi_{и_2} \cdot \frac{З_{и_3} + З_{к_2}^{\text{III}}}{З_{и_2}} = \Phi_{и_2} \cdot \frac{\left(З_{и_3} + З_{к_2} \cdot \frac{\Pi_3}{\Pi_3 + \Pi_4}\right)}{З_{и_2}} = 20 \cdot \frac{20 + 40 \cdot 0,2}{60} = 9,33.$$

Таким образом величина основных фондов, относящихся на III продукт (Φ^{III}), составит

$$\Phi^{\text{III}} = \Phi_a^{\text{III}} + \Phi_b^{\text{III}} + \Phi_c^{\text{III}} + \Phi_d^{\text{III}} = 52 + 0,53 + 1 + 9,33 = 62,86 \text{ млн. руб.}$$

Определяем величину оборотных средств, необходимых для производства III продукта.

$$C_{об}^{III} = \frac{C_{об} \cdot \sum_{i=1}^n C_i \cdot a_i}{\sum_{i=1}^n C_i a_i} = \frac{25\,500\,000 \cdot 576}{236\,941} = 0,06 \text{ млн. руб.}$$

Таким образом, суммарная величина производственных фондов, необходимых для производства III продукта составит 62,92 тыс. руб.

Особенность определения себестоимости и фондоемкости рассеянных элементов

Предложенная методика определения основных экономических показателей получения отдельных компонентов пригодна практически для всех комплексных руд, независимо от ассортимента полезных компонентов, содержащихся в них. Однако следует отметить некоторые характерные особенности, с которыми придется встретиться специалисту, если он будет определять экономику производства рассеянных элементов.

Особенности эти вызваны, во-первых, чрезвычайно небольшими концентрациями рассеянных элементов в исходной руде, например содержание селена в медной руде в 50—100 раз ниже, чем меди, теллура содержится еще меньше, чем селена, содержание индия, таллия в свинцово-цинковой руде в 1,5—2 тысячи раз меньше, чем содержание основных компонентов, а германия даже в 5 тысяч раз, содержания галлия в бокситах и нефелинах в 5—8 тысяч раз меньше содержания глинозема. Содержание железа в руде составляет 40—50%, а германия всего несколько десятков граммов в тонне.

После обогащения руд разница в содержаниях основных металлов и рассеянных элементов может возрасти.

Содержание меди в медных концентратах составляет 20—40%, а селена 20—200 г/т, теллура 40—100 г/т, индия 10—25 г/т, германия 5—25 г/т, рения 4—15 г/т (табл. 17). Содержание свин-

Содержание некоторых полезных

	Сu, %	Pb, %	Zn, %	S, %	Mo, %
Медная руда	1—3	До 0,3	До 5	20—50	0,003— —0,01
Медный концентрат	17—40	0,5—4	До 10	35—40	До 0,1
Пиритный концентрат	0,5—0,6	0,1	До 1	50	—
Свинцово-цинковая руда	0,5—2,5	1,5—5	2—7	До 30	—
Свинцовый концентрат	1,5—2,0	50—60	До 7	~20	—
Цинковый концентрат	1,0	1—1,5	45—55	~20	—
Железная руда	—	—	—	—	—
Железный концентрат	—	—	—	—	—
Молибденовая руда	—	—	—	—	—
Молибденовый концентрат	—	—	—	—	—

да и цинка в соответствующих концентратах превышает 50%, а содержание рассеянных элементов измеряется первыми десятками граммов на 1 т. Содержание серы в пиритном концентрате достигает 40—45%, а концентрация селена редко превышает 100 г/т и теллура 20—30 г/т. Только при обогащении железных руд происходит небольшое уменьшение разрыва между содержанием основного компонента и германия. Так, содержание железа в концентрате увеличивается на 20—40% и достигает 63—65%, а концентрация германия возрастает на 50—100%.

Во-вторых, извлечение рассеянных элементов из первичного сырья также значительно ниже, чем основных полезных компонентов. Если извлечение из руды в металл меди, свинца, цинка превышает 80%, то извлечение рассеянных элементов находится на уровне 5—20%, и лишь селена из сульфидных концентратов достигает 30—40%. Извлечение основных цветных металлов из концентратов превышает 90%, а извлечение рассеянных элементов из свинцово-цинковых концентратов составляет (в %): индия около 20—35, таллия 15—30, селена 5—15, теллура 20—25, из медных концентратов селена 30—40, теллура 12—20, рения 10—30, из пиритных концентратов селена 30—50%. Даже из полупродуктов, являющихся непосредственным сырьем для производства рассеянных элементов, степень извлечения в готовые продукты не достигает уровня извлечения основных цветных металлов из концентратов в металлы. Например, извлечение индия, таллия, селена, теллура на предприятиях свинцово-цинковой промышленности колеблется в пределах 35—40%; селена, теллура на предприятиях медной промышленности 80% и т. д.

В-третьих, небольшие масштабы производства рассеянных элементов и в связи с этим высокая себестоимость их получения.

Это предопределяется целым рядом факторов и, в первую очередь, распределением рассеянных элементов по многим продуктам, полупродуктам и отходам металлургического производства, например при переработке медной руды 10,3% таллия переходит

Таблица 17

компонентов в рудах и концентратах

Ип, г/т	Tl, г/т	Ga, г/т	Se, г/т	Te, г/т	Re, г/т	Ge, г/т
До 30	До 10	До 40	10—90	5—90	1—1,5	До 10
10—25	До 30	До 30	20—200	40—100	4—15	5—25
3—5	До 10	До 25	50—150	30—70	—	5—10
2—5	5—10	15—15	15—20	2—15	—	1—10
15	15	2—5	50—130	50—80	—	2—3
До 50	5—8	10—15	35—40	25—30	—	10
—	—	—	—	—	—	25—40
—	—	—	—	—	—	45—50
—	—	—	—	—	До 2	—
—	—	—	—	—	До 400	—

в черновую медь, 27,7% в отвальный шлак, 42,2% в пыль шахтной плавки, 6,4% в конвертерную пыль и 13,2% в конвертерный шлак. Практически равномерно по всем продуктам плавки обожженного медного концентрата распределяется теллур: в черновую медь переходит 26,8%, в отвальный шлак — 13,2%, в пыль обжига — 17,4%, в пыль плавки — 18,8%, в конвертерную пыль — 17,3% и, наконец, в оборотный конвертерный шлак — 6,5%. Такое же положение характерно для селена, а также для индия и германия, хотя последние два обычно не переходят в черновую медь.

Аналогичную картину можно наблюдать с германием в цинковом производстве, где он распределяется между пылью обжига, цинковым кеком, медно-кадмиевым кеком и цинковым раствором, а затем еще и между вельц-окисью, клинкером и свинцовым кеком. Селен и теллур в основном переходят в пыль обжига и цинковый кек, а из последнего распределяются между вельц-окисью, клинкером и свинцовым кеком. Наиболее устойчиво ведет себя индий, который полностью переходит в цинковый кек, затем одна четверть его переходит в клинкер, а три четверти в вельц-окись, из которой 80% попадает в свинцовый кек.

Поведение рассеянных элементов в свинцовом производстве более стабильно, так галлий почти полностью переходит в шлак плавки, индий, германий, селен, теллур на 65—85% распределяются в той или иной пропорции между черновым свинцом и шлаком плавки, и только таллий на 50% улетает с агломерационной пылью, а оставшаяся часть распределяется более или менее равномерно между всеми продуктами и полупродуктами свинцового производства.

Совместная переработка концентратов резко отличных по содержанию рассеянных элементов не способствует эффективному извлечению этих элементов из наиболее обогащенных концентратов и понижает концентрацию рассеянных элементов в полупродуктах.

Однако, если рассмотреть структуру себестоимости получения рассеянных элементов, то при производстве их из полиметаллических руд около 30% затрат приходится на реагенты, 6—12% на энергетические затраты, 20—27% на основную заработную плату, 25—40% на цеховые расходы; незначительную часть составляют общепроизводственные расходы, а для индия и таллия около 15% составляют еще расходы на подготовку сырья. При извлечении селена и теллура из шлаков медеэлектролитных заводов удельный вес затрат на реагенты сокращается до 10—20%, энергетические затраты возрастают до 15%, основная заработная плата находится почти на том же уровне 22—29%, а цеховые и общезаводские расходы составляют порядка 45—50%. Структура затрат на получение галлия на алюминиевых заводах представляется следующей: реагенты 12,5%, топливо и энергия 29%, основная заработная плата с начислениями 15,5%, цеховые расходы 38,5%, общезаводские и непроизводственные расходы 4,5%. Доля

условно постоянных затрат в структуре себестоимости рассеянных элементов занимает большой удельный вес, порядка 40—50%; это свидетельствует о том, что большие резервы снижения себестоимости заложены в увеличении масштабов производства.

Еще одной особенностью производства рассеянных элементов являются большие возможности увеличения объема производства за счет увеличения производительности основного оборудования, т. е. практически без увеличения численности основных производственных рабочих и расходов по статье заработная плата. При этом доля амортизационных отчислений на единицу готовой продукции тоже будет уменьшаться.

В-четвертых, высокие цены на рассеянные элементы ограничивают области и масштабы применения их в народном хозяйстве, что в свою очередь оказывает сдерживающее влияние на увеличение объемов их производства. Цены на рассеянные элементы значительно выше, чем на главные цветные металлы: цена на технический селен и теллур, например, превышает цену рафинированной меди более чем в 30 раз, цена на перренат аммония — в 900 раз, индий дороже цинка в 400—500 раз и т. п.

В-пятых, несмотря на высокие цены, промышленная ценность рассеянных элементов в руде и в продукции металлургических заводов составляет относительно небольшую долю. Это объясняется тем, что содержание основных цветных и черных металлов в рудах превышает содержание рассеянных элементов в большей степени, нежели цены на рассеянные элементы превосходят цены на основные металлы. Кроме того, сквозное извлечение рассеянных элементов в готовую продукцию в несколько раз ниже, чем основных металлов.

Прежде чем подтвердить вышесказанное примерами, следует внести ясность в вопрос о ценности полезных компонентов в исходных рудах. Обычно употребляют следующие термины: «ценность руды», «промышленная ценность руды», «извлекаемая ценность руды» и, наконец, «металлургическая ценность руды». В нашей практике эти термины трактуются различным образом. Промышленная ценность руды отождествляется то с ценностью руды, то с извлекаемой ценностью, то с металлургической ценностью руды. На практике ценность руды или промышленную ценность руды зачастую определяют как произведение содержания полезных компонентов в руде на цену этих полезных компонентов, установленную на металлы или их стандартные соединения. При этом не учитываются ни извлечение полезных компонентов в готовую продукцию, ни затраты на извлечение этих полезных компонентов. Оценивая таким образом те или иные руды, можно прийти к парадоксальному выводу, что руда обладает какой-то ценностью, но добывать и перерабатывать ее будет убыточно. Спрашивается, каким может быть промышленное значение такой руды?

Нам представляется, что для определения промышленной ценности руды наиболее подходящей является так называемая «металлургическая ценность руды», которая была сформулирована профессором Р. П. Каплуновым в следующей редакции: «под промышленной ценностью руды понимается стоимость полезного компонента (по установленной государственной цене), извлекаемого из 1 т руды, за вычетом расходов по транспортировке (до потребителей руды) и переработке руды».

Мы не отрицаем, что известную роль в характеристике руды имеет и «ценность руды», определенная изложенным выше методом, но ее следует понимать не как критерий промышленной ценности руды, а как максимально возможную величину ценности, которая может быть получена при идеальных условиях, т. е. при 100%-ном извлечении всех полезных компонентов в готовые продукты, при отсутствии капитальных и текущих затрат. На практике это недостижимо, поэтому мы предлагаем для определения максимальной ценности употребить термин «потенциальная ценность».

Потенциальная ценность руды определяется суммой произведений содержащихся в ней компонентов на цену этих компонентов в готовых продуктах (в виде металла, элемента или стандартных соединений).

Для характеристики руды необходим и показатель «извлекаемой ценности руды». Этот показатель определяется как сумма произведений содержащихся в руде полезных компонентов, умноженная на сквозные коэффициенты их извлечения в готовую продукцию и на цену этих компонентов в готовых продуктах, или же как сумма произведений полученных готовых продуктов на их цены, т. е. извлекаемая ценность является не чем иным, как товарной продукцией, полученной из данной руды.

Наконец, «промышленная ценность руды», или, по определению Р. П. Каплунова, «металлургическая ценность руды» определяется как разность между «извлекаемой ценностью руды» или товарной продукцией, полученной из данной руды, и текущими затратами на ее добычу и переработку до получения готовых продуктов, т. е. промышленная или металлургическая ценность руды определяется прибылью, которая получается при ее переработке.

В новых условиях хозяйствования, а также после реформы цен, проведенной в 1967 г., показатель промышленной ценности в представленном выше виде и будет наиболее правильно отражать ценность руды*.

Таким образом, три показателя характеризуют ценность руды и значение различных полезных компонентов в комплексных рудах: «потенциальная ценность», «извлекаемая ценность» и «промышленная ценность».

* По-видимому, отношение полученной прибыли к сумме соответствующих производственных фондов, т. е. показатель рентабельности, дает еще более полную экономическую характеристику. *Прим. ред.*

Ценность различных полезных компонентов в комплексных рудах медных, медно-цинковых и свинцово-цинковых месторождений, %

Полезные компоненты	Показатель ценности	Медные месторождения				Свинцово-цинковые месторождения					
		А	Б	В	Г	А	Б	В	Г	Д	Е
		3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
1	2										
Медь	Потенциальная	12,2	29,8	35,0	35,1	18,9	12,5	—	2,8	1,7	7,3
	Извлекаемая	18,9	28,6	73,4	55,1	23,3	16,2	—	4,3	1,6	11,4
	Промышленная	13,5	20,7	86,0	84,9	21,4	18,0	—	2,5	2,4	22,7
Свинец	Потенциальная	0,7	1,2	—	23,8	15,4	13,4	11,9	28,4	20,8	12,5
	Извлекаемая	—	0,9	—	30,1	18,1	18,2	7,6	44,6	32,4	20,5
	Промышленная	—	0,8	—	2,8	20,5	16,2	19,1	10,3	32,5	15,1
Цинк	Потенциальная	26,9	—	—	14,1	42,2	38,0	24,3	24,2	35,0	28,0
	Извлекаемая	29,3	—	—	7,9	45,5	46,5	27,8	34,3	50,6	41,3
	Промышленная	29,0	—	—	0,4	43,5	46,2	25,1	61,0	48,1	34,4
Сера	Потенциальная	37,7	45,6	10,6	1,3	9,1	8,9	1,5	2,0	6,4	10,5
	Извлекаемая	47,1	60,4	12,4	1,5	6,4	6,6	0,7	3,1	3,8	7,2
	Промышленная	55,0	68,5	9,6	4,3	8,4	9,5	0,8	10,9	5,8	8,3
Молибден	Потенциальная	3,5	—	10,3	0,2	—	0,4	—	1,2	—	—
	Извлекаемая	—	—	11,4	—	—	—	—	—	—	—
	Промышленная	—	—	3,1	—	—	—	—	—	—	—
Индий	Потенциальная	3,5	3,3	6,5	7,7	0,45	0,4	23,5	0,5	1,8	1,0
	Извлекаемая	—	—	—	—	0,04	—	10,1	—	—	—
	Промышленная	—	—	—	—	0,01	—	5,9	—	—	—

Представляет интерес размер удельного веса рассеянных элементов в этих трех видах показателей экономической оценки комплексных руд. В табл. 18 приводятся данные о ценности различных полезных компонентов в комплексных рудах некоторых медных, медно-цинковых и свинцово-цинковых месторождений.

Как правило, для отдельных элементов относительные величины потенциальной, извлекаемой и промышленной ценности не совпадают. Это означает, что коэффициенты извлечения различных полезных компонентов из руды в конечный готовый продукт (металл или стандартные соединения элементов), а также и эффективность получения этих продуктов в виде величины эксплуатационных затрат на 1 руб. готовой конечной продукции неодинаковы. Если бы все компоненты имели одинаковые коэффициенты извлечения из руды в готовую продукцию, то тогда относительные величины потенциальной и извлекаемой ценности для них совпадали бы. Если бы при этом себестоимость получения 1 руб. каждого конечного продукта тоже была одинаковой, то относительная промышленная ценность равнялась бы потенциальной и извлекаемой. Если относительная величина какого-либо компонента возрастает по направлению от потенциальной к промышленной ценности, то это означает, что для данного элемента характерен более высокий коэффициент извлечения из руды в готовый продукт, по сравнению с другими компонентами, а также со средним коэффициентом извлечения полезных компонентов из данной руды, и себестоимость 1 руб. конечного товарного продукта ниже, чем других компонентов. Такое положение наиболее характерно для серы, содержащейся в медных рудах. Если имеет место резкое возрастание процента извлекаемой ценности по сравнению с потенциальной, то это в первую очередь свидетельствует о невысоком коэффициенте комплексности использования сырья, как это имеет место для медного месторождения «В».

Если у каких-либо полезных компонентов имеется только потенциальная ценность и отсутствует извлекаемая, а следовательно и промышленная ценность, это означает, что данный полезный компонент не используется. Если есть потенциальная и извлекаемая ценность, но нет величины промышленной ценности, это свидетельствует о том, что производство данного полезного компонента из руды убыточно, или в крайнем случае себестоимость равна стоимости конечной продукции в оптовых отпускных ценах.

Анализ, табл. 18, во-первых, показывает слабое использование индия, германия и галлия, содержащихся в медных и медно-цинковых рудах рассмотренных месторождений. Правомерность такого положения в отношении галлия можно объяснить тем, что его более эффективно можно получать из других источников сырья. В какой-то мере тот же фактор влияет и на использование германия из рудных месторождений, однако по оценке медного месторождения «В» видно, что величина промышленной ценности

выше потенциальной, следовательно, извлечение германия из руды этого месторождения более эффективно, чем всех в сумме извлекаемых из нее полезных компонентов, и, видимо, этот вид сырья может представлять интерес для получения германия, тем более что его потенциальная ценность составляет немалую для рассеянного элемента величину. Значительный удельный вес в потенциальной ценности руд рассматриваемых месторождений занимает индий, однако он пока не извлекается. Довольно солидный процент индия в потенциальной ценности медных руд является аргументом за организацию его извлечения из этого вида сырья, поэтому необходимо в первую очередь оснастить медеплавильные заводы надежными системами пылеулавливания.

Для всех извлекаемых рассеянных элементов характерно понижение относительной величины извлекаемой ценности по сравнению с потенциальной, либо сквозные коэффициенты извлечения рассеянных элементов из руды в конечный готовый продукт значительно ниже, чем для всех других элементов.

