Янин Е.П. Эмиссия ртути в окружающую среду предприятиями цветной металлургии России // Экологическая экспертиза, 2004, № 5, с. 41–101.

1. Ртуть в рудах цветных металлов
2. Поведение ртути при обогащении руд цветных металлов
3. Первичное производство цинка
3.1. Российские производители цинка
3.2. Сырье и содержание ртути в цинковых концентратах
3.3. Процессы и технологии
3.4. Источники и характеристика пылегазовыделения
3.5. Эмиссия и распределение ртути при производстве цинка
4. Производство первичного никеля
4.1. Российские производители никеля
4.2. Сырье и содержание в нем ртути
4.3. Особенности переработки силикатных (окисленных) руд
4.4. Эмиссия ртути при переработке силикатных (окисленных) руд
5. Производство меди
5.1. Российские производители меди
5.2. Сырье и уровни содержания в нем ртути
5.3. Процессы и технологии
5.4. Источники и характеристика пылегазовыделений
5.5. Эмиссия и особенности поведения ртути
6. Производство меди и никеля ОАО «ГМК «Норильский никель»
6.1. Объемы производства меди и никеля
6.2. Добыча руд
6.3. Обогащение руд
6.4. Принципиальная схема переработки сульфидного медно-никелевого сырья
6.5. Технологические особенности переработки сырья на Норильском комбинате
6.6. Особенности переработки сырья на комбинатах «Печенганикель» и «Североникель»
6.7. Ртуть в сульфидных медно-никелевых рудах, минералах и концентратах
6.8. Эмиссия ртути
7. Производство свинца
7.1. Основные производители свинца
7.2. Сырье и особенности его переработки
7.3. Поведение и эмиссия ртути
8. Производство олова
8.1. Особенности технологии
8.2. Сырье
8.3. Эмиссия ртути при производстве олова
9. Производство других цветных металлов
Заключение
Литература

В 2001 г. в России с точки зрения эмиссии ртути в окружающую среду наибольшее значение имело первичное производство цинка, меди, никеля; объемы выпуска других цветных металлов были на один-два порядка меньше (табл. 1).

Таблица 1. Производство цветных металлов в России в 2001 г. [2, 5, 6, 16-18, 31, 43, 56, 73] *

Металл	тыс. т	Основные производители (доля в %)
Медь рафинированная	840	ОАО «ГМК «Норильский никель» (> 54%)
Цинк рафинированный	250,6	АООТ «Челябинский цинковый завод» (> 62%)
Никель первичный	250	ОАО «ГМК «Норильский никель» (> 89%)
Свинец рафинированный	34	ЗАО «Свинцовый завод- Дальполиметалл», ОАО «Электроцинк»
Кобальт	6,5	ОАО «ГМК «Норильский никель» (70%), ОАО «Уфалейникель»
Олово рафинированное	4,5	ОАО «Новосибирский оловянный комбинат» (100%)
Сурьма	1,5	ОАО «Рязцветмет» (100%)

* Производство висмута, вольфрама, молибдена и других редких металлов составляло первые десятки (чаще) – первые сотни (реже) тонн в год. В качестве базового года для оценки эмиссии ртути принят 2001 г.

Самые крупные отечественные предприятия цветной металлургии входят в структуру ОАО «ГМК «Норильский никель», на долю которого ежегодно приходится до 65-70% выбросов в атмосферу и до 30-33% объема сбрасываемых сточных вод всех российских предприятий цветной металлургии (включая алюминиевую промышленность). В свою очередь, подавляю-

щая часть указанных выбросов и сбросов осуществляется на Заполярный филиал «ГМК «Норильский никель». Например, в 1998 г. всей промышленностью России было выброшено в атмосферу 18661,82 тыс. т вредных веществ, из них предприятиями цветной металлургии - 3291,79 тыс. т, в том числе «ГМК «Норильский никель» – 2436,2 тыс. т (из них Заполярным филиалом «ГМК «Норильский никель» – 2139,5 тыс. т). Типичные выбросы вредных веществ в атмосферу любым другим российским заводом по выплавке цветных металлов в 2001 г. составляли первые десятки тысяч тонн.

1. Ртуть в рудах цветных металлов

Ртуть отличается широкими металлогеническими связями и является в процессе рудообразования элементом, сопровождающим процесс минералообразования в широком диапазоне температур и физико-химических условий [47, 48, 57, 70, 71]. Известен обширный комплекс месторождений, в рудах которых ртуть представлена в собственно минеральной форме (например, медно-серебряные месторождения), входит в состав сложных минералов (тип платиноидных месторождений) или же находится в рассеянном состоянии (медно-колчеданные, медно-никелевые, серно-колчеданные, полиметаллические месторождения и др.). Высокие содержания ртути характерны для руд некоторых стратиформных месторождений. Повышенными концентрациями ртути характеризуются медистые песчаники, некоторые железные, марганцевые и алюминиевые (алуниты и бокситы) руды, где ее содержания составляют 0,*n* - *n* г/т.