Для большинства рассеянных элементов, за исключением германия в медном месторождении «Б», рения в руде медного месторождения «Г» и селена в рудах свинцово-цинковых месторождений, относительная величина промышленной ценности меньше извлекаемой ценности и, следовательно, эффективность производства рассеянных элементов ниже, чем других элементов. Поскольку при определении себестоимости производства рассеянных элементов учитывались только эксплуатационные затраты по операциям, непосредственно связанным с извлечением этих элементов, то очевидно, что никакая доля эксплуатационных затрат по основным металлургическим переделам, а также по добыче и обогащению руды не относилась на себестоимость рассеянных элементов.

Необходимо несколько подробнее остановиться на указанных исключениях. О германии в медных рудах ранее уже говорилось. Более высокий процент промышленной ценности рения по сравнению с потенциальной и извлекаемой ценности ниже потенциальной свидетельствует о весьма высокой эффективности промышленного производства рения из руды медного месторождения «Г». В отношении производства селена из свинцово-цинковых руд можно отметить, что более высокая величина промышленной ценности по сравнению с извлекаемой и более низкая — по сравнению с потенциальной объясняется тем, что некоторые полезные компоненты, удельный вес которых в потенциальной ценности составляет 10—15%, совсем не извлекаются. Правилom для рассеянных элементов остается то, что удельный вес рассеянных элементов в промышленной ценности менее, чем в извлекаемой, эксплуатационные затраты на 1 рубль товарной продукции для рассеянных элементов выше, чем для других полезных компонентов и, следовательно, промышленная ценность единицы полупродуктов, из которых получается рассеянный элемент, ниже, чем полупродуктов, из ко-

торых получают другие полезные компоненты. Если учесть весьма незначительное количество первых по сравнению со вторыми, то становится ясно, что промышленная ценность полупродуктов, из которых получают рассеянные элементы, составляет относительно ничтожную величину по сравнению с другими продуктами. Например, промышленная ценность огарка при обжиге молибденового концентрата составляет 96,9%, а пыли, являющейся исходным сырьем для извлечения рения, только 3,1%; промышленная ценность вельцокислов, являющихся исходным сырьем для производства германия, составляет около 1,5% от стоимости двух других продуктов, получаемых при шахтной плавке.

Если удельный вес промышленной ценности какого-либо полупродукта будет составлять незначительную величину — порядка 2—3%, но не более 5% от продуктов, получаемых на данном переделе (операции), то не следует затраты по этому переделу и по всем предшествующим переделам относить на этот продукт, ибо это только усложнит расчеты. Проиллюстрируем это следующими примерами: при учете затрат всех предыдущих переделов себестоимость рения повысится на 20%, а себестоимость 1 т меди понизится на 20 коп., т. е. менее чем на одну десятую процента; при учете затрат всех предыдущих переделов на селен себестоимость его возрастет на 10—12%, а себестоимость электролитической меди понизится на 6 коп.; в свинцово-цинковой промышленности учет затрат по всем переделам, начиная с добычи руды, увеличит себестоимость производства индия на 60%, таллия на 95%, но при этом себестоимость цинка и других полезных компонентов понизится на 1,5—2%.

Из примеров видно, что если на рассеянные элементы распределять затраты, начиная от добычи и обогащения и кончая основными металлургическими переделами, то себестоимость рассеянных элементов, получаемых из них, будет заметно возрастать, а себестоимость основных продуктов понизится совсем незначительно и, следовательно, никаких положительных реальных результатов мы не достигнем. Более того, при таком методе определения себестоимости рассеянных элементов она превзойдет цены на эти элементы и будет напрашиваться вывод либо о повышении цены на рассеянные элементы, либо о нецелесообразности их производства. Конечно, ни с тем ни с другим выводом согласиться нельзя. Наоборот, перспективы улучшения экономики рассеянных элементов связаны в первую очередь с увеличением их производства, которое зависит от потребности, а последняя имеет обратно пропорциональную функциональную связь с ценами на эти элементы.

Следовательно, при определении экономических показателей производства рассеянных элементов следует учитывать затраты не по всем переделам, начиная с добычи руды, а по ограниченному кругу переделов, которые, как правило, осуществляются непосредственно для извлечения этих рассеянных элементов. В пользу

Перечень переделов, затраты, по которым относятся на рассеянные элементы

Продукция	Стадии производства, затраты по которым относятся на несколько видов продукции	Стадии производства, затраты по которым относятся непосредственно на отдельные виды продукции
1	2	3

Производство меди

Перренат аммония из серно-кислотного цеха То же, из молибденового промпродукта		Отмывка шлама, нейтрализация раствора, адсорбция и элюация рения, выпаривание, кристаллизация, фильтрация раствора, внепроизводственные операции. Очистка газов печей кипящего слоя, поглощение рения из растворов, насыщение рением угольных колонок, холодная и горячая регенерация, фильтрация раствора, осаждение, перрената калия, сушка и размол, растворение перрената калия, насыщение колонок, регенерация, упарка, кристаллизация, сушка и растирание перрената.
Селен	Обезмеживание шлама (Se, Te, Au, Ag)	Сушка шлама, спекание, измельчение и водное выщелачивание селена, фильтрация, выпарка и нейтрализация сelenитого раствора, сернокислотное выщелачивание, восстановление и осаждение селена, внепроизводственные операции.
Теллур	Обезмеживание шлама (Se, Te, Au, Ag)	Сернокислотное выщелачивание, осаждение и восстановление, фильтрация, сушка, сульфатизация, выщелачивание, электролиз теллура, внепроизводственные операции.
Германий в концентрате	Брикетирование первичной пыли и золы. Плавка брикетов в шахтных печах (Ge в концентрате, черновая медь), газоочистка, вельцевание вторичной пыли	Выщелачивание Ge, фильтрация, многократная очистка раствора, осаждение Ge из раствора, внепроизводственные операции.

Производство цинка (Лексин, Токарева, 1968).

Индий	Грануляция и сульфатизация цинковых пылей, улавливание возгонов, выщелачивание сульфатного продукта (In, Te, Se, Cd, Zn, Pb)	Осаждение первичного концентрата из растворов от выщелачивания вельцокислов или сульфатного продукта, переработка первичного концентрата на индий, внепроизводственные операции.
Таллий	Грануляция и сульфатизация свинцовых пылей; улавливание возгонов, выщелачивание сульфатного	Осаждение первичного концентрата из растворов от выщелачивания сульфатного продукта или растворов после осаждения 2-й кадмиевой губ-

1	2	3
Селен технический	<p>продукта (таллий, индий, селен, кадмий, цинк, свинец)</p> <p>То же и переработка шламов сернокислотного цеха спеканием с содой (селен и ртуть)</p>	<p>ки, переработка первичного концентрата на таллий, внепроизводственные операции.</p> <p>Выщелачивание спека, осаждение селена из растворов, рафинирование, внепроизводственные операции.</p>
Индиевый и германиевый концентраты		<p>Осаждение коллективного концентрата из растворов от выщелачивания вельцоокислов, внепроизводственные операции.</p>
Германиевый концентрат		<p>Осаждение первичного концентрата и его переработка.</p>
Производство свинца (Лексин, Токарева, 1968)		
Селен	<p>Обжиг аглопyleй в электропечи (селен, таллий, ртуть), переработка возгонов электропечи спеканием с содой (селен, ртуть)</p>	<p>Осаждение селена из растворов, выщелачивание пылей, получение товарного металла, внепроизводственные операции;</p>
Индий	<p>Грануляция, сульфатизация свинцовых пылей, улавливание возгонов, выщелачивание сульфатного продукта (Se, Pb, ZnSO₄, Cd, In, Tl)</p>	<p>Выщелачивание спека, выпаривание растворов, осаждение селена, сушка, внепроизводственные операции.</p>
Таллий	<p>Грануляция, сульфатизация свинцовых пылей, улавливание возгонов, выщелачивание сульфатного продукта (Se, Pb, ZnSO₄, Cd, In, Tl)</p>	<p>Осаждение первичного индиевого продукта из сульфатного раствора, переработка продукта до металла, внепроизводственные операции</p>
Таллий	<p>То же</p>	<p>Осаждение гидроокиси таллия из сульфатных растворов, переработка ее на товарный металл, внепроизводственные операции.</p>
Таллий	<p>Обжиг пылей плавильного цеха (Tl, Cd, Te), обжиг аглопyleй в электропечи (Tl, Se, Hg)</p>	<p>Выщелачивание первого гидратного продукта, осаждение бихромата, цементация, плавка и водное выщелачивание, осаждение сульфатом натрия, цементация, плавка, внепроизводственные операции.</p>
Теллур	<p>Обжиг пылей плавильного цеха (Tl, Cd, Te, ZnSO₄)</p>	<p>Щелочная обработка обезмеженного свинца, извлечение теллура из плава.</p>
Медно-никелевое производство		
Селен	<p>Обезмеживание шлама (Se, Te, Au, Ag)</p>	<p>Сушка шлама, спекание, измельчение и водное выщелачивание селена, фильтрация, выпарка и нейтрализация селенистого раствора, солянокислотное выщелачивание, восстановление и осаждение селена, внепроизводственные операции.</p>

1	2	3
Теллур	Обезмеживание шлама (Se, Te, Au, Ag)	Сернокислотное выщелачивание, осаждение и восстановление теллура, фильтрация, сушка, сульфатизация, выщелачивание, электролиз теллура, внепроизводственные операции.
Производство алюминия		
Галлий		Двухстадийная карбонизация и фильтрация оборотного алюминатного раствора, выводимого из основного технологического процесса, растворение полученного гидратного осадка в серной кислоте, осаждение галлия купферроном, прокаливание осадка, внепроизводственные операции.
Производство молибдена		
Рений		Дообжиг в муфельных печах пылей от печей «КС», доосаждение на ионите молибдена из огарка муфельных печей и из раствора после выделения молибдена или молибдата кальция, фильтрация, адсорбция на активированном угле, регенерация, фильтрация и осаждение перрената калия, растворение последнего, адсорбция в ионитовых колонках, регенерация и кристаллизация перрената аммония.
Производство серной кислоты		
Селен		Методом окислительного обжига: обжиг шламов для окисления селена до двуокиси селена с образованием селенистой кислоты, восстановление ее до элементарного селена с помощью раствора бисульфата натрия. Сульфидным методом: обработка шламов раствором едкого натра с выделением селена из отфильтрованного раствора продувкой последнего воздухом.
Черная металлургия		
Германий в концентрате		Двухкратная переработка марте-новских и конверторных пылей в циклоне.

этого предложения говорит и то, что их извлечение организуется на базе уже созданного производства основных металлов, затраты на которые не зависят от того, будут ли извлекаться рассеянные элементы.

В табл. 19 даны перечень и характеристики переделов на предприятиях цветной и черной металлургии, затраты по которым необходимо относить полностью или распределять на те или иные рассеянные элементы.

Технико-экономические показатели производства рассеянных элементов

На некоторых предприятиях медной и свинцово-цинковой промышленности и сернокислотного производства научно-исследовательскими организациями проводились экспериментальные расчеты основных экономических показателей производства рассеянных элементов из медных, свинцовых, цинковых, пиритных концентратов, молибденового продукта и непосредственно из медной руды. На предприятиях медной и химической промышленности основные экономические показатели определялись по изложенной в настоящей работе методике. На предприятиях свинцово-цинковой промышленности основные экономические показатели определялись по методике В. Н. Лексина и А. Г. Токаревой, изложенной в книге этих авторов «Экономика комплексного использования полиметаллического сырья». Указанные выше две методики имеют много общих положений, хотя имеются и некоторые отличия. Сходство методик заключается в том, что в обеих предусматривается попередельное калькулирование; выделение переделов и отнесение затрат по ним на отдельные продукты осуществляются по идентичному принципу технологической необходимости их для производства отдельных продуктов; распределение затрат по переделам между несколькими продуктами осуществляется с учетом изменения ценности полезных компонентов в полупродуктах на различных стадиях производства; для определения основных технико-экономических показателей производства рассеянных элементов признается целесообразным не учитывать затраты по добыче, обогащению и основным металлургическим переделам, а начинать считать затраты с переделов, имеющих непосредственное отношение к утилизации этих рассеянных элементов.

Отличия этих методик в основном заключаются в отнесении общецеховых и общезаводских расходов на отдельные продукты. Так, в предлагаемой методике только амортизация распределяется между отдельными продуктами пропорционально доле основных фондов, а прочие цеховые расходы — пропорционально доле трудовых затрат; в методике В. Н. Лексина и А. Г. Токаревой предлагается таким же методом распределять расходы не только по амортизации, но и по содержанию зданий и оборудования и

текущему ремонту, прочие цеховые расходы предполагается также распределять пропорционально доле трудовых затрат.

В. Н. Лексин и А. Г. Токарева предлагают распределять общезаводские расходы пропорционально фактической стоимости передела. В нашей методике предусматривается вариантное решение этого вопроса, т. е. распределять их либо пропорционально фактической стоимости передела, либо пропорционально трудовым затратам на производство отдельных видов продукции. Такие расхождения в методиках являются незначительными, существенно не изменяют основные экономические показатели производства рассеянных элементов. Автор считает возможным для целей настоящей работы воспользоваться расчетами основных экономических показателей для производства рассеянных элементов на предприятиях свинцово-цинковой промышленности, выполненных В. Н. Лексиним и А. Г. Токаревой по их методике. В табл. 20 приведены основные экономические показатели производства рассеянных элементов из комплексных медных и свинцово-цинковых руд, определенные экспериментальными расчетами.

Автор не располагает экономическими показателями производства рассеянных элементов на предприятиях никелевой, оловянной, молибденовой и химической промышленности. В обычной практике на предприятиях этих отраслей промышленности, впрочем, как и на предприятиях медной и большинстве предприятий свинцово-цинковой промышленности, постоянного учета основных экономических показателей производства рассеянных элементов не ведется. Обычно их по стоимости, определенной по отпускным ценам, списывают с себестоимости основной продукции предприятий и этим ограничивается оценка экономики производства рассеянных элементов. Для селенистого шлама, получаемого при сернокислотном производстве на предприятиях химической промышленности и некоторых других отраслей народного хозяйства, нет утвержденной цены, и он реализуется по цене 3 руб. за 1 кг селена в шламе независимо от его содержания в нем. Видимо, затраты на производство селена и теллура на предприятиях никелевой промышленности будут близки к затратам на получение этих металлов на медеэлектролитных заводах, конечно, при условии одинакового содержания этих элементов в шламе. При условии одинакового содержания индия и таллия в пылях оловянного и свинцового производства также можно предполагать, что и экономические показатели получения этих элементов будут близки. Таким же аналогом для производства рения из молибденовых концентратов может быть производство его из молибденового промпродукта.

На предприятиях химической промышленности вначале получается селеновый шлам, который по удельному весу в товарной продукции предприятий составляет очень малую величину, обычно менее 1%. В связи с этим на него следует относить лишь затраты по упаковке и отправке (менее 3 руб. за 1 кг). Очевидно, этими

Основные экономические показатели производства рассеянных элементов
из медных и свинцово-цинковых руд

Наименование элементов	Исходное сырье и сущность технологического процесса	Себестоимость 1 кг, руб.
Медные руды		
Селен	Электролизные шламы; обезмеживание, водное выщелачивание, нейтрализация, солянокислородное выщелачивание, фильтрация.	9,0
Теллур	Раствор сернокислотного выщелачивания кека после водного выщелачивания; восстановление теллура смесью соляной кислоты с железным купоросом, осаждение сернистым газом, фильтрация, сульфатизация кека (чернового теллура), выщелачивание едким натром, фильтрация, электролиз.	10,0
Германий	Пыли шахтных печей; вельцевание, выщелачивание возгонов, очистка от мышьяка и железа, выделение германия из раствора аммиаком и железным купоросом.	478,6
Рений	Пыль конвертеров; отмывка шламов пылеуловительной системы, нейтрализация содой, центрифугирование, абсорбция углем, кристаллизация.	485,3
	Пыль печей КС; дообжиг пыли в муфельных печах, выщелачивание молибдена, ионообменные процессы в ионитовых колонках, абсорбция углем, регенерация, осаждение перрената калия, получение перрената аммония.	730,1
Свинцово-цинковые руды (Лексин, Токарева, 1968)		
Индий	Вельцокислы с содержанием 500 г/т; кислое выщелачивание, гидралитическое осаждение индия, амальгамация.	140,0

Наименование элементов	Исходное сырье и сущность технологического процесса	Себестоимость 1 кг, руб.
Таллий	Свинцовые пыли с содержанием 590 г/т; сульфатизация, выщелачивание на цинке.	142,0
Селен	Продукты переработки пылей свинцового завода с содержанием 4,5% селена; осаждение селена из растворов кислым и водным выщелачиванием, с последующей кристаллизацией и осаждением железа.	13,4
Теллур	Пыли свинцового производства с содержанием 500—1500 г/т; водное выщелачивание кека селеновой установки, сульфидно-сульфитная обработка раствора и осаждение из него теллура сернистым газом.	21,8
Германий	Вельцоокислы пылей цинкового производства, осаждение первичного концентрата из растворов от выщелачивания вельцоокислов и его переработка.	5118
Галлий	Центральное и кислое выщелачивание галлийсодержащих отходов цинкового производства, осаждение гидроксиды галлия окисью цинка, обработка осадка щелочью.	2895

Алюминиевое сырье (Лексин, Токарева, 1968)

Галлий	Двустадийная карбонизация маточного раствора, растворение гидратного осадка в серной кислоте, осаждение галлия купферроном, прокаливание.	346,0—451,0
--------	---	-------------

затратами вследствие их незначительности можно пренебречь, а по производству селена учитывать только те, которые необходимы для переработки селенистого шлама на селен технический. Тогда себестоимость производства технического селена на предприятия химической промышленности будет равна 11,4—13,4 руб. за 1 кг.

Рассеянные элементы могут получаться из различного сырья и по разным технологическим схемам, в связи с этим представляет интерес анализ эффективности получения рассеянных элементов из различного сырья.

Из приведенных данных видно, что экономическая оценка производства рассеянных элементов носит весьма поверхностный характер. Лишь в результате проведенных специальных научно-исследовательских работ определены основные технико-экономические показатели получения рассеянных элементов из некоторых источников сырья. В некоторых случаях производство рассеянных элементов является убыточным, например селена, германия и галлия из свинцово-цинковых руд, теллура из медных руд и некоторых других, даже после пересмотра цен на рассеянные элементы в 1967 г. Возникает вопрос, в чем причина такого положения — в ошибочно установленных ценах на эти элементы, или в том, что производство некоторых рассеянных элементов из отдельных видов сырья нецелесообразно. В связи с этим инте-

Таблица 21

Динамика цен на рассеянные элементы на мировом рынке (по состоянию на 1 января), долл.

Наименование металлов	Единица измерения	1960*	1961	1962	1963	1964	1965	1966	1967	1968	Соотношение цен 1968 и 1960 г., %
Индий	кг	72	72	48	48	48	48	48	48	48	66,8
Таллий	»	16,5	16,5	16,5	16,5	16,5	16,5	16,5	16,5	16,5	100,0
Галлий	»	3000	1600	1600	1600	1600	1600	1600	1600	1200	40,0
Селен	»	14,3	15,4	12,4	12	12	10	10	9,9	9,9	69,0
Теллур	»	7,7	8,8	8,8	8,8	8,8	8,8	8,8	8,8	13,2	170,0
Рений	»	1718	1600	1600	1600	1600	1600	1600	1600	1600	107,5
Германий	»	299	340	340	310	300	270	270	270	270	90,0
Медь рафинированная	т	730	730	750	750	750	800	820	840	840	115,0
Свинец	т	260	260	260	265	265	265	265	265	265	102,0
Цинк	т	290	290	290	290	290	290	290	290	290	100,0

* Справочник по редким металлам. М., изд-во «Мир», 1965.

ресно сравнить цены на рассеянные элементы в СССР и на мировом рынке. Конечно, при этом необходимо учитывать имеющиеся социально-экономические коренные различия между социализмом и капитализмом, а также особенности и отличия минерально-сырьевых источников получения рассеянных элементов.

Цены на рассеянные элементы на мировом рынке в отличие от цен на другие товары достаточно стабильны. За период с 1961 по 1968 г. цены менялись незначительно (табл. 21).

Вообще рассматриваемый период можно охарактеризовать как довольно стабильный не только для рассеянных элементов, но и для свинца и цинка.

Из табл. 22 можно сделать вывод, что цены на рассеянные элементы в СССР по-разному отличаются от цен на мировом рынке.

Таблица 22

Соотношение цен на рассеянные элементы в СССР и на мировом рынке

Наименование металлов	Цена за 1 кг в СССР		Цена на мировом рынке в долл. за 1 кг	Отношение цен в СССР к цене на мировом рынке, %	Отношение цены за 1 кг рассеянного элемента к цене за 1 т рафинированной меди в долях единицы		Соотношение относительной цены (в сравнении с ценой рафинированной меди) в СССР и на мировом рынке
	в руб.	в долл.			в СССР	на мировом рынке	
Индий (ИН-2)	210	233	48,0	4,76	0,253	0,05	5,08
Таллий (технический)	30	33,3	16,5	2,02	0,036	0,018	2,00
Галлий (ГЛ-00)	375	416	950—1200	0,44—0,35	0,461	1,03—1,3	0,35—0,45
Селен (технический СТ-1)	24	26,6	9,92	2,68	0,029	0,011	2,6
Теллур (Т-1)	25	27,8	13,22	2,10	0,030	0,013	2,3
Рений (перренат аммония)	750	834	935	0,89	0,0904	1,01	0,89
Германий (двуокись особой чистоты)	400	445	109	4,07	0,482	0,117	4,1

В заключение можно отметить, что в СССР установлены достаточно реальные цены на рассеянные элементы, и в настоящее время ими можно пользоваться для оценки рассеянных элементов в комплексных рудах.

ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА РАССЕЯННЫХ ЭЛЕМЕНТОВ В КОМПЛЕКСНЫХ РУДАХ

Определение промышленного значения комплексных руд

При промышленной оценке месторождений полезных ископаемых почти всегда необходимо производить экономическую оценку комплексных руд.

В практике геологических организаций при разработке ТЭД или обосновании кондиций для комплексных руд цветных и особенно черных металлов учитываются, как правило, только основные компоненты. Например, в медных и свинцово-цинковых рудах учитываются запасы меди или свинца и цинка, а также золота, серебра, иногда серы, барита и редко кадмия. Все же остальные попутные компоненты не учитываются ни при экономической оценке месторождений, ни при разработке кондиций, а наличие их отмечается общими фразами о том, что их присутствие еще более подтверждает либо экономическую целесообразность освоения месторождения, либо надежность кондиций. Количественной оценки того, в какой степени они создают запас прочности рассчитанных кондиций или на сколько повышают экономическую эффективность освоения месторождений, нигде не дается. Очевидно, отсутствие основных технико-экономических показателей производства многих попутных компонентов на промышленных предприятиях, а также цен на них в руде и концентратах осложняют не только экономическое обоснование минимального промышленного содержания, но и точное определение экономической эффективности промышленного освоения месторождений комплексных руд.

Следствием такого подхода является то, что и при дальнейшем изучении месторождения почти не уделяется внимания многим попутным компонентам, особенно рассеянным элементам.

В результате при утверждении подсчета запасов полезных компонентов в ГКЗ СССР запасы рассеянных элементов либо утверждаются по непромышленной категории C_2 , либо относятся к числу забалансовых.

Наиболее характерными причинами создавшегося положения являются низкие содержания рассеянных элементов в рудах; недостаточное количество химических анализов, контрольных анализов и низкое их качество; недостаточная изученность технологии промышленного извлечения рассеянных элементов. Подсчет запасов рассеянных элементов производится без должной экономической оценки их промышленного значения и без экономического обоснования важнейшего показателя кондиций — минимального промышленного содержания, в связи с чем в отдельных случаях подсчитывались запасы рассеянных элементов с кларковыми содержаниями их в руде. Количество производимых химических анализов, а также контрольных анализов на рассеянные элементы значительно меньше, чем на основные, да и качество их, как правило, невысокое. Обычно анализ на рассеянные элементы проводится только по групповым пробам, а средние содержания их подсчитываются методом среднеарифметического.

При технологических испытаниях руд на обогатимость в лабораторных масштабах очень трудно установить закономерности поведения рассеянных элементов при обогащении. Это возможно сделать только при полупромышленных испытаниях. Получить данные о поведении рассеянных элементов при металлургической или химической переработке концентратов затруднительно и при полупромышленных испытаниях. Это объясняется тем, что рассеянные элементы могут быть получены лишь в мизерных количествах.

Вместе с тем ГКЗ СССР требует и при расчете кондиций для подсчета запасов полезных ископаемых, и при проведении самого подсчета запасов полезных ископаемых учитывать комплексный характер руд. Например, в кондициях должны быть обоснованы перечень попутных компонентов, запасы которых подлежат подсчету, и минимальные их содержания. При промышленной оценке месторождений должны учитываться все полезные компоненты, которые по данным технологических исследований извлекаются в продукты и отходы, пригодные для использования.

Указанные выше требования в полной мере относятся и к рассеянным элементам. Но учитывая их характерные особенности распространения в природе — весьма малую концентрацию, вхождение в различные рудные и нерудные минералы, образующие руду, и специфику их извлечения, активное воздействие на извлечение рассеянных элементов начинается с операций переработки отходов основного производства — шлаков, пылей, шламов, кеков. На предыдущих операциях технологического процесса — добыче руды, обогащении при основных операциях металлургической и химической переработки промышленных концентратов — обычно никакого воздействия на извлечение рассеянных элементов в тот или иной продукт не производится. Методика промышленной оценки рассеянных элементов, а также методика опробования месторождений на них, подсчет запасов рассеянных элементов

существенно отличаются от методов, применяемых для оценки и подсчета запасов основных полезных ископаемых, а такжепутных компонентов, представленных нерассеянными элементами.

Чрезвычайно много разногласий имелось по вопросам методики опробования месторождений цветных металлов на рассеянные элементы и подсчета их запасов.

Спор шел о том, считать рассеянные элементы в руде, минерале или концентрате, как считать, по каким данным, с какой степенью детальности и что определять на различных стадиях геологоразведочных работ.

Вопросы методики опробования и подсчета запасов рассеянных элементов слабо освещены в отечественной литературе. Подход к решению этого вопроса резко отличается у различных авторов. Представителями крайних точек зрения являются Г. Г. Ключанский и А. А. Гармаш.

Г. Г. Ключанский является сторонником наиболее подробного изучения распространения рассеянных элементов вплоть до определения содержания их в минералах с помощью выделения в лаборатории мономинеральных концентратов. Эта методика более сложная и дорогостоящая, чем при определении содержания и подсчете запасов основных компонентов. Она позволяет наиболее точно определять запасы рассеянных элементов в рудах и представляет интерес при проведении научных исследований, но не в повседневной практике геологоразведочных организаций, занимающихся изучением месторождений и подсчетом запасов полезных ископаемых.

А. А. Гармаш придерживается той точки зрения, что подсчет запасов рассеянных элементов следует производить по содержанию их в промышленных концентратах, полученных при лабораторных и полупромышленных испытаниях. Достоинством этого метода является простота и дешевизна, но при этом возможны очень большие ошибки в определении действительных запасов, вследствие чего ГКЗ СССР не принимает подсчитанные таким образом запасы на баланс.

В работе А. М. Калика, Г. Г. Ключанского и И. А. Смирнова «Методика опробования месторождений цветных металлов на германий, селен, теллур, таллий, кадмий, индий, галлий, рений и скандий и подсчета их запасов» дается наиболее удачная методика опробования месторождений на редкие элементы и подсчета их промышленных запасов. Хотя авторы не избежали излишней детализации при подсчете запасов рассеянных элементов, представляется целесообразным использовать их методику в практической работе.

Поскольку указанная работа является первой, в которой наиболее подробно описана методика опробования месторождений и подсчета запасов промышленных категорий, то в дальнейшем на основании накопленного практического опыта возможны уточнения отдельных ее положений.

До настоящего времени еще нет утвержденной соответствующими органами методики опробования рудных месторождений на рассеянные элементы и подсчета их запасов.

В методике промышленной оценки рассеянных элементов в рудах еще больше неясностей. При расчете минимального содержания основного полезного компонента указывается, каким образом учитывать наличие в руде попутных компонентов, которые при дополнительных затратах могут быть извлечены из хвостов обогащения. Тогда общезвестная формула расчета минимального промышленного содержания основного металла в руде

$$C_{\min} = \frac{3 \cdot 100}{Ц \cdot И \cdot Р}, \quad (23)$$

где C_{\min} — минимальное промышленное содержание полезного компонента, %; 3 — все затраты на добычу и переработку одной тонны минерального сырья, руб.; Ц — оптовая цена 1 т продукции, руб.; И — коэффициент извлечения ценного компонента; Р — коэффициент разубоживания при добыче, превращается в формулу

$$C_{\min} = \frac{(3 - д) \cdot 100}{Ц \cdot И \cdot Р}, \quad (24)$$

где $д$ — доход от извлечения попутных компонентов, т. е. разность между ценностью полученной продукции в оптовых ценах и затратами, необходимыми для ее получения, руб.

Видимо, этим способом можно пользоваться и для учета влияния рассеянных элементов на понижение минимального промышленного содержания основного компонента в рудах. Однако рассеянные элементы переходят в различные концентраты, из одних они извлекаются, а из других нет, при одних концентрациях извлечение рассеянных элементов приносит доход, а при других, меньших содержаниях, дает убыток. Следовательно, для определения влияния рассеянных элементов на минимальное промышленное содержание полезных компонентов необходимо знать их извлечение и содержание в получаемых концентратах, а также затраты на их извлечение из концентратов в товарную продукцию в виде металлов или их стандартных соединений, на которые имеются цены. Если извлечение и содержание рассеянных элементов в концентратах следует определять при проведении испытаний на обогатимость руд, то затраты на извлечение рассеянных элементов из концентратов при различных содержаниях практически определить невозможно, поскольку учета таких затрат на предприятиях не ведется. В последние годы затраты на получение рассеянных элементов на некоторых предприятиях были определены в результате научно-исследовательских работ и это пока является единственным материалом, которым можно воспользоваться как аналогом для промышленной оценки рассеянных элементов в рудах. При определении затрат, необходимых для извле-

чения рассеянных элементов, применялась методика их определения, несколько отличная от методики распределения затрат на другие компоненты, извлекаемые из комплексных руд. Основные положения методики изложены в предыдущем параграфе.

Нам представляется возможным рекомендовать следующую методику учета влияния рассеянных компонентов на минимальное промышленное содержание основного компонента.

1. Влияние рассеянных элементов, содержащихся в рудах, на минимальное промышленное содержание основного компонента определять по формуле (24), но, очевидно, индекс «д» рассматривать как сумму доходов, получаемых от извлечения разных рассеянных компонентов из различных концентратов, т. е. $d =$

$= \sum_{i=1}^n d_i$, где n — количество концентратов, из которых с прибылью извлекаются рассеянные элементы.

2. При изучении руд на обогащение устанавливать извлечение и содержание рассеянных компонентов в получаемых продуктах.

3. Для промышленной оценки рассеянных элементов и определения их влияния на величину минимального промышленного содержания основного или основных компонентов пользоваться, как аналогами, результатами научно-исследовательских работ по определению затрат и эффективности извлечения рассеянных элементов из различных концентратов.

Автор делает попытку дополнить работу А. М. Калика, Г. Г. Ключанского и И. А. Смирнова и дать ответ, в каких случаях следует применять изложенную методику изучения и подсчета запасов рассеянных элементов в рудах комплексных месторождений, а также дать ответ на вопросы, как определить промышленное значение рассеянных элементов в сырье, в каких случаях необходимо производить подсчет запасов их в комплексных рудах, каково влияние рассеянных элементов на эффективность использования комплексного сырья и на понижение минимального содержания основного или основных компонентов в руде.

Промышленная оценка месторождений комплексных руд производится с различной степенью точности на разных стадиях геологоразведочных работ и промышленного освоения месторождений. На различных стадиях проектирования экономическая оценка месторождений комплексных руд определяется номенклатурой утвержденных в ГКЗ СССР запасов полезных компонентов по промышленным категориям ($A+B+C_1$). В настоящей работе мы коснемся вопросов промышленной оценки месторождений с комплексными рудами на различных стадиях их геологического изучения и в первую очередь после завершения предварительной разведки и составления ТЭД для решения вопроса о целесообразности проведения детальной разведки и разработки временных кондиций для подсчета запасов полезных ископаемых.

Кроме того, предлагаемый метод промышленной оценки месторождений комплексных руд, видимо, будет приемлем также для

оценок, проводимых на иных стадиях геологического изучения месторождения.

Экономическая эффективность получения одного полезного компонента из мономинерального сырья определяется по известной формуле подсчета срока окупаемости капиталовложений или коэффициента экономической эффективности капиталовложений

$$E = \frac{Ц - С}{К}, \quad (25)$$

$$T = \frac{К}{Ц - С}, \quad (26)$$

где K — общая сумма капиталовложений с учетом оборотных фондов, руб.; C — годовая продукция по себестоимости, руб.; $Ц$ — годовая продукция в оптовых ценах, руб.; E — коэффициент эффективности в долях единицы; T — срок окупаемости капиталовложений, в годах.

Следовательно, для определения основных экономических показателей промышленной оценки месторождений необходимо знание возможных объемов производства различных готовых продуктов, цен на эти продукты с учетом всех содержащихся в них полезных компонентов, капитальных и эксплуатационных расходов на их производство.

Если расчет производится для месторождения, из руд которого получается несколько продуктов, формулы соответственно изменятся:

$$E = \frac{\sum_{i=1}^n (Ц_i - C_i)}{\sum_{i=1}^n K_i}, \quad (27)$$

$$T = \frac{\sum_{i=1}^n K_i}{\sum_{i=1}^n (Ц_i - C_i)}. \quad (28)$$

Для каждой отрасли установлен нормативный коэффициент эффективности капиталовложений или нормативный срок окупаемости. Если при промышленной оценке месторождения цветных металлов коэффициент эффективности окажется выше нормативного и, следовательно, срок окупаемости меньше нормативного, то промышленное освоение данного месторождения эффективно и оно должно быть детально разведано.

Таково основное положение по определению промышленной ценности месторождений, которое действует в настоящее время.

Хотя у автора имеется ряд возражений против такого критерия определения промышленной ценности месторождений, однако вследствие того, что оно является общепринятым, мы в настоящей работе будем им руководствоваться. Что касается критики этого критерия, то мы отметим лишь следующее: руководствуясь им, геологоразведочные организации при оценке месторождений не учитывают такие важнейшие факторы, как потребность народного хозяйства в минеральносырьевых ресурсах, качественные и количественные изменения минеральносырьевой базы соответствующих полезных ископаемых, объективность установленных цен на продукты, получаемые из минерального сырья.

В задачу настоящей работы не входит подробный анализ недостатков применяемого в настоящее время критерия промышленного значения месторождений и, тем более, разработка предложений по его усовершенствованию. Но работникам, занимающимся промышленной оценкой месторождений, следует помнить о слабых сторонах применяемого критерия.

Трудность определения экономической эффективности с учетом содержания в рудах всех попутных полезных компонентов, особенно редких и рассеянных элементов, заключается в том, что для них в текущей отчетности предприятий отсутствует себестоимость готовых продуктов и нет цен на них в различных полупродуктах (рудах, концентратах, пылях, кеках и т. п.).

Тем не менее для правильной промышленной оценки месторождений комплексных руд необходимо учитывать экономическую эффективность всех содержащихся в них полезных компонентов, имеющих промышленную ценность, т. е. находящихся в концентрациях, превышающих соответствующие минимальные промышленные содержания.

Эффективность извлечения различных компонентов из комплексных руд (по методике, изложенной в предыдущем параграфе) различна и, следовательно, оптимальный вариант использования комплексного сырья может не соответствовать максимальному его использованию, даже при условии, что все содержащиеся полезные компоненты эффективно извлекаются. Кроме того, следует иметь в виду, что для различных полезных компонентов установлены различные коэффициенты эффективности. Например, для черной металлургии он равен 0,1, для цветной металлургии и химической промышленности 0,15*. Кроме того, различные продукты одной и той же отрасли производятся с различным экономическим эффектом. Хотя в идеальном случае они должны в среднем приближаться к нормативным срокам, но на самом деле имеются большие различия в эффективности извлечения различных компонентов из одного сырья. Например, из

* С выходом в свет «Типовой методики определения экономической эффективности капитальных вложений» Госплана СССР, Госстроя СССР и АН СССР (1969 г.) начата разработка новых отраслевых коэффициентов эффективности.
Прим. ред.

руды полиметаллического месторождения коэффициент эффективности производства свинца составил 0,32, цинка 0,5, меди 0,18, кадмия 0,48, висмута 6,5, селена 0,1, а производство таллия и теллура было убыточно; из комплексной руды медного месторождения коэффициент эффективности извлечения меди составляет 0,32, селена 0,15, серы 0,09, а производство теллура убыточно.

Следовательно, для экономической оценки комплексных руд необходимо знать экономический эффект получения каждого полезного компонента, в том числе и рассеянных элементов.

Экономическая оценка эффективности извлечения рассеянных элементов отличается рядом особенностей. Вследствие небольших их концентраций в рудах активное воздействие на полупродукты с целью их извлечения начинается обычно при переработке отходов или различных полупродуктов, получаемых при металлургической или химической переработке. Добыча руды и ее обогащение требуются в такой же мере для извлечения рассеянных элементов, как и для всех прочих содержащихся в руде полезных компонентов, однако если даже небольшую часть затрат по этим переделам относить на рассеянные элементы, то основные экономические показатели их производства резко ухудшатся. Например, на одном из заводов цветной металлургии учет части затрат на добычу и обогащение повысит себестоимость рассеянных элементов на 12,7%, причем для одного рассеянного элемента она будет составлять не 75,6% от цены, а 97,3%, т. е. будет находиться на границе рентабельности и, следовательно, эффективность его получения будет приближаться к нулю, при этом себестоимость основного компонента — меди — понизится менее чем на 0,2%, и эффективность его производства повысится на ничтожную величину, не имеющую никакого практического значения. Таким образом, при значительном повышении себестоимости, понижении эффективности производства рассеянных элементов экономика получения цветных металлов практически не изменится. В результате применение рассеянных элементов в народном хозяйстве будет ограничено, а заметных выгод при производстве других полезных компонентов не появится. В силу этого обстоятельства при экономической оценке рассеянных элементов в рудах следует определять экономический эффект их извлечения только с учетом эксплуатационных и капитальных затрат по операциям, имеющим непосредственное отношение к их извлечению. Но при этом необходимо учитывать сквозной коэффициент извлечения, начиная от руды.

Как уже отмечалось во второй главе, особенно большие различия в извлечении редких и рассеянных элементов имеют место при обогащении руд. При металлургической или химической переработке концентратов извлечение редких и рассеянных элементов в продукт отличается известным постоянством. Выход этих продуктов из различных металлургических и химических процессов также не испытывает резких колебаний при одинаковых способах

металлургической или химической обработки сырья. На современной стадии изученности вопроса предлагается объем производства того или иного редкого или рассеянного элемента, получаемого попутно из комплексных руд, считать величиной, прямо пропорционально зависимой от содержания его в концентрате. Ту же зависимость, очевидно, можно распространить и на концентрацию его в различных промежуточных продуктах. Следовательно, объемы перерабатываемых промежуточных продуктов и затраты на этих операциях будут обратно пропорциональны содержанию редкого или рассеянного элемента в концентрате.

Таким образом, возникает необходимость определения минимального содержания рассеянных элементов в промышленных концентратах. Математически это минимальное содержание в концентрате можно представить несколько преобразованной формулой (23), которой ранее пользовались для определения минимального промышленного содержания полезных компонентов в руде:

$$C_{k_{\min}} = \frac{3 \cdot 1000}{Ц \cdot И}, \quad (29)$$

где $C_{k_{\min}}$ — минимальное содержание рассеянного элемента в концентрате, г/т; 3 — все затраты на извлечение рассеянного элемента из 1 т концентрата, руб.; Ц — оптовая цена 1 кг рассеянного элемента, руб.; И — коэффициент извлечения рассеянного элемента из концентрата в готовый продукт.

Преобразуя формулу (29), получим

$$Ц = \frac{3 \cdot 1000}{И \cdot C_{k_{\min}}}. \quad (30)$$

Математический смысл формулы заключается в том, что затраты на производство равняются цене на готовый продукт, следовательно, правая часть формулы определяет затраты на производство единицы некоторого рассеянного элемента при минимальном промышленном содержании его в концентрате ($З_{г.п_{\min}}$). Тогда формула примет вид

$$З_{г.п_{\min}} = \frac{3 \cdot 1000}{И \cdot C_{k_{\min}}}. \quad (31)$$

Для любых содержаний полезного компонента $З_{г.п}$ в общем виде определяется следующей формулой

$$З_{г.п} = \frac{3 \cdot 1000}{И \cdot C_k}, \quad (32)$$

где C_k — среднее содержание полезного компонента в концентрате, г/т.

Обозначая $З_{г.п} = y$; $C_k = x$; $\frac{3 \cdot 1000}{И} = A = \text{const}$, получим

$$y = \frac{A}{x}, \quad (33)$$

т. е. обратно пропорциональную зависимость, которую графически можно изобразить гиперболой, ассимптотически приближающейся к координатным осям (рис. 15).

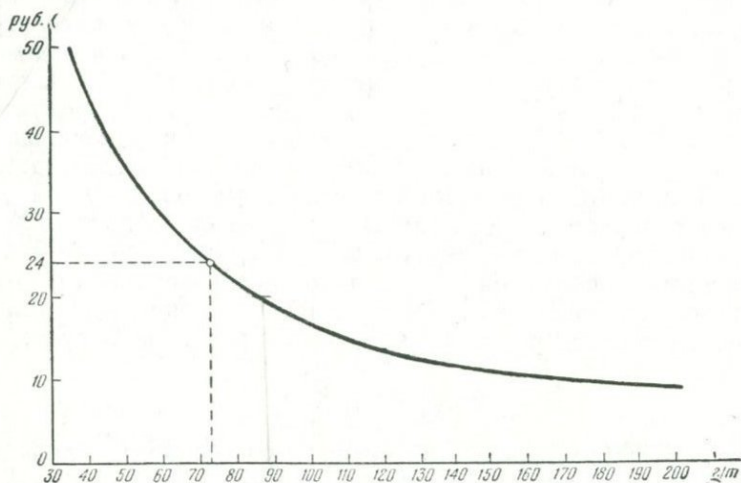


Рис. 15. Зависимость текущих затрат от содержания селена в концентрате

Для определения промышленной ценности данного полезного компонента в концентрате следует определить прибыль от получения единицы готовой продукции, которая составит

$$Д = Ц - З_{г. п} = Ц - \frac{3 \cdot 1000}{И \cdot C_k}, \quad (34)$$

где $Д$ — прибыль, получаемая от производства единицы готового попутного компонента, руб.

Обозначая $Д = y'$; $Ц = \text{const} = B$ и принимая остальные обозначения, как и в формуле (32), получим

$$y' = B - \frac{A}{X}. \quad (35)$$

Графически это будет гиперболическая кривая, ассимптотически приближающаяся к ординате и пересекающая ось абсцисс при $y' = 0$ в точке, соответствующей минимальному промышленному содержанию (рис. 16).

Таким образом, для каждого попутного элемента (редкого или рассеянного) можно построить график определения прибыли на единицу готового продукта в зависимости от содержания его в том или ином концентрате, или же воспользоваться формулой (34).

Для того чтобы определить прибыль, получаемую из 1 т концентрата, требуется знать количество концентрата, необходимого для получения единицы готового продукта.

$$Q = \frac{1}{a_2 \cdot I}, \quad (36)$$

где Q — количество концентрата, необходимого для получения единицы готового продукта, т; a_2 — содержание попутного компо-

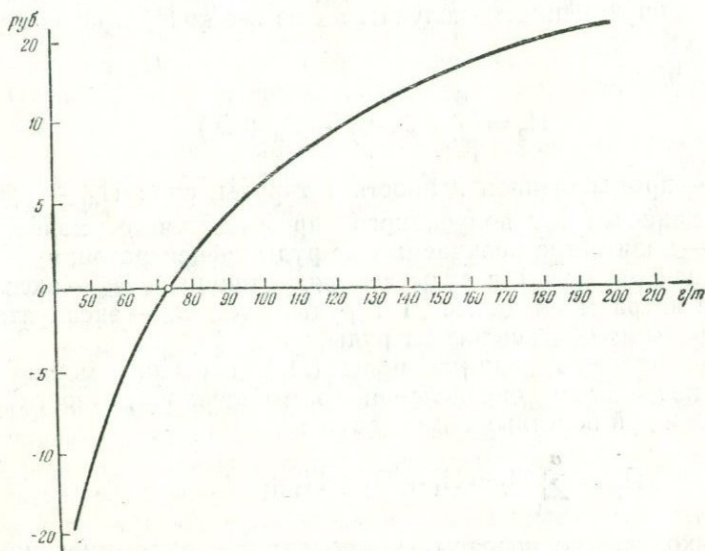


Рис. 16. Зависимость дохода от содержания селена в концентрате

нента в концентрате в соответствующих весовых единицах; I — коэффициент извлечения из концентрата в готовый металл в долях единицы.

Тогда для определения промышленной ценности того или иного попутного компонента в концентрате, например, селена в медном концентрате ($\Pi_{\text{Se}}^{\text{Cu}}$).

$$\Pi_{\text{Se}}^{\text{Cu}} = \frac{D}{Q} = D \cdot C_{\text{к}} \cdot I = \left(\text{Ц} - \frac{3}{\text{ИС}_{\text{к}}} \right) C_{\text{к}} \cdot I. \quad (37)$$

Полная, или комплексная, промышленная ценность медного концентрата явится суммой промышленных ценностей заключенных в нем полезных компонентов:

$$\Pi^{\text{Cu}} = \sum_{i=1}^n \Pi_i^{\text{Cu}} = \Pi_1^{\text{Cu}} + \Pi_2^{\text{Cu}} + \Pi_3^{\text{Cu}} + \dots + \Pi_n^{\text{Cu}}, \quad (38)$$

где n — количество элементов, представляющих промышленную ценность.

Аналогичным образом можно определить полную промышленную ценность свинцового, цинкового, пиритного и других промышленных концентратов.

Для учета влияния попутных компонентов на промышленную ценность руды необходимо учитывать затраты на ее добычу и обогащение, а также степень разубоживания руды при добыче и коэффициенты извлечения различных полезных компонентов в соответствующие концентраты. Промышленная ценность руды с учетом комплексного ее использования Π_p может быть выражена через промышленную ценность получаемых из нее концентратов с учетом их выхода.

Например:

$$\Pi_p = \sum_{j=1}^m \Pi_{kj} \cdot \gamma_j - (\Theta_d + \Theta_o), \quad (39)$$

где Π_p — промышленная ценность 1 т руды, руб.; Π_{kj} — промышленная ценность 1 т получаемого промышленного концентрата, руб.; m — количество получаемых из руды концентратов; γ_j — выход j -го концентрата из 1 т руды в долях единицы; Θ_d — эксплуатационные затраты на добычу 1 т руды, руб.; Θ_o — эксплуатационные затраты на обогащение 1 т руды, руб.

Промышленную ценность руды (Π_p), очевидно, можно выразить и посредством определения промышленной ценности содержащихся в ней полезных компонентов:

$$\Pi_p = \sum_{i=1}^n \Pi_i = \Pi_1 + \Pi_2 + \Pi_3 + \dots + \Pi_n, \quad (40)$$

где n — количество полезных компонентов в руде, имеющих промышленную ценность; Π_i — промышленная ценность i -го полезного компонента в руде.

Промышленная ценность отдельных компонентов в руде определяется по формуле

$$\Pi_i = \sum_{j=1}^m [\Pi_j^i \cdot \gamma_j - (\Theta_d - \Theta_o) \cdot K_j^i], \quad (41)$$

где Π_i — промышленная ценность i -го компонента в руде, руб.; m — количество концентратов, получаемых из данной руды; Π_j^i — промышленная ценность i -го элемента в j -м концентрате, руб.; γ_j — выход j -го концентрата из 1 т руды в долях единицы; Θ_d и Θ_o — те же значения, что и в формуле (39); K_j^i — коэффициент, учитывающий долю затрат на добычу и обогащение, относимую на i -ый элемент в j -м концентрате.

Величина коэффициента K_j^i может определяться по формуле

$$K_j^i = \frac{\Pi_j^i}{\sum_{j=1}^m \Pi_j}, \quad (42)$$

где Π_j^i — промышленная ценность i -го компонента в j -м концентрате, руб.; m — количество концентратов, получаемых из данной руды.

Для большинства попутных элементов, в частности редких и рассеянных, этот коэффициент будет равен нулю, так что затраты по добыче и обогащению не придется относить на эти элементы, вследствие изложенных ранее соображений. Коэффициент K будет положительной величиной для важнейших полезных компонентов, извлекаемых в одноименные концентраты, при этом сумма всех коэффициентов K должна быть равна 1. Определение K для основных металлов может быть осуществлено предложенным в главе III методом, т. е. пропорционально промышленной ценности концентратов.

Для определения экономической эффективности комплексного использования руды в целом пригодны формулы (39) и (40). При этом в первом случае отпадает необходимость в определении промышленной ценности отдельных полезных компонентов в руде. Для определения эффективности производства отдельных попутных компонентов, содержащихся в руде, следует пользоваться формулой (41).

Для определения экономической эффективности промышленного использования месторождения или компонента, содержащегося в руде данного месторождения, требуется определить капитальные вложения для добычи, обогащения и металлургической или химической переработки сырья в целом и для отдельных содержащихся в нем попутных компонентов.

При определении эффективности промышленного использования комплексного месторождения можно воспользоваться формулой (27), или для определения срока окупаемости капитальных затрат формулой (28), где соответственно числитель и знаменатель являются не чем иным как промышленной ценностью годового объема добычи руды на данном месторождении. Тогда эти формулы можно представить следующим образом:

$$E = \frac{\Pi_p \cdot a}{\sum_{i=1}^n K_i}, \quad (43)$$

$$T = \frac{\sum_{i=1}^n K_i}{\Pi_p \cdot a}, \quad (44)$$

где все обозначения те же, что и в формулах (27), (28) и (39), а a — намечаемый годовой объем добычи и переработки руды.

Для определения экономической эффективности получения какого-либо продукта из комплексного сырья предлагается формула

$$E_i = \frac{\Pi_i \cdot a}{K_i}, \quad (45)$$

где E_i — эффективность промышленного использования i -го полезного компонента; Π_i — промышленная ценность i -го полезного компонента в 1 т руды, руб; a — намечаемый годовой объем добычи и переработки руды, т; K_i — капиталовложения в горные, обогащательные, металлургические и химические предприятия, необходимые для производства данного полезного компонента, руб.

Определение доли общих капитальных вложений в горные и обогащательные предприятия, относимой на отдельные компоненты рекомендуется выполнять тем же способом, что и эксплуатационные расходы (см. главу III).

Распределение капитальных вложений в металлургические и химические предприятия предлагается производить по методике, изложенной в главе III настоящей книги. Тогда экономическая эффективность производства различных попутных компонентов из данного вида сырья может быть представлена, например для селена, следующим образом:

$$E_{Se} = \frac{\Pi_{Se} \cdot a}{\sum_{j=1}^m [(K_d + K_o) \cdot K_j^{Se}] + \sum_{j=1}^m K_{Mj}^{Se}}, \quad (46)$$

где $K_d + K_o$ — капиталовложения в горные и обогащательные предприятия, руб; K_j^{Se} — коэффициент, определенный по формуле (42); m — количество концентратов, из которых данный элемент извлекается; K_{Mj}^{Se} — капиталовложения в основные фонды и оборотные средства металлургических и химических предприятий, определенные по формуле (22), руб.

Определение E_i необходимо производить только для попутных компонентов и, в частности, для редких и рассеянных элементов. Положительное решение вопроса о промышленном использовании месторождения на основании определения суммарной экономической эффективности основывается в первую очередь на положительном решении об использовании основных полезных компонентов. Но это решение нельзя распространять на все попутные полезные компоненты.

Определение экономической эффективности получения попутных полезных компонентов необходимо для сравнительной оценки различных типов руд как сырьевых ресурсов производства этих компонентов. Поскольку эксплуатационные затраты по добыче и обогащению не следует распределять на такие попутные компоненты, как редкие и рассеянные элементы, для этих элементов формула (46) примет вид:

$$E_{Se}' = \frac{\Pi_{Se} \cdot a}{\sum_{j=1}^m K_j^{Se}}. \quad (47)$$

Основная трудность заключается в определении величин Π_{Se} и K_i^{Se} . Эти величины для редких и рассеянных элементов целесообразно рассчитать в централизованном порядке в научно-исследовательских институтах с тем, чтобы производственные геологические организации могли ими руководствоваться в течение определенного промежутка времени, порядка 3—5 лет, для сравнительной экономической оценки различных источников сырья, определения экономической эффективности комплексного промышленного использования отдельных месторождений, установления рациональных границ комплексного использования руд отдельных месторождений, оценки минеральносырьевых ресурсов отдельных полезных компонентов и планирования геологоразведочных работ на эти полезные компоненты.

Пример*. Определение промышленной ценности комплексной руды, концентратов и отдельных компонентов, получаемых на нее.

В свинцово-цинковой руде содержатся 2,2% свинца, 7,6% цинка, 18% серы, 30 г/т индия, 15 г/т таллия, 60 г/т селена и 12 г/т теллура. Ежегодная добыча руды составляет 500 000 т. При обогащении руды получается два концентрата, свинцовый и цинковый, в количестве соответственно 15 и 70 тыс. т. в год.

Извлечение и содержание различных компонентов в концентратах приводится в таблице.

	Свинцовый концентрат			Цинковый концентрат		
	Извлечение из руды в концентрат, %	Содержание в концентрате		Извлечение из руды в концентрат, %	Содержание в концентрате	
		в 1 т	всего		в 1 т	всего
Свинец	76,3	560 кг	8400 т	20	28,5 кг	2000 т
Цинк	—	—	—	92,3	500 »	35000 »
Сера	3,3	200 кг	3000 т	27,3	350 »	24500 »
Индий	—	—	—	96	200 г/т	14400 кг
Таллий	12	60 г/т	900 кг	—	—	—
Селен	60,0	1200 »	18000 кг	23,3	100 г/т	7000 кг
Теллур	40,0	100 »	1500 т	—	—	—

* Все цифровые данные взяты условно.

При металлургической переработке из свинцового концентрата извлекаются свинец, таллий, селен, теллур и утилизируется сера в виде серной кислоты. Из цинкового концентрата извлекаются цинк, индий, селен, утилизируется сера в виде серной кислоты, а также получается свинцовый кек, из которого извлекается свинец.

В таблице даются товарная продукция и извлечение различных компонентов из концентратов в готовый продукт.

Эксплуатационные затраты на добычу и обогащение составляют 11 руб. на 1 т руды. Рудник, обогатительная фабрика и металлургический завод находятся в одном месте и, следовательно, специальных расходов по транспортировке руды

	Единица измерения	Количество готового продукта	Цена, руб.	Извлечение готовый продукт, %
Свинцовый концентрат				
Свинец	т	8080	670	96,3
Серная кислота	»	7680*	29,6	85,4
Таллий	кг	200	30	22,3
Селен	»	630	24	3,5
Теллур	»	180	25	12,0

Цинковый концентрат				
Цинк	т	32800	530	93,9
Свинцовый кек	»	1600	—	2,35 (выход)
Свинец из кека	»	1350	670	82,8
Серная кислота	»	62700**	29,6	85,4
Индий	кг	11800	300	81,7
Селен	»	245	24	3,5

* Серы 2560 т.

** Серы 20900 кг.

Наименование элементов	Единица измерения	Количество в концентрате	Извлечение из концентрата в готовый продукт, %	Количество полученных готовых продуктов	Цена за одну вес. единицу, руб.	Товарная продукция, руб.
1	2	3	4	5	6	7
Руда	т	500 000	—	—	—	—
Свинцовый концентрат	»	15 000	—	—	—	—
Свинец	»	8 400	96,3	8 080	670	542 000
Сера	»	3 000	85,4	2 560	—	—
Серная кислота	»	—	—	7 680	29,6	227 000
Таллий	кг	900	22,3	200	30	6 000
Селен	»	18 000	3,5	630	24	15 200
Теллур	»	1 500	12,0	180	25	4 500
Цинковый концентрат	т	70 000	—	—	—	—
Цинк	»	35 000	93,9	32 800	530	17 600 000
Свинцовый кек	»	—	Выход	1 600	—	—
			2,35			
Свинец	»	2 000	82,8	1 350	670	903 000
Сера	»	24 500	85,4	20 900	—	—
Серная кислота	»	—	—	62 700	29,6	1 850 000
Индий	кг	14 400	81,7	11 800	300	3 540 000
Селен	»	7 000	3,5	245	24	5 870

и концентратов соответственно на фабрику и завод нет. Эксплуатационные расходы на получение 1 т свинца из концентрата и из кеков составляют 65 руб., себестоимость получения 1 т свинцового кека составляет 15 руб., эксплуатационные расходы производства 1 т цинка составляют 75 руб., 1 т серной кислоты 12 руб., 1 кг селена из свинцового концентрата 6 р. 60 к. и из цинкового концентрата 11 руб., 1 кг индия 230 руб., 1 кг теллура 23 руб. и 1 кг таллия 32 руб.

Для определения промышленной ценности руды, концентратов и отдельных элементов в них производят следующий расчет:

а) определяем эксплуатационные затраты на годовое производство отдельных продуктов, переработку концентратов, добычу и обогащение руды; б) вычисляем промышленную ценность концентратов и отдельных элементов в них; в) распределяем эксплуатационные затраты по добыче и обогащению между концентратами пропорционально промышленной ценности компонентов, на которые следует относить затраты по добыче и обогащению. Затраты на добычу и обогащение распределяются между свинцом, цинком и серой (серной кислотой), на таллий, селен, теллур и индий они не относятся, г) определяем суммарную для годового объема производства промышленную ценность отдельных компонентов в руде; д) определяем промышленную ценность отдельных компонентов в 1 т руды. Все указанные расчеты приведены в таблице.

Поскольку производством таллия убыточно, его не следует извлекать из этой руды и не нужно учитывать в промышленной ценности руды. Для определения промышленной ценности отдельных компонентов в руде необходимо сложить их промышленную ценность в разных концентратах и разделить на количество переработанной руды.

Промышленная ценность 1 т свинцового концентрата составит 29 р. 20 к., а цинкового 168 р. 50 к.

Полные эксплуатационные затраты		Промышленная ценность элементов в концентрате (гр. 7—гр. 9)		Промышленная ценность элементов, на которые следует относить затраты по добыче и обогащению		Распределение затрат по добыче и обогащению	Промышленная ценность в руде (гр. 10—гр. 14)
на одну вес. единицу, руб.	на весь выпуск, руб.	руб.	%	руб.	%		
8	9	10	11	12	13	14	15
11	5 500 000	—	—	17 649 700	100,0	5 500 000	12 188 270
—	—	635 900	100,0	—	3,6	—	—
165	52 500	489 500	78,0	489 500	2,8	154 000	335 500
—	—	—	—	—	—	—	—
12	92 000	135 000	21,2	135 000	0,8	44 000	91 000
32	6 400	—400	—	—	—	—	—
6,6	4 160	11 040	1,7	—	—	—	11 040
23	4 140	360	0,1	—	—	—	360
—	—	17 052 370	100,0	—	96,4	5 302 000	—
75	2 460 000	15 140 000	82,0	15 140 000	85,7	47 126 000	10 428 000
15	24 000	—	—	—	—	—	—
65	87 800	792 000	4,54	792 200	4,5	248 000	544 200
—	—	—	—	—	—	—	—
12	753 000	1 093 000	6,3	1 093 000	6,2	342 000	751 000
280	3 300 000	24 000	0,14	—	—	—	24 000
11	2 700	3 170	0,02	—	—	—	3 170

Наименование продуктов	Промышленная ценность годово- го объема добычи, руб.			Промышлен- ная ценность 1 т руды		Содержание в 1 т руды	Промышленная ценность единицы полезного ком- понента в руб., коп.
	все го	в свинцовом концентрате	в цинковом концентрате	руб.	%		
Свинец	879 700	335 500	544 200	1,76	7,2	22 кг	80
Цинк	10 428 000	—	10 428 000	20,86	85,6	76 »	274
Сера	842 000	91 000	751 000	1,66	6,8	180 »	9,2
Таллий	—	—	—	—	—	15 г	—
Селен	14 210	11 040	3 170	0,04	0,16	60 »	0,07
Теллур	360	360	—	0,001	0,04	12 »	0,01
Индий	24 000	—	24 000	0,05	0,2	30 »	0,17
Итого	12 188 270	437 900	11 750 370	24,37	—	—	—

Таким образом, мы определили все искомые величины, поставленные в услови-
вии задачи, а именно промышленную ценность руды, промышленную ценность
концентратов и промышленную ценность различных элементов в руде.

Экономическая эффективность извлечения отдельных полезных компонентов из комплексных руд

Для определения экономической эффективности извлечения
отдельных компонентов из комплексных руд можно применить
метод, суть которого заключается в определении эффективности
извлечения полезного компонента как разности эффективности
комплексного использования сырья при условии извлечения этого
компонента и аналогичного показателя при условии, что этот ком-
понент не извлекается.

Для определения эффективности комплексного использования
руды можно воспользоваться известной формулой.

$$E_p = \frac{\sum_{i=1}^n (C_i \cdot a_i - C_i)}{\sum_{i=1}^n \Phi_{a_i} + \Phi_c + \sum_{i=1}^n \Phi_{b_i} + \sum_{j=1}^m \Phi_{u_j} + C_{об}} \quad (48)$$

где E_p — коэффициент эффективности комплексного использования
руды; C_i — цена i -го полезного компонента, руб.; a_i — годовой
выпуск i -го полезного компонента, весовые единицы; C_i — себесто-
имость годовой продукции i -го продукта, руб.; Φ_{a_i} — стоимость
основных фондов основных производственных цехов, относимых
на i -ю продукцию, руб.; Φ_{b_i} — стоимость основных фондов вспо-
могательных цехов, доля которых относится на i -й продукт, руб.;
 Φ_c — общезаводские основные фонды, руб.; Φ_{u_j} — общецеховые
фонды j -го цеха основного производства, руб.; $C_{об}$ — среднегодо-
вые нормируемые оборотные средства предприятий, руб.

Показатель E_p будет характеризовать комплексное использование руды, из которой извлекается n полезных компонентов. Но для решения вопроса о промышленном использовании каждого полезного компонента необходимо определить эффективность извлечения каждого полезного компонента при условии комплексного использования руды. Это возможно сделать следующим образом:

$$E_i = \frac{\sum_{i=1}^n (\Pi_i \cdot a_i - C_i) - \sum_{i=1}^{n-1} (\Pi_i a_i - C_i)}{\Phi_{a_i} + \Phi_{b_i} + \Phi_{\alpha_j} + C_{об_i}}, \quad (49)$$

где $\Pi_i \cdot a_i$, C_i , Φ_{a_i} , Φ_{b_i} , Φ_{α_j} имеют те же значения, что и в предыдущей формуле; E_i — показатель эффективности извлечения одного полезного компонента при условии комплексного использования руды; $C_{об_i}$ — среднегодовые нормируемые оборотные средства предприятий, относимые на i -й продукт, руб.

Во втором члене числителя суммируются показатели без учета полезного компонента, для которого определяется экономическая эффективность. Если выяснится, что данный полезный компонент не следует извлекать даже при комплексном использовании руды, то тогда формула (48) примет первоначальный вид, но без учета одного полезного компонента:

$$E_p = \frac{\sum_{i=1}^{n-1} (\Pi_i a_i - C_i)}{\sum_{i=1}^{n-1} \Phi_{a_i} + \Phi_c + \sum_{i=1}^{n-1} \Phi_{b_i} + \sum_{j=1}^m \Phi_{\alpha_j} + \sum_{i=1}^{n-1} C_{об_i}}. \quad (50)$$

Если в j -м цехе получается только i -й продукт, тогда формула примет вид

$$E_p = \frac{\sum_{i=1}^{n-1} (\Pi_i a_i - C_i)}{\sum_{i=1}^{n-1} \Phi_{a_i} + \Phi_c + \sum_{i=1}^{n-1} \Phi_{b_i} + \sum_{j=1}^{m-1} \Phi_{\alpha_j} + \sum_{i=1}^n C_{об_i}}. \quad (51)$$

Таким образом, следует проанализировать каждый полезный компонент, который предполагается извлекать. Для того чтобы избежать лишних вычислений, анализ следует начинать с полезных компонентов, имеющих наименьшее промышленное значение, ибо отбраковка какого-либо полезного компонента, после того как другие будут признаны эффективными, изменит первоначальную величину эффективности этих полезных компонентов.

Проведя анализ каждого полезного компонента, можно определить реальную эффективность извлечения их из руды, при условии комплексного ее использования.

Пример*. В руде месторождения содержится меди 2%, серы 15%, селена 40 г/т, теллура 5 г/т. При обогащении руды получается медный концентрат, выход которого составляет 10%, при извлечении меди в концентрат 80%, серы 20%, селена 40% и теллура 40%. В результате обогащения из 10 т руды получается 1 т концентрата с содержанием меди 16%, серы 30%, селена 160 г/т и теллура 20 г/т.

На металлургическом предприятии медной промышленности производится в первом цехе медь электролитическая, во втором — серная кислота и в третьем — селен технический и теллур. Извлечение из концентрата в готовую продукцию составляет: меди 95%, серы 80%, селена 30%, теллура 10%. При годовой производительности рудника в 1000 тыс. т руды будет получено меди рафинированной 15200 т, серной кислоты 72000 т, селена технического 4800 кг и теллура 200 кг. Нормативный коэффициент эффективности составляет 0,15. В таблице даются основные экономические показатели производства продуктов на металлургическом заводе.

	Единица измерения	Цена за единицу измерения, руб.	Годовой объем производства	Себестоимость производства за единицу измерения, руб.	Удельные капитальные вложения, руб.			
					в производственные фонды основных цехов	в фонды вспомогательных цехов	в общезаводские фонды	в оборотные фонды
Медь рафинированная . . .	т	830	15200	600	400	20	500	10
Серная кислота	»	29,6	72000	18	4	2	300	10
Селен технический	кг	24	4800	20	10	2	200	1
Теллур	»	25	200	24	10	2		0,1

Капитальные вложения в общезаводские фонды составляют 30000 руб. Экономическая эффективность комплексного использования сырья составит

$$E_p = \frac{(830 - 600) 15\ 200 + (29,6 - 18) 72\ 000 + (24 - 20) 4800 + (25 - 24) 200}{(400 \cdot 15\ 200 + 4 \cdot 72\ 000 + 10 \cdot 4800 + 10 \cdot 200) + 30000 + (20 \cdot 15\ 200 + 2 \cdot 72\ 000 + 2 \cdot 4800 + 2 \cdot 200) + (500 + 300 + 200) + (10 \cdot 15\ 200 + 10 \cdot 72\ 000 + 1 \cdot 4800 + 0,1 \cdot 200)} = \frac{3\ 490\ 000 + 835\ 000 + 19\ 200 + 200}{6\ 418\ 000 + 30\ 000 + 458\ 000 + 1000 + 228\ 920} = \frac{4\ 344\ 400}{7\ 135\ 820} = 0,608.$$

Эффективность извлечения теллура:

$$E_{Te} = \frac{(25 - 24) \cdot 200}{10 \cdot 200 + 2 \cdot 200 + 200 + 200 \cdot 0,1} = \frac{200}{2620} = 0,08.$$

Поскольку $0,08 < 0,15$, извлечение теллура из данной руды не эффективно. Эффективность извлечения селена:

$$E_{Se} = \frac{19\ 200}{48\ 000 + 9\ 600 + 200 + 4\ 800} = \frac{19\ 200}{62\ 600} \approx 0,307.$$

* Все цифровые данные взяты условно.

Так как $0,307 > 0,15$, то производство селена будет эффективно. Определим эффективность получения серной кислоты:

$$E_{\text{H}_2\text{SO}_4} = \frac{835\ 000}{288\ 000 + 144\ 000 + 300 + 72\ 000} = \frac{835\ 000}{504\ 300} \approx 1,66.$$

Эффективность извлечения меди:

$$E_{\text{Cu}} = \frac{3490000}{6\ 080\ 000 + 304\ 000 + 500 + 152\ 000} = \frac{3\ 490\ 000}{6\ 535\ 500} \approx 0,534.$$

Следовательно, из четырех содержащихся в руде полезных компонентов при комплексном ее использовании эффективно получение только трех полезных компонентов, а именно меди, серной кислоты и селена. Тогда оптимальная эффективность комплексного использования сырья составит

$$E_{\text{Pmax}} = \frac{(830 - 600) 15\ 200 + (29,8 - 18) 22\ 000 + (400 \cdot 15\ 200 + 4 \cdot 72\ 000 + 10 \cdot 4800) + 3000 + (20 \cdot 15\ 200 + 2 \cdot 72\ 000 + (24 - 20) 480}{(400 \cdot 15\ 200 + 4 \cdot 72\ 000 + 10 \cdot 4800) + (500 + 300 + 200) + (10 \cdot 15\ 200 + 10 \cdot 72\ 000 + 1 \cdot 4800) + 2 \cdot 4800} = \frac{4\ 344\ 200}{7\ 133\ 200} = 0,623.$$

Промышленное значение рассеянных элементов в комплексном сырье и определение их минимального промышленного содержания

Для определения влияния рассеянных элементов на эффективность комплексного использования сырья следует выяснить, какой удельный вес они занимают в потенциальной, извлекаемой и промышленности ценности руды (табл. 23, 24).

Рассматривая данные таблиц 23 и 24, можно отметить, что удельный вес рассеянных элементов в потенциальной ценности выше, как правило, чем в извлекаемой, и иногда достигает значительных размеров; например, в руде месторождения Ж он составит 31,5%, в руде месторождения В 15,9%. Это объясняется тем, что некоторые рассеянные элементы совсем не извлекаются, например галлий, во многих случаях германий, индий из медных руд и т. д. В то же время сквозные коэффициенты других рассеянных элементов значительно ниже, чем у таких элементов, как медь, цинк, свинец, сера и др.

Удельный вес рассеянных элементов в извлекаемой и промышленной ценности составляет для каждого элемента не более 1—2%, иногда достигает 5—6%, а суммарно их удельный вес не превышает 10%.

Удельный вес рассеянных элементов в промышленной ценности руды обычно меньше, чем в извлекаемой ценности. Это свидетельствует о том, что рассеянные элементы извлекаются с меньшей экономической эффективностью, чем другие полезные компоненты. Исключение из этих правил в приведенных примерах составляют: германий из руд месторождения Б, для которого удельный вес в извлекаемой ценности выше, чем в потенциальной, а

Потенциальная, извлекаемая и промышленная ценности отдельных компонентов в комплексных рудах*

Наименование месторождений	Медь	Свинец	Цинк	Сера	Золото	Серебро	Висмут	Кадмий	Индий	Таллий	Галлий	Селен	Теллур	Рений	Германий
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16
Потенциальная ценность															
А	12,2	0,7	26,9	37,7	1,7	0,7	0,3	1,2	3,5	—	—	1,6	1,9	—	2,9
Б	29,8	1,2	12,3	45,6	2,3	1,0	0,3	1,7	3,3	0,4	4,1	4,1	2,8	—	1,13
В	35,0	—	—	10,6	0,1	0,4	5,3	6,8	6,5	0,2	6,9	5,0	0,3	1,4	11,2
Д	18,86	15,39	42,18	9,09	0,37	1,66	0,28	4,14	0,45	0,23	6,34	0,23	0,24	—	0,5
Е	12,5	13,4	38,0	8,9	1,8	3,5	1,0	3,5	0,4	0,4	4,6	1,1	0,3	—	—
З	2,8	28,4	24,2	2,0	0,3	1,7	2,5	9,8	0,5	0,05	4,4	0,5	0,05	—	8,8
Извлекаемая ценность															
А	18,9	—	29,3	47,1	1,6	0,7	—	0,9	—	—	—	1,0	0,3	—	—
Б	28,6	0,9	—	60,4	3,5	1,5	0,05	—	—	—	—	3,3	0,15	—	—
В	73,4	—	—	12,4	—	0,7	—	—	—	—	—	1,6	—	0,5	1,2
Д	23,3	18,1	45,5	6,43	0,27	1,94	0,2	4,07	0,04	—	—	0,1	0,01	—	—
Е	16,2	18,2	46,5	6,6	2,0	4,1	0,8	3,3	—	—	—	0,1	—	—	—
З	2,8	28,4	24,2	2,0	0,4	2,4	—	10,9	—	—	—	—	—	—	—
Промышленная ценность															
А	13,5	—	29,0	55,0	0,2	0,4	—	1,0	—	—	—	0,9	—	—	—
Б	20,7	0,8	—	68,5	3,7	1,9	0,1	—	—	—	—	2,8	—	—	—
В	86,0	—	—	9,6	—	0,8	—	—	—	—	—	0,1	—	—	1,5
Д	21,4	20,5	43,5	8,4	0,3	1,84	0,2	3,54	0,01	—	—	—	—	0,4	—
Е	18,0	16,2	46,2	9,5	1,3	4,1	0,6	3,9	—	—	—	0,13	—	—	—
З	2,5	10,3	61,0	10,9	0,8	3,7	—	10,8	—	—	—	0,1	—	—	—

* В таблице перечислены не все полезные компоненты, имеющие промышленную ценность.

Сравнительная динамика ценности рассеянных элементов в комплексных рудах, %

Тип руды, месторождения	Наименование месторождения	Индий					Селен					Теллур				
		Удельный вес в ценности комплексной руды			Отношение к потенциальной ценности		Удельный вес в ценности комплексной руды			Отношение к потенциальной ценности		Удельный вес в ценности комплексной руды			Отношение к потенциальной ценности	
		потенциальной	извлекаемой	промышленной	извлекаемой	промышленной	потенциальной	извлекаемой	промышленной	извлекаемой	промышленной	потенциальной	извлекаемой	промышленной	извлекаемой	промышленной
Медные	А	3,5	—	—	—	—	1,6	1,0	0,9	62,5	57,2	1,9	0,3	—	15,8	—
	Б	3,3	—	—	—	—	4,1	3,8	2,8	92,5	68,4	2,8	0,15	—	5,4	—
	В	6,5	—	—	—	—	5,0	1,6	0,1	32,0	2,0	0,3	—	—	—	—
	Г	7,7	—	—	—	—	0,2	0,004	0,004	20,0	20,0	0,2	—	—	—	—
Свинцово-цинковые	Д	0,45	0,04	0,01	8,9	2,2	0,23	0,1	0,13	43,5	56,5	0,24	0,01	—	4,1	—
	Е	0,4	—	—	—	—	1,1	0,1	0,11	9,1	10,0	0,3	—	—	—	—
	Ж	23,5	10,1	5,9	43,0	25,0	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
	З	0,5	—	—	—	—	0,5	—	—	—	—	0,05	—	—	—	—
	И	1,8	—	—	—	—	0,4	—	—	—	—	0,05	—	—	—	—
	К	1,0	—	—	—	—	0,6	0,1	0,4	16,7	67,7	0,2	—	—	—	—

Тип руды, месторождения	Наименование месторождения	Рений					Германий					Таллий			Галлий		
		Удельный вес в ценности комплексной руды			Отношение к потенциальной ценности		Удельный вес в ценности комплексной руды			Отношение к потенциальной ценности		Удельный вес в ценности комплексной руды			Удельный вес в ценности комплексной руды		
		потенциальной	извлекаемой	промышленной	извлекаемой	промышленной	потенциальной	извлекаемой	промышленной	извлекаемой	промышленной	потенциальной	извлекаемой	промышленной	потенциальной	извлекаемой	промышленной
Медные	А	—	—	—	—	—	2,9	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
	Б	—	—	—	—	—	1,1	1,2	1,5	109	136	0,4	—	—	4,1	—	—
	В	1,4	0,5	0,4	35,7	28,6	11,2	—	—	—	—	0,2	—	—	6,9	—	—
	Г	2,8	2,5	3,3	89,4	118,0	3,5	—	—	—	—	0,05	—	—	6,5	—	—
Свинцово-цинковые	Д	—	—	—	—	—	0,53	—	—	—	—	0,23	—	—	6,34	—	—
	Е	—	—	—	—	—	0,7	—	—	—	—	0,4	—	—	4,6	—	—
	Ж	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
	З	—	—	—	—	—	8,8	—	—	—	—	0,05	—	—	4,4	—	—
	И	—	—	—	—	—	1,2	—	—	—	—	0,05	—	—	4,2	—	—
	К	—	—	—	—	—	6,3	—	—	—	—	0,5	—	—	6,4	—	—

удельный вес в промышленной еще больше; селен в свинцово-цинковых рудах, удельный вес которого в промышленной ценности немного выше, чем в извлекаемой; рений в рудах месторождения Г, где удельный вес его промышленной ценности руды выше удельных весов и в потенциальной, и в извлекаемой ценности, что свидетельствует о высокой эффективности получения рения из этой руды.

Если элемент имеет извлекаемую ценность, но при этом не обладает никакой промышленной ценностью, то производство такого элемента из соответствующей руды убыточно (например получение теллура из руд месторождения А, Б и Д).

Если в рудах полезный компонент обладает потенциальной ценностью, но не имеет извлекаемой и промышленной ценности, то он не производится из этих руд. Потенциальная ценность того или иного элемента, при условии ее достаточной величины, указывает на возможные резервы в улучшении комплексного использования сырья, но не может служить безусловным указателем необходимости извлечения компонента. Например, для руд месторождений, приведенных в табл. 24, характерен значительный удельный вес галлия и индия. Однако если целесообразность извлечения галлия из комплексных медных и свинцовых руд маловероятна, поскольку он имеется в больших концентрациях и эффективнее извлекается из алюминиевого сырья, то целесообразность получения индия из медных руд (месторождения А, Б, В, Г) уже установлена.

Приведенные показатели ценности руды и отдельных компонентов, содержащихся в них, характеризуют степень промышленного освоения, уровень и эффективность промышленного использования комплексных руд, наконец, возможность и эффективность извлечения рассеянных элементов из различных типов руд.

Здесь необходимо дать пояснения об особенностях понятия минимального промышленного содержания рассеянных элементов и методики его определения.

Не следует смешивать показатели минимального содержания основных цветных металлов с минимальным промышленным содержанием рассеянных элементов.

Показателями минимального содержания цветных металлов являются бортовое содержание (обычно относимое к единичной пробе) и минимальное промышленное содержание (относимое к среднему содержанию в подсчетном блоке). Показатели бортового содержания позволяют построить промышленные контуры рудных тел при подсчете запасов. С помощью минимального промышленного содержания подсчитывают запасы для отделения балансовых подсчетных блоков от забалансовых; таким образом, его основное назначение — служить оценочным критерием при построении промышленных контуров для подсчета балансовых запасов.

Характер распределения рассеянных элементов в рудах и существующая практика опробования исключают установление бор-

тового содержания рассеянных элементов в руде. В данном случае речь может идти только о некотором минимальном среднем содержании. При этом функция минимального среднего (минимального промышленного) содержания сугубо оценочная. Его назначение — дать оценку промышленного значения данного месторождения как потенциального источника рассеянных элементов в тех контурах балансовых запасов, которые построены в зависимости от содержания в руде основных полезных компонентов (например, цветных металлов).

В связи с этим допустимо установление минимального промышленного содержания рассеянных элементов в концентрате (формула 29).

При определении минимального промышленного содержания для комплексных руд обычно определяют минимальное промышленное содержание какого-либо одного полезного компонента, как правило, имеющего наибольшее промышленное значение, а для учета других полезных компонентов применяются переводные коэффициенты для пересчета их на один условный металл, пропорционально действующим отпускным ценам на готовую продукцию с учетом коэффициента извлечения, т. е. пропорционально извлекаемой ценности по формуле

$$K_{\text{п}} = \frac{Ц_2 \cdot И_2}{Ц_1 \cdot И_1}, \quad (52)$$

где $Ц_1$ — оптовая цена единицы металла, принятого за условный, руб.; $Ц_2$ — оптовая цена единицы металла, переводимого в условный, руб.; $И_1$ — коэффициент извлечения металла, принятого за условный, %; $И_2$ — коэффициент извлечения металла переводимого в условный, %.

При содержании в концентрате попутных компонентов, которые извлекаются из концентрата только при металлургическом переделе, предусматривается доплата к стоимости основного концентрата за попутный компонент:

$$C_{\text{min}} = \frac{3 \cdot 100}{Ц(1 + K) \cdot И \cdot P}, \quad (53)$$

где K — коэффициент, учитывающий отношение ценности попутных компонентов в концентрате к ценности основного компонента.

Это практикуется только для основных металлов — меди, свинца, цинка, иногда серы и совсем редко золота и серебра. Все прочие попутные компоненты при экономическом обосновании величины минимального промышленного содержания условного металла не учитываются, видимо, вследствие, отсутствия технико-экономических показателей их получения, отсутствия цен на них в рудах и концентратах и небольшого удельного веса в общей стоимости продукции.

Можно согласиться, что удельный вес редких и рассеянных элементов в комплексных медных и свинцово-цинковых рудах

невелик и за редким исключением при учете их существенно не изменит границы месторождений. Однако при подсчете запасов полезных компонентов в комплексных рудах необходимо знать, представляет ли тот или иной попутный металл промышленную ценность.

Экономическое обоснование минимальных промышленных содержаний попутных элементов имеет свою специфику и требует некоторой корректировки общепринятой методики (см. гл. IV, раздел 1).

Особенность поведения редких и рассеянных элементов при переработке комплексного сырья заключается в том, что при процессах обогащения они могут вести себя весьма разнообразно. Извлечение и содержание их в различных концентратах и хвостах колеблется в очень широких пределах в зависимости от формы нахождения и связей с основными минералами. Например, извлечение индия из медных руд в медный концентрат колеблется от 25 до 40%, а содержание его в нем — от 2,3 до 35 г/т, в цинковый — извлечение от 6 до 20% и содержание от 6 до 50 г/т и в пиритный концентрат — извлечение от 1,5 до 35% и содержание от 1 до 32 г/т.

Значительны колебания извлечения селена в медный концентрат: от 10 до 60% и содержание его в медных концентратах от 15 до 215 г/т и в пиритном — от 30 до 120 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 редкие и рассеянные элементы.

При дальнейшей переработке концентратов поведение попутных компонентов, как правило, более или менее идентично, например, селен и теллур из медных концентратов распределяются между черновой медью, пылями и шлаком и серноокислотным шлаком, если отходящие сернистые газы утилизируются. Рений из медных концентратов переходит в пыль конвертеров, откуда он извлекается. Степень извлечения попутных компонентов на металлургических заводах также сильно колеблется, но эти колебания в основном вызваны различными особенностями технологических схем. Например, проводится предварительный агломерирующий обжиг концентратов или нет, утилизируются ли сернистые газы конвертеров или идут прямо на выброс, имеется ли система тонкого пылеулавливания и выводятся тонкие пыли для специальной переработки или они используются как оборотный материал в основном процессе — все это влияет на извлечение рассеянных элементов. На основе анализа современного состояния комплексного использования медных и свинцово-цинковых руд, распространения опыта передовых предприятий и учета намечаемых мероприятий по совершенствованию комплексного использования сырья

возможно определить примерные показатели извлечения тех или иных попутных компонентов из соответствующих концентратов, с тем чтобы эти показатели можно было бы использовать для установления промышленной ценности руды, определения полной экономической эффективности промышленного использования руды и определения минимальных промышленных содержаний различных полезных компонентов 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 конвертерных пылей. В перспективе при условии организации необходимых пылеулавливающих устройств из пылей металлургических агрегатов медеплавильных заводов возможно извлечение также индия и таллия.

При переработке свинцовых концентратов попутно извлекают из пылей спекательных и плавильных машин 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. Внедрение периодического отряхивания электродов позволит увеличить извлечение индия и других полезных компонентов. Переработка цинковых кеков методом сульфатизации увеличит производство свинца, меди, золота, серебра, 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. Эти элементы впоследствии могут использоваться для производства металлического селена, теллуrowого концентрата и соединений мышьяка. Однако теллуrowый концентрат не находит применения в промышленности, а очистка шламов от мышьяка является вынужденной операцией, необходимой для получения селена.

Организация промышленной переработки пиритных огарков позволит извлекать железо в виде железного продукта, пригодного для доменной плавки, а также медь, цинк, таллий в виде металлов.

Из газовой серы, получаемой из колчеданных руд, при использовании ее для производства серной кислоты можно извлекать селен таким же способом, что и из пиритных концентратов.

Следовательно, зная содержание рассеянных элементов в концентратах, можно с достаточной степенью достоверности рассчитать, какое количество рассеянных металлов можно получить из него в чистом виде или в стандартных соединениях, представляющих товарную продукцию. Так как степень извлечения редких и рассеянных элементов при одинаковых условиях метал-

дургического процесса более или менее постоянная, то, следовательно, 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, получаемые из анодного шлама электролиза меди, вследствие особенности сырья (отхода медного производства), из которого они получаются. Для этих металлов можно установить постоянные показатели извлечения в готовый продукт только непосредственно из анодного шлама. На извлечение селена и теллура из концентрата в анодный шлам и содержание этих элементов в шламе оказывает влияние содержание меди в концентрате. Определенный процент селена и теллура переходит в черновую медь, но количество черновой меди, получаемой из концентрата, зависит от содержания меди в нем. Так, если концентрат 20%-ный, то для получения 1 т меди потребуется его около 6 т, а если 40%-ный — около 3 т. Выход электродного шлама при электролизе 1 т меди и извлечение селена из концентрата в шлам составляет 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 мы получим при переработке более бедного концентрата более богатый по селену шлам, чем при переработке богатого концентрата.

Содержание селена в шламе при электролизе 1 т черновой меди, полученной из бедного концентрата, составляет $6 \cdot 100 \cdot 0,2 = 120$ г, а из богатого $3 \cdot 100 \cdot 0,2 = 60$ г.

Приведенные в настоящей работе основные технико-экономические показатели могут быть использованы для решения вопросов о промышленной или непромышленной концентрации попутных редких и рассеянных элементов в рудах, экономического обоснования минимальных промышленных содержаний рассеянных элементов в различных концентратах, а селена и теллура в анодных шламах электролиза меди. Это позволит после проведения технологических испытаний по обогащению руд и тщательного качественного и количественного изучения состава концентратов решать вопрос о промышленном значении попутного компонента и необходимости подсчета его запасов.

Экономическое обоснование минимальных промышленных содержаний рассеянных элементов следует проводить на основании технико-экономических показателей, достигнутых на наиболее характерных и передовых предприятиях отраслей и с учетом последних достижений исследовательских работ.

Обоснование минимального промышленного содержания рассеянных металлов в промышленных концентратах ($C_{k \min}$) следует производить по формуле определения минимального промышленного содержания (29)

$$C_{k \min} = \frac{3 \cdot 1000}{Ц \cdot И} \cdot$$

В силу особенностей производства эта формула не может быть использована для определения минимальных промышленных содержаний селена и теллура в медных концентратах. Необходимо определять минимальное содержание селена и теллура в анодном шламе медеэлектролизных заводов по несколько измененной формуле

$$C_{\text{шmin}} = \frac{Z_{\text{ш}} \cdot 1000}{\text{Ц} \cdot \text{И}}, \quad (54)$$

где $C_{\text{шmin}}$ — минимальное содержание селена или теллура в шламе, г/т; $Z_{\text{ш}}$ — затраты на получение селена или теллура из 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.

Для определения минимального промышленного содержания селена или теллура в медном концентрате необходимо произвести дополнительный расчет, который позволит учесть содержание меди в медном концентрате, извлечение ее из концентрата в электролитическую медь, выход шлама, извлечение селена или теллура из медного концентрата в шлам. Минимальное промышленное содержание селена или теллура в медном концентрате определяется по формуле

$$C_{\text{кmin}} = \frac{E_{\text{Cu}} \cdot I_{\text{Cu}} \cdot \gamma_{\text{ш}} \cdot C_{\text{шmin}}}{10 \cdot \text{И}}, \quad (55)$$

где $C_{\text{кmin}}$ — минимальное промышленное содержание селена или теллура в концентрате, г/т; E_{Cu} — содержание меди в медном концентрате, %; I_{Cu} — извлечение меди из концентрата в электролитическую медь, %; $\gamma_{\text{ш}}$ — выход шлама при производстве 1 т электролитической меди, кг/т; $C_{\text{шmin}}$ — минимальное промышленное содержание селена или теллура в шламе, %; И — извлечение селена или теллура из медного концентрата в электролитический шлам, %.

Для расчета минимального промышленного содержания селена в концентрате можно воспользоваться показателями извлечения меди из концентрата в электролитическую медь, извлечения селена или теллура из медного концентрата в электролитический шлам, выхода шлама при производстве 1 т электролитической меди, достигнутыми на предприятиях медной промышленности, а также величиной минимального промышленного содержания селена или теллура в шламе, рассчитанного на передовом предприятии. Тогда в формуле (55) отношение $\frac{I_{\text{Cu}} \cdot \gamma_{\text{ш}} \cdot C_{\text{шmin}}}{I_{\text{Se}} \cdot 10}$ будет постоянной величиной А и формула примет вид

$$C_{\text{кmin}} = E_{\text{Cu}} \cdot A \text{ г/т.} \quad (56)$$

Принимая для селена $I_{Cu} = 91,7\%$; $\gamma_{ш} = 4,5$, $C_{ш, \min} = 2,87\%$ и $I_{Se} = 31,4\%$, получим

$$A = \frac{91,7 \cdot 4,5 \cdot 2,87}{31,4 \cdot 10} = 3,61.$$

Тогда формула (56) преобразуется следующим образом

$$C_{\kappa, \min}^{Se} = E_{Cu} \cdot 3,61 \text{ г/т.} \quad (57)$$

Для теллура $C_{ш}^{Te} = 2,26\%$ и $I_{Te} = 28,0\%$, тогда постоянная величина A будет равна

$$\frac{91,7 \cdot 4,5 \cdot 2,26}{10 \cdot 28} = 3,19,$$

а формула (56) для теллура примет вид:

$$C_{\kappa, \min}^{Te} = E_{Cu} \cdot 3,19 \text{ г/т.} \quad (58)$$

С помощью формул (57) и (58) очень легко определять минимальное промышленное содержание соответственно селена и теллура в медном концентрате.

Наибольшую сложность представляет определение затрат на переработку концентрата.

Согласно принятой в настоящей работе методике затраты на тот или иной продукт относятся в соответствии с технологической необходимостью операций или переделов для его производства. Если передел необходим для производства нескольких продуктов, то затраты между ними распределяются пропорционально промышленной ценности выходящих из данного передела полуфабрикатов. Если же промышленная ценность полуфабриката составляет небольшую величину, не более 3—5% от ценности всех полуфабрикатов, т. е. находится в пределах точности расчетов, то расходы по этому переделу на данный продукт относить не нужно, так же, как и расходы по всем предыдущим переделам, поскольку удельный вес промышленной ценности данного продукта будет на каждом предыдущем переделе еще более уменьшаться.

Руководствуясь таким принципом, в медной промышленности на цинк, серную кислоту и серу пиритную, золото и серебро необходимо распределять расходы по всем переделам, начиная с добычи, на селен и теллур — расходы по переделам, непосредственно относящимся к их производству на медеэлектролитных заводах, на рений и свинец — начиная с пылеулавливания и пылеочистки конвертерных газов. На рений, переходящий при обогащении молибденовый промпродукт, расходы следует относить, начиная с выделения этого промпродукта.

В никелевом производстве на селен и теллур затраты распределяют так же, как в медной промышленности.

В сернокислотном производстве на селен и теллур затраты должны учитываться, начиная с утилизации шламов.

В свинцово-цинковой промышленности на медь, баритовый концентрат, серную кислоту, серу пиритную, золото и серебро расходы необходимо относить также по всем переделам, начиная с добычи, на рассеянные элементы — с переработки пылей и кеков.

В молибденовой промышленности на рассеянные элементы следует относить затраты, начиная с передела дообжига пылей печи «КС»; в оловянной промышленности — начиная с переделов переработки пылей металлургических агрегатов; в черной металлургии затраты на производство германия учитывают начиная с циклонной плавки мартеновских и конверторных пылей (см. главу III).

Зная все расходы по переделам, относимые на тот или иной продукт, и количество переработанного сырья, несложно определить эффективность извлечения каждого попутного продукта из сырья.

Определение минимальных промышленных содержаний в концентратах нужно производить только для рассеянных элементов — индия, таллия, галлия, селена, теллура, рения, германия, 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 анодном шламе электролиза меди позволит производить подсчет запасов полезных компонентов, имеющих действительно промышленное значение. По рассеянным элементам, имеющим промышленное значение, следует производить валовой подсчет запасов в руде.

Хотя удельный вес редких и рассеянных элементов в потенциальной ценности руды и особенно в извлекаемой ценности руды, как правило, невелик (соответственно 10—15% и 3—5%), было бы желательно в ряде случаев учитывать их при определении минимальных промышленных содержаний металла по формуле (24)

$$C_{\min} = \frac{(3 - d) \cdot 100}{Ц \cdot И \cdot Р}.$$

Для успешного применения данной формулы необходимо определить величину дополнительной прибыли (Д) в зависимости от содержания и сквозного извлечения попутных компонентов от руды до готового продукта.

В некоторых исключительных случаях извлекаемая ценность рассеянных элементов может составлять существенную величину в суммарной извлекаемой ценности руды, тогда обязательно следует учитывать наличие этих элементов при определении минимального промышленного содержания основного металла или металлов. Цены на эти металлы в медных, свинцовых, цинковых и пиритных концентратах отсутствуют.

Предлагается два варианта учета содержащихся в руде редких и рассеянных элементов при экономическом определении мини-

мального промышленного содержания условного металла в руде.

В первом варианте для пересчета в условный металл используется цена на основной металл в концентрате и «промышленная ценность» рассеянного элемента в концентрате, которая учитывает извлечение этого элемента из руды и затраты, необходимые для получения готового металла, и заменяет цену на этот элемент в концентрате. Пользуясь показателем промышленной ценности рассеянного элемента в концентрате и ценой на основной металл в концентрате, можно найти переводной коэффициент для этого редкого элемента в условный основной металл.

$$K_n = \frac{P_2 \cdot I_2}{C_1 \cdot I_1}, \quad (59)$$

где K_n — переводной коэффициент; P_2 — промышленная ценность рассеянного элемента в 1 т концентрата, руб.; C_1 — цена основного элемента в 1 т концентрата, руб.; I_1 — извлечение основного элемента из руды в концентрат, %; I_2 — извлечение рассеянного элемента из руды в концентрат, %.

Во втором варианте предлагается руководствоваться ценами на основной и рассеянный элемент. Тогда формула будет иметь вид:

$$K_n = \frac{C_2 \cdot I_2}{C_1 \cdot I_1},$$

где условные обозначения K_n и C_1 те же, что и в формуле (59); C_2 — цена 1 г рассеянного металла, руб.; I_1 — сквозной коэффициент извлечения основного металла, от руды до металла, %; I_2 — сквозной коэффициент извлечения рассеянного металла от руды до металла, %.

Используя эти переводные коэффициенты, можно перевести содержание рассеянного элемента в условный металл. Поскольку рассеянный элемент часто переходит в несколько концентратов (например, селен при обогащении медно-цинковых руд переходит в пиритный, медный и цинковый концентраты и из всех впоследствии может рентабельно извлекаться, следует учитывать его суммарную промышленную ценность в руде, т. е.

$$\begin{aligned} P_{Se} &= (C \cdot a_{Cu} - \mathcal{E}_{Cu}) + (C \cdot a_S - \mathcal{E}_S) + (C \cdot a_{Zn} - \mathcal{E}_{Zn}) = \\ &= C (a_{Cu} + a_S + a_{Zn}) - \mathcal{E}_{Cu} - \mathcal{E}_S - \mathcal{E}_{Zn}, \end{aligned} \quad (60)$$

где C — цена 1 кг селена, руб.; a_{Cu} , a_S , a_{Zn} — количество селена, полученного из 1 т руды соответственно на предприятиях медной, химической и цинковой промышленности, кг; \mathcal{E}_{Cu} ; \mathcal{E}_S ; \mathcal{E}_{Zn} — затраты на получение селена из 1 т руды, при переработке соответственно медного, пиритного и цинкового концентратов, руб.; P_{Se} — промышленная ценность селена в 1 т руды, руб.

Сквозной коэффициент извлечения I_2 в формуле (59) в этом случае можно представить в следующем виде:

$$I_2 = \frac{I'_{Cu} \cdot I''_{Cu} + I'_S \cdot I''_S + I'_{Zn} \cdot I''_{Zn}}{100}, \quad (61)$$

где I'_{Cu} ; I'_S ; I'_{Zn} — извлечение из руды соответственно в медный, пиритный и цинковый концентраты, %; I''_{Cu} ; I''_S ; I''_{Zn} — извлечение металлического селена соответственно из медного, пиритного и цинкового концентратов, %.

Мы здесь не рассматриваем частный случай для селена и теллура, получаемых из медных концентратов, ибо их промышленную ценность возможно определить только в анодном шламе электролиза меди, а затем от промышленной ценности этих элементов в анодном шламе перейти к промышленной ценности в концентрате.

Для применения на практике в равной мере можно рекомендовать оба варианта при условии, что удельный вес извлекаемой ценности рассеянного элемента представляет заметную величину. Выбор варианта должен определяться в каждом конкретном случае в зависимости от того, какими ценами на основной металл руководствуются при расчете минимального промышленного содержания — ценой на металл в концентрате или на готовый металл.

Рассеянные элементы обычно переходят в несколько промышленных концентратов, причем промышленное значение и ценность их в разных концентратах различная. Если рассеянный элемент во всех концентратах имеет промышленное значение, то 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 концентратах ниже минимальных промышленных, то рассеянный элемент в этой руде практического значения не имеет и, следовательно, не будет оказывать влияния на промышленную ценность руды и на минимальное содержание условного металла. Но 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, а следовательно, при определении промышленной ценности руды он не учитывается. Таким же образом следует определять влияние рассеянного компонента на понижение величины минимального промышленного содержания условного металла, т. е. учитывать только экономический резуль-

тат от извлечения рассеянных элементов из концентратов, в которых он имеет промышленное значение.

Таким образом, если из комплексной руды получается хотя бы один концентрат с промышленным содержанием рассеянного элемента, то, следовательно, эта руда представляет промышленное значение для получения данного элемента, т. е. необходимо произвести подсчет запасов рассеянного элемента, валовый — по руде в целом, и по минералам, большая часть которых извлекается в этот концентрат.

Если минимальное промышленное содержание рассеянного элемента в одноименных промышленных концентратах принимается одинаковым, за одним исключением, о котором будет сказано особо, то минимальное промышленное содержание его в одних и тех же типах комплексных руд будет различным. Оно будет зависеть от ассортимента получаемых промышленных концентратов, от выхода их из руды, от величины минимального промышленного содержания элемента в концентрате и от извлечения рассеянного элемента в концентрат.

Поскольку рекомендуется производить валовый подсчет запасов рассеянных элементов во всей руде, как это делается для всех остальных полезных компонентов, то для этого необходимо определить минимальное промышленное содержание рассеянного элемента в руде. В общем виде для этого необходимо произвести следующий расчет:

$$C_{p_{\min}} = \frac{C_{k_{\min}} \cdot \gamma}{I \cdot (1 - P)}, \quad (62)$$

где $C_{p_{\min}}$ — минимальное промышленное содержание рассеянного элемента в руде, г/т; $C_{k_{\min}}$ — минимальное промышленное содержание рассеянного элемента в концентрате, г/т; γ — коэффициент выхода концентрата из руды, в долях единицы; I — коэффициент извлечения рассеянного элемента из руды в концентрат, доли единицы; P — коэффициент разубоживания руды при добыче, доли 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, следует руководствоваться для каждого отдельного минерала минимальными промышленными содержаниями в руде, полученными при расчете их от соответствующих промышленных концентратов.

Например, если из медно-цинковой руды, содержащей селен, извлекается три концентрата — медный, цинковый и пиритный, в которых селен находится в промышленных концентрациях,

а минимальное промышленное содержание в руде получается при расчете по минимальному промышленному содержанию в медном концентрате 50 г/т, в цинковом 200 г/т и в 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 изложенного можно предложить следующий порядок определения промышленного значения рассеянных элементов в комплексных рудах и учет влияния его на минимальное промышленное содержание условного металла.

1. Выбор предполагаемой системы обработки месторождения и определение коэффициента разубоживания руды при добыче.

2. Изучение поведения рассеянного элемента при обогащении комплексной руды. Определение выхода промышленных концентратов из руды, коэффициентов извлечения в них рассеянного элемента, и содержание рассеянного элемента в различных промышленных концентратах.

3. Определение или принятие минимального промышленного содержания рассеянного элемента в концентрате, а для селена и теллура при производстве меди, в анодном шламе.

4. Определение промышленного значения рассеянного элемента в различных концентратах, а затем и в руде.

5. Расчет минимальных промышленных содержаний рассеянного элемента в руде по различным концентратам и определение минимального содержания для подсчета валовых запасов по руде.

6. Определение удельного веса рассеянного элемента в потенциальной, извлекаемой и промышленной ценности руды.

7. Учет эффективности извлечения рассеянного элемента из руды при экономическом обосновании минимального промышленного содержания для условного металла.

Очевидно, минимальное промышленное содержание рассеянных элементов в руде определяется для подсчета их запасов в контурах балансовых запасов, установленных в соответствии с содержанием основных полезных компонентов.

Пример*. Определение промышленного значения рассеянных элементов в комплексной руде и влияние их на величину минимального промышленного содержания условного металла.

В полиметаллической руде содержатся медь, свинец, цинк, сера, индий, селен, таллий. Коэффициент разубоживания руды при добыче составляет 10%. При обогащении руды получают четыре концентрата — медный, цинковый, свинцовый и пиритный. В таблице приводятся основные технические показатели обогащения руды. Для облегчения расчетов принимаем, что медь, свинец, цинк и сера извлекаются только в одноименные концентраты.

* Все цифровые данные взяты условно.

	Выход, %	Медь, %	Сви- нец, %	Цинк, %	Сера, %	Индий, г/т	Се- лен, г/т	Тел- лур, г/т
Содержание								
Руда	100	1,8	2,0	3,2	20	15	70	25
Медный концентрат	7,2	20,0	—	—	—	10	80	30
Цинковый концентрат	4,8	—	—	50	—	30	50	10
Свинцовый концентрат	3,18	—	50	—	—	30	150	20
Пиритный концентрат	17,8	—	—	—	45	—	205	50

Извлечение в концентрат, %

Медный концентрат	—	80	—	—	—	4,8	8,3	9,7
Цинковый концентрат	—	—	—	75	—	9,8	3,6	2,0
Свинцовый концентрат	—	—	80	—	—	6,6	53,5	2,6
Пиритный концентрат	—	—	—	—	40	—	—	35,8

Минимальное промышленное содержание индия в свинцовом концентрате определено в 20 г/т и в цинковом 50 г/т, минимальное промышленное содержание селена в свинцовом концентрате определено в 300 г/т, в цинковом 40 г/т, в пиритном 3,5 г/т и в электролитическом шламе 2,87%. Промышленное содержание теллура в свинцовом концентрате определено в размере 50 г/т, в цинковом 18 г/т и в электролитическом шламе 2,26%.

Себестоимость добычи 1 т руды составляет 3 руб. и обогащения 5 руб. Цена за 1 т меди в концентрате 490 руб., цинка — 355 руб., свинца — 520 руб., серы — 16 руб.

В таблице приводятся данные об извлечении и себестоимости получения различных продуктов.

	Единица измерения	Цена, руб.	Себестоимость металлургического передела на единицу готовой продукции, руб.	Коэффициент извлечения из концентрата в готовый продукт
Медь	т	830	85	95
Цинк	»	530	75	95
Свинец	»	670	65	95
Серная кислота	»	29—60	12	90
Индий	кг	230	140	35
Селен на медеэлектролитных заводах	»	24	12,0	37,5
Селен на цинковых заводах	»	24	13,4	4
Селен на серноокислотном заводе	»	24	19,0	35

Индий из медного концентрата и теллур из пиритного концентрата не извлекаются и, следовательно, не имеют промышленного значения. Индий в цинковом концентрате промышленного значения не имеет, так как минимальное промышленное содержание индия в нем больше, чем в полученном цинковом концентрате, но в свинцовом концентрате он имеет промышленное значение, так как его содержание (30 г/т) выше минимального промышленного. Следовательно, запасы индия необходимо подсчитать, и извлечение его из свинцового концентрата будет рентабельно.

Исходя из минимального промышленного содержания селена и теллура в анодном шлаке необходимо рассчитать его в медном концентрате по формулам (57,58).

$$C_{\text{к}}^{\text{Se}} = 3,61 = 20,0 \cdot 3,61 = 72,2 \text{ г/т},$$

$$C_{\text{к}}^{\text{Te}} = 3,19 = 20,0 \cdot 3,19 = 63,8 \text{ г/т}.$$

Таким образом, извлечение селена из медного концентрата будет рентабельно так же, как и из пиритного и цинкового, а из свинцового его извлекать не следует, так как в нем содержание селена меньше минимального промышленного. Естественно, запасы селена в руде необходимо считать.

Содержание теллура в медном, цинковом и свинцовом концентратах ниже, чем соответствующие минимальные промышленные содержания, следовательно, теллур в данной руде промышленного значения не имеет и запасы его считать не нужно.

Для подсчета запасов необходимо определить минимальное промышленное содержание рассеянных элементов в руде.

Для индия расчет производится по содержанию его в свинцовом концентрате.

$$C_{\text{п}}^{\text{In}} = \frac{C_{\text{кPb}}^{\text{In}} \cdot \gamma_{\text{Pb}}}{I_{\text{Pb}} \cdot (1 - P)} = \frac{20 \cdot 0,0318}{0,066 \cdot (1 - 0,1)} = \frac{0,636}{0,06} = 10,6 \text{ г/т}.$$

Для селена расчет минимального промышленного содержания производим по медному, цинковому и пиритному концентратам.

$$C_{\text{п}}^{\text{Se}} = \frac{C_{\text{кCu}}^{\text{Se}} \cdot \gamma_{\text{Cu}}}{I_{\text{Cu}} \cdot (1 - P)} = \frac{72,2 \cdot 0,072}{0,083 \cdot (1 - 0,1)} = 69,5 \text{ г/т},$$

$$C_{\text{п}}^{\text{Se}} = \frac{C_{\text{кZn}}^{\text{Se}} \cdot \gamma_{\text{Zn}}}{I_{\text{Zn}} \cdot (1 - P)} = \frac{40 \cdot 0,048}{0,036 (1 - 0,1)} = 59,2 \text{ г/т},$$

$$C_{\text{п}}^{\text{Se}} = \frac{C_{\text{кS}}^{\text{Se}} \cdot \gamma_{\text{S}}}{I_{\text{S}} \cdot (1 - P)} = \frac{3,5 \cdot 0,178}{0,536 (1 - 0,1)} = 1,3 \text{ г/т}.$$

Таким образом, минимальное промышленное содержание селена в руде для подсчета его промышленных запасов будет 1,3 г/т, так как при этом содержании селен будет рентабельно извлекаться из пиритного концентрата. Если допустить, что пиритный концентрат не будет извлекаться на фабрике, а пойдет в хвосты, то минимальное промышленное содержание селена в руде будет 59,2 г/т.

Теперь необходимо установить, в какой мере повлияет на минимальное промышленное содержание условного основного металла промышленное использование рассеянных элементов. Для этого определяем величину промышленной ценности индия и селена в руде.

$$\Pi_{\text{In}} = \Pi_{\text{Pb}} \cdot \gamma_{\text{Pb}} = (230 - 140) \frac{30 \cdot 0,35}{1000} \cdot 0,0318 = 0,03 \text{ руб.}$$

$$\begin{aligned} \Pi_{\text{Se}} &= \Pi_{\text{Cu}} \cdot \gamma_{\text{Cu}} + \Pi_{\text{Zn}} \cdot \gamma_{\text{Zn}} + \Pi_{\text{S}} \cdot \gamma_{\text{S}} = (24 - 12) \frac{80 \cdot 0,375}{1000} \cdot 0,072 + \\ &+ (24 - 13,4) \frac{50 \cdot 0,04}{1000} \cdot 0,048 + (24 - 9) \cdot \frac{205 \cdot 0,35}{1000} \cdot 0,178 = 0,026 + \\ &+ 0,001 + 0,193 = 0,22 \text{ руб.} \end{aligned}$$

Итак, промышленная ценность индия и селена в 1 т руды известна, она составляет соответственно 0,03 руб. и 0,22 руб., таким образом доход («д»), получаемый от содержания рассеянных элементов известен, он равен 25 коп.

Расчет минимального промышленного содержания производим на медь

$$C_{\min} = \frac{8 \cdot 100}{490 \cdot 0,8 \cdot 0,9} = 2,28\%$$

Если руда будет использоваться только как медная, т. е. некомплексно, то тогда она не будет иметь промышленного значения, так как минимальное промышленное содержание меди выше, чем фактическое.

При определении промышленной ценности руды необходимо учитывать возможность использования и других полезных компонентов.

Если учесть возможный доход от извлечения рассеянных элементов, то минимальное промышленное содержание меди составит

$$C_{\min} = \frac{(8 - 0,25) \cdot 100}{490 \cdot 0,8 \cdot 0,9} = 2,2\%$$

т. е. минимальное промышленное содержание понизится на относительных 3,5%, и все же при этом, если извлекать только медь и рассеянные элементы, руда не будет иметь промышленного значения. Необходимо проверить, будет ли она иметь промышленное значение при условии комплексного ее использования, т. е. с извлечением также цинка, свинца и серы. Для этого произведем расчет переводных коэффициентов для свинца, цинка и серы в условный металл—медь.

Концентраты	Содержание металлов и элементов в концентратах, %	Оптовая цена 1 т металла в концентрате, руб.	Извлечение в концентрат из руды, %	Извлекаемая ценность металла в концентрате, руб.	Переводный коэффициент (в условный металл)
Медный	20,0	490	80	392	1,00
Цинковый	50,0	355	75	264	0,675
Свинцовый	50,0	520	80	415	1,06
Пиритный	45,0	16	40	6,4	0,02

Фактическое содержание в руде условной меди составит $1,8 + 20 \cdot 1,06 + 3,2 \times 0,675 + 20 \cdot 0,02 = 1,8 + 2,12 + 2,16 + 0,4 = 6,12\%$, т. е. руда является кондиционной.

Полученные в результате научно-исследовательской работы и экспериментальных расчетов на предприятиях медной, свинцово-цинковой и химической промышленности основные технико-экономические показатели производства рассеянных элементов из промышленных концентратов позволяют определить минимальные промышленные содержания рассеянных элементов в концентратах. В связи с тем что на разных предприятиях применяется разная технология извлечения рассеянного элемента одного и того же концентрата, а также имеются большие различия в масштабах его производства, минимальные промышленные содержания рассеянных элементов в них будут отличаться.

Для определения промышленного значения рассеянных элементов в комплексных рудах новых разведываемых месторождений следует руководствоваться наиболее совершенной технологией и до-

стигнутыми наилучшими технико-экономическими показателями, имея в виду, что с момента разведки до начала эксплуатации пройдет немалый срок — минимум 5—7 лет, а обычно и больше.

В настоящее время представляется возможным руководствоваться минимальными промышленными содержаниями рассеянных элементов, приведенными в табл. 25.

Таблица 25

Минимальные промышленные содержания рассеянных элементов в промышленных концентратах и рудах, г/т

Концентраты и руды	Индий	Таллий	Селен	Теллур	Рений
Медный концентрат	—	—	—	—	8,0
Анодный шлам электролиза меди	—	—	2,87*	2,26*	—
Цинковый концентрат	50,0	10,0	40,0	18,0	—
Свинцовый концентрат	20,0	60,0	300,0	50,0	—
Пиритный концентрат	—	—	3,5	—	—
Молибденовый промпродукт	—	—	—	—	400
Медная руда	—	—	35,0	40,0	—

* Содержания выражены в процентах.

В табл. 25 не приведены данные о минимальных промышленных содержаниях в никелевых, оловянных, молибденовых и железных концентратах, а также в алюминиевом сырье.

С известной степенью приближения на основании общности технологических процессов можно предположить, что минимальные промышленные содержания индия и таллия в оловянном концентрате можно ожидать на уровне минимального содержания этих элементов в свинцовом концентрате, селена и теллура в платиноидном шламе, полученном при электролизе никеля, по аналогии с содержанием этих элементов в анодном шламе электролиза меди, а минимальное промышленное содержание рения в молибденовом концентрате аналогично минимальному содержанию его в молибденовом промпродукте.

Технология извлечения отдельных рассеянных элементов постоянно совершенствуется, улучшается, применяются новые, более прогрессивные процессы, которые улучшают и технические, и экономические показатели производства. Конечно, если какие-либо улучшения технологии будут внедрены в промышленных масштабах, то приведенные в табл. 25 соответствующие минимальные промышленные содержания необходимо скорректировать с учетом новейших достижений в технологии и организации производства. Но тем не менее нам представляется, что некоторое время приведенными в табл. 25 минимальными промышленными содержаниями можно руководствоваться при промышленной оценке комплексных руд и экономическом обосновании минимального промышленного содержания условного металла. Технологические схемы, по кото-

рым они рассчитаны, приведены в главе II и, следовательно, если технология извлечения того или иного рассеянного элемента изменится, то это можно легко установить и уточнить величину минимального промышленного содержания соответствующего рассеянного элемента в концентрате.

Например, за истекшее время с момента проведения экспериментальных расчетов произошли изменения в технологии получения некоторых элементов. Вместо гидрометаллургического метода извлечения селена из свинцово-цинковых руд разработан метод электролитического выщелачивания селена.

Следовательно, следует заново рассчитать минимальное промышленное содержание селена в свинцовом и цинковом концентратах. Но даже если не рассчитывать его, то в принципе оно не может быть выше ранее установленного, ибо всякая вновь вводимая технология более прогрессивна, чем ранее применявшаяся.

При некотором устарении приведенных в табл. 25 минимальных промышленных содержаний, они фиксируют достигнутый уровень технологии и экономики в производстве рассеянных элементов. Данные о минимальных промышленных содержаниях рассеянных элементов в промышленных концентратах публикуются впервые; автор надеется, что они будут способствовать делу улучшения использования минеральносырьевых ресурсов рассеянных элементов, а следовательно, и достижению оптимального использования комплексных руд, правильной промышленной оценке рассеянных элементов в комплексных рудах вновь разведываемых месторождений и создания надежной минеральносырьевой базы рассеянных элементов.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В самом ближайшем будущем следует ожидать значительного увеличения потребности в рассеянных элементах, что в свою очередь потребует укрепления их минеральносырьевой базы. Для этого необходимо, чтобы все минеральные ресурсы рассеянных элементов, имеющие промышленное значение, должным образом изучались, подсчитывались и использовались.

Рациональное использование рассеянных элементов в значительной мере зависит от того, насколько качественно было проведено изучение их распространения в рудах и подсчет запасов на различных стадиях геологоразведочных работ.

Облегчение решения этой задачи и являлось основной целью настоящей работы.

Основным вопросом при определении степени детальности изучения месторождений комплексных руд на рассеянные элементы является определение промышленной ценности этих элементов. Только в том случае, когда рассеянные элементы имеют промышленное значение, целесообразно их изучение при геологической разведке, подсчет ресурсов и извлечение из руды. Методика определения промышленного значения рассеянных элементов в комплексных рудах существенно отличается от промышленной оценки широко распространенных полезных ископаемых.

Во-первых, вследствие весьма малых концентраций рассеянных элементов в рудах при полупромышленных испытаниях невозможно точно установить их поведение при металлургической и химической переработке руд и концентратов.

Во-вторых, на получение рассеянных элементов следует относить эксплуатационные и капитальные затраты только по тем химикометаллургическим операциям, которые необходимы для производства этих элементов. В связи с этим рекомендуется следующий порядок определения промышленного значения рассеянных элементов в комплексных рудах,

1. Выбор предполагаемой системы обработки месторождения и определение коэффициента разубоживания руды при добыче.

2. Изучение поведения рассеянного элемента при обогащении комплексной руды. Определение выхода промышленных концентратов из руды, коэффициентов извлечения в них рассеянного элемента и содержания рассеянного элемента в различных промышленных концентратах.

3. Определение или принятие минимального промышленного содержания рассеянного элемента в концентрате или, для селена и теллура, при производстве меди, в анодном шламе.

4. Определение промышленного значения рассеянного элемента в различных концентратах, а затем и в руде.

5. Расчет минимальных промышленных содержаний рассеянного элемента в руде по различным концентратам и определение минимального содержания для подсчета валовых запасов его в руде.

6. Определение удельного веса рассеянного элемента в потенциальной, извлекаемой и промышленной ценности руды.

7. Учет эффективности извлечения рассеянного элемента из руды при экономическом обосновании минимального промышленного содержания для условного металла*.

При положительной промышленной оценке рассеянного элемента в комплексных рудах производится подсчет его запасов по промышленной категории C_1 .

В заключение необходимо остановиться на промышленном значении отдельных концентратов и различных видов минерального сырья как источников получения рассеянных элементов.

Основными источниками получения индия являются цинковые и свинцовые концентраты. Промышленное значение имеют и оловянные концентраты, но вследствие меньшего масштаба производства основного компонента по значению они уступают первым двум. В ближайшем будущем, при условии улучшения систем пылеулавливания, возможно извлечение индия из медных концентратов из пылей медеплавильных заводов. Таким образом, основным минерально-сырьевым источником индия являются комплексные руды свинцово-цинковых месторождений, а также медно-цинковых месторождений, при условии выделения цинкового концентрата; безусловно представляют промышленный интерес руды комплексных оловянных месторождений, и потенциальным источником являются медноколчеданные руды.

Промышленное значение концентратов и различных сырьевых источников для таллия, почти аналогично значению их для производства индия. Основными источниками производства таллия являются свинцовые и цинковые концентраты; представляют промышленный интерес и оловянные концентраты; потенциальными источниками могут быть медные концентраты при условиях, о ко-

* Последнее имеет практический смысл только в случае, когда прибыль от извлечения рассеянных элементов составляет заметную часть от расходов по добыче и обогащению руды — порядка 7—10% и выше. — *Прим. ред.*

торых говорилось при оценке источников получения индия, а также пиритные концентраты, при условии утилизации пиритных огарков (методом хлорирования) и извлечения содержащегося в них таллия. Так же, как и для индия, важнейшим минерально-сырьевым источником получения таллия являются комплексные свинцово-цинковые руды; промышленное значение имеют и оловянные руды. Потенциальным сырьевым источником получения таллия являются медноколчеданные руды.

Для галлия наибольшее промышленное значение имеют глинозем и глиноземное сырье. Хотя галлий и извлекается из цинковых концентратов, но значительно менее экономично, чем из алюминиевого сырья. Последнее является важнейшим и пока единственным рентабельным источником получения галлия. Свинцово-цинковые руды могут рассматриваться только как потенциальный источник производства галлия, при условии значительного улучшения технико-экономических показателей его извлечения.

Селен может быть получен из медных, свинцовых, цинковых, никелевых и пиритных концентратов. Наиболее дешево он получается попутно из пиритных концентратов, однако вследствие ведомственной разобщенности предприятий, перерабатывающих эти концентраты, они не имеют доминирующего значения в производстве селена. Эффективно извлечение селена из анодных шламов медного производства, и по аналогии можно предположить, что извлечение этого элемента из платиноидных шламов также эффективно. Извлекается селен и из свинцовых и цинковых концентратов, но без большого экономического эффекта. Повысить эффективность извлечения селена из свинцового и цинкового концентратов можно посредством организационных мероприятий и увеличения масштабов производства. Важнейшими минерально-сырьевыми источниками селена являются сульфидные руды, из которых выделяются пиритные концентраты и в первую очередь медные и медно-цинковые руды, а также богатые медные руды, которые направляются в металлургическую переработку без обогащения. Промышленное значение имеют медно-никелевые, а также свинцово-цинковые руды.

Теллур по формам распространения в природе очень близок к селену, но встречается значительно реже. Вследствие этой общности селена и теллура много сходства имеется и в промышленной оценке источников их получения. Наиболее важным источником получения теллура являются медные концентраты, промышленное значение имеют никелевые и свинцовые концентраты, а из пиритных концентратов теллур пока не извлекается, хотя этот концентрат является крупным потенциальным источником получения теллура. По значимости минерально-сырьевые ресурсы теллура можно расположить следующим образом: медные, медно-цинковые и медно-никелевые сульфидные руды, свинцово-цинковые руды.

Рений может получиться из медного и молибденового концентратов и молибденового промпродукта, причем по экономике про-

изводства рения более благоприятным является медный концентрат, далее молибденовый промпродукт и, наконец, молибденовый концентрат. Важным сырьевым источником получения рения являются месторождения различных типов медных руд, имеют промышленное значение также медно-молибденовые и собственно молибденовые месторождения.

Германий извлекается из богатых медноколчеданных руд, поступающих без обогащения на металлургическую переработку, и из цинковых концентратов; потенциальными источниками получения германия могут быть медные концентраты, при тех же условиях, что и для извлечения из них индия и таллия, а также германийсодержащие железные руды. Рудные источники сырья не являются основными для производства германия, но и они представляют промышленный интерес. Это в первую очередь богатые медноколчеданные руды, не нуждающиеся в обогащении, а также сульфидные медно-цинковые и свинцово-цинковые руды. К потенциальным источникам получения германия следует отнести все сульфидные медные руды, а также германийсодержащие железные руды некоторых месторождений.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

- Бенуни А. Х. Экономика комплексного использования сырья в цветной металлургии Урала. Материалы совещания по комплексному использованию рудного сырья Урала, ч. II. Металлургия тяжелых и легких цветных металлов, Цветметинформация, М., 1963.
- Белевитин В. В., Славиковская И. М. Геолого-экономический обзор сырьевых источников индия. «Редкие элементы»* (сырье и экономика), 1968, № 1.
- Береговский В. И. и др. Комплексное использование пиритных огарков. М., Metallurgizdat, 1963.
- Береговский В. И., Қозырев В. С. Комплексное использование медных и свинцово-цинковых руд. Бюлл. ЦИИНЦМ, № 7, 1960.
- Вьюхина А. С., Кокосов Н. М. Экономические вопросы комплексного использования уральских медных руд. Свердловск, Изд. Уральского филиала АН СССР, 1957.
- Геохимия, минералогия и генетические типы месторождений редких элементов, т. III. М., изд-во «Наука», 1966.
- Гинзбург Е. Г. Экономика производственных процессов в цветной металлургии. М., Metallurgizdat, 1961.
- Городецкий Н. И. Распределение затрат на коксование углей между коксом, газом и продуктами улавливания. «Кокс и химия», 1956, № 6.
- Грацерштейн И. М. Комплексное использование рудного сырья в цветной металлургии. М., Metallurgizdat, 1958.
- Грацерштейн И. М. О методах определения себестоимости продукции при комплексном использовании сырья в цветной металлургии. Изв. вузов, «Цветная металлургия», 1962, № 1.
- Грацерштейн И. М., Нежинская Л. А. Об определении себестоимости продукции из комплексного сырья. «Цветные металлы», 1959, № 5.
- Григорьев В. М., Момджи Г. С. Редкие элементы в железных рудах. М., изд-во «Недра», 1966.
- Зеликман А. Н., Крейн О. Е., Самсонов Г. В. Металлургия редких металлов. М., изд-во «Металлургия», 1964.

Зырянов М. Н., Надольский А. П. Основы технологии получения рассеянных элементов. М., изд-во «Металлургия», 1968.

Иванов В. В. и др. Таллий. М., изд. АН СССР, 1960.

Инструкция по планированию, учету и калькулированию себестоимости продукции. М., Metallurgizdat, 1955.

Калик А. М., Ключанский Г. Г., Смирнов И. А. Методика опробования месторождений цветных металлов на германий, селен, теллур, таллий, кадмий, индий, галлий, рений и скандий и подсчета их запасов. М., изд-во «Недра», 1970.

Каплунов Р. П. и др. Подземная разработка рудных и россыпных месторождений. М., Metallurgizdat, 1955.

Ключанский Г. Г. Особенности промышленной оценки запасов рассеянных элементов месторождений цветных металлов. М., изд-во «Недра», 1964.

Коган Б. И. О таллии. «Редкие элементы» (сырье и экономика), М., 1970, № 5.

Кондин С. Р. О методах определения себестоимости продукции из комплексного сырья. Изв. вузов, «Цветная металлургия», 1962, № 6.

Крыжов Л. В. Определение себестоимости продукции из комплексных железных руд. «Горный журнал», 1963, № 5.

Кузнецов Г. Д. Калькулирование себестоимости продуктов переработки комплексного сырья. М., изд-во «Экономика», 1964.

Кузнецов К. Ф., Покровский В. Л., Панфилов Р. В. Основные типы селенсодержащих руд и их промышленное значение. «Редкие элементы» (сырье и экономика), 1968, № 1.

Лексин В. Н. и др. Определение затрат при комплексной переработке сырья и вопросы ценообразования. М., ЦНИИЦветмет, 1967.

Лексин В. Н., Токарева А. Г. Экономика комплексного использования полиметаллического сырья. М., изд-во «Металлургия», 1968.

Некрасов Н. Н. Экономика химической промышленности. М., изд-во «Советская наука», 1957.

Первушин С. А. Комплексное использование минерального сырья в промышленности и его экономическое значение. «Плановое хозяйство», 1957, № 5.

Первушин С. А. Основные вопросы методологии определения себестоимости продукции из комплексных руд цветных металлов. Изв. вузов, «Цветная металлургия», 1963, № 1.

Первушин С. А. О методах определения себестоимости продукции в сложных комплексных производствах цветной металлургии. Изв. вузов, «Цветная металлургия», 1961, № 2.

Покровская В. Л. Тенденция развития сырьевой базы рения. М., «Редкие элементы» (сырье и экономика), 1968, № 1.

Рачковский С. Я. Об определении себестоимости продукции из комплексного сырья. «Цветные металлы», 1959, № 11.

Рачковский С. Я. К вопросу об определении себестоимости продукции при комплексном использовании сырья. М., Изв. вузов, «Цветная металлургия», 1962, № 5.

Рений. Сырьевые ресурсы и технология производства. М., ЦНИИЦветмет, 1970.

Справочник по редким металлам. М., изд-во «Мир», 1968.

Типовая методика определения эффективности капитальных затрат. М., изд-во «Экономика», 1969.

Требования промышленности к качеству минерального сырья. Вып. 27. Молибден и рений. М., Госгеолтехиздат, 1960.

Требования промышленности к качеству минерального сырья. Вып. 71. Селен и теллур. М., Госгеолтехиздат, 1960.

Требования промышленности к качеству минерального сырья. Вып. 53. Таллий, индий, галлий. М., Госгеолтехиздат, 1961.

Шахназаров А. К. О фактической себестоимости основной и попутной продукции цветной металлургии и методике калькулирования. «Цветные металлы», 1962, № 1.

Яковец Ю. В. Методология ценообразования в горнодобывающей промышленности. М., «Экономика», 1964.

ОГЛАВЛЕНИЕ

Предисловие.	3
Глава I. Минеральносырьевые ресурсы рассеянных элементов	7
Глава II. Технология производства рассеянных элементов	19
Особенности производства рассеянных элементов.	19
Индий	25
Таллий	27
Галлий	30
Селен	32
Теллур	38
Рений	42
Германий	46
Глава III. Экономика получения рассеянных элементов из комплекс- ных руд	55
Экономическая эффективность комплексного использования сырья.	55
Методические вопросы калькулирования затрат на производство отдель- ных продуктов, получаемых из комплексного сырья	59
Рекомендуемая методика определения себестоимости	64
Методические вопросы определения фондоемкости отдельных видов про- дукции, получаемых из комплексного сырья	72
Особенность определения себестоимости и фондоемкости рассеянных элементов	84
Технико-экономические показатели производства рассеянных элементов.	97
Глава IV. Экономическая оценка рассеянных элементов в комплексных рудах.	103
Определение промышленного значения комплексных руд	103
Экономическая эффективность извлечения отдельных полезных компо- нентов из комплексных руд	120
Промышленное значение рассеянных элементов в комплексном сырье и определение их минимального промышленного содержания	123
Заключение	144
Список литературы	148

Виноградов Владимир Николаевич

Промышленная оценка рассеянных элементов в комплексных рудах

Редактор *Т. А. Гатов*

Редактор издательства *Л. М. Антокольская*

Переплет художника *А. Григорьева*

Техн. редактор *В. И. Калужина*

Корректор *С. В. Зимица*

Сдано в набор 3/IX 1971 г.

Подписано в печать 11/II 1972 г.

T-14122 Формат 60×90¹/₁₆ Печ. л. 9,5

Уч.-изд. л. 9,88 Бумага № 2 Индекс 1-4-1

Заказ 598/3685-14 Тираж 1500 экз. Цена 1 руб.

Издательство «Недра».

Москва, К-12, Третьяковский проезд, д. 1/19.
Московская типография № 6 Главполиграфпрома
Комитета по печати при Совете Министров СССР
Москва, Ж-88, 1-й Южно-портовый пр., 17.

1 руб.



2

НЕДРА · 1972