Значительными масштабами ртутноносности отличаются сульфидные месторождения, причем наиболее обогащены ртутью сульфидные руды цинка (до 10-100 г/т) [70]. По Н.А. Озеровой [48], для колчеданных месторождений Урала общее количество заключенной в них ртути соответствует по масштабу промышленным ртутным месторождениям средних и крупных размеров. Среднее содержание ртути в рудах колчеданных месторождений оценивается примерно в 1 г/т [47], в полиметаллических рудах – в 1,1 г/т [32]. Однако в конкретных случаях ее уровни в промышленных сортах (типах) рудах отличаются высокой вариацией (табл. 2, 3). Как правило, максимальные концентрации ртути характерны для медно-цинковых разностей, минимальные – для серно-колчеданных руд. Сфалерит-халькопирит-пиритовые руды вулканогенных объектов, к группе которых относятся все медно-колчеданные месторождения Южного Урала - Учалинское, Узельгинское, Сибайское, Бурибайское, Юбилейное, Гайское и др. – характеризуются особенно высокими концентрациями ртути в рудах. Так, в перерабатываемых Учалинским ГОКом рудах Узельгинского месторождения ее концентрации изменяются от сотых долей г/т до 800 г/т, Учалинского месторождения – от 2 до 560 г/т, Новоучалинского – 1-88 г/т [44].

Таблица 2. Ртуть в рудах и минералах свинцово-цинковых и медных месторождений, г/т [9]

Промышленный тип месторождений	Руды	Сфалерит	Галенит	Халькопирит	Пирит	Блеклая руда
Колчеданно-полиметаллический (алтайский)	0,1-20	0,2-26,1	0,01-16	0,4-3,4	0,2-10	следы - 300
Стратиформный свинцово-цинковый (атасуйский)	0,9 - 406	23-7600	0,6-530	1-240	2-50	до 12%
Жильный свинцово-цинковый	? *	0,4-1000	0,075-25	?	0,1-100	80-800
Медно-колчеданный	0,6-900	70-250 (до 0,5-1,5%)	?	?	?	до 3%

* Здесь и далее – ртуть не определялась.

Таблица 3. Ртуть в рудах колчеданных месторождений [47, 48]

Месторождение	Ртуть в рудах, г/т
Урал	
Межозерное	10-90
Комсомольское	0,1-9
Сибайское	10-90
Гайское	1-90
Учалы, Чадарское, Дегтярьское, Красногвардейское	1-9
Имени III Интернационала	0,5-20 (среднее ~ 7)
Маукское, Полевское, 50 лет Октября	0,1-0,9
Кавказ	
Филизчай	10-90
Уруп	0,1-90
Власинчихинское, Скалистое	0,4-15

Среднее содержание ртути в сульфидных медно-никелевых рудах составляет 1 г/т [70], хотя, например, в рудах Мончегорского медно-никелевого месторождения ее концентрации могут достигать 9 г/т [47]. В рудах медно-колчеданно-полиметаллических месторождений ртути содержится 5-10 г/т; в баритовых и флюоритовых рудах – 1-10 г/т [70]. Ртуть в значимых количествах присутствует в рудах других месторождений (табл. 4)

Основная масса ртути в рудах находится в сульфидной форме в виде тонкодисперсной примеси в рудообразующих минералах. Основной концентратор и носитель ртути – сфалерит [48]. Концентраторами ртути являются также блеклые руды, галенит, борнит, халькопирит, пирит. Например, в рудах колчеданно-полиметаллических месторождений со сфалеритом связано 80-90% ртути, с халькопиритом – 10%, галенитом – 5%, пиритом – 3%; в рудах медно-колчеданных месторождений Южного Урала с пиритом связано около 70% ртути, с халькопиритом – до 7% [9]. Накопление ртути наблюдается в зоне окисления колчеданных месторождений (до 80 г/т), где она встречается даже в металлическом виде [36].

Таблица 4. Содержание ртути в рудах различных месторождений [72]

Месторождение	Тип месторождения	Среднее (пределы), г/т
Вольфрамовые		
Тырныауз, Кавказ	Скарновый	0,49 (0,25-0,87)
Бом-Горхонское, Забайкалье	Гидротермальное	0,77 (0,38-1,51)
Холтосонское, Забайкалье	Гидротермальное	0,99 (0,73-1,35)
Молибденовые		
Первомайское, Забайкалье	Гидротермальный	0,83 (0,72-0,98)
Шахтаминское, Забайкалье	Гидротермальный	1,27 (1,17-1,5)
Тантала и ниобия		
Месторождения Забайкалья и Дальнего Востока	-	(0,48-0,54)

2. Поведение ртути при обогащении руд цветных металлов

Основными способами, применяемыми на обогатительных фабриках, являются дробление и измельчение руд с последующей коллективно-селективной или селективной флотацией и получением различных концентратов. В общем случае содержание ртути в концентратах крайне неравномерное и обычно возрастает в цинковом и (в меньшей степени) свинцовом на порядок по сравнению с рудой, составляя в среднем несколько десятков грамм на тонну; степень концентрирования ртути в медном концентрате повышается в 2-2,5 раза (для медно-колчеданных руд), что, однако, в ряде случаев не наблюдается (табл. 5).

Таблица 5. Пределы содержаний ртути в промышленных концентратах, г/т [9, 48]

Промышленный тип месторождений	Цинковый	Свинцовый	Медный	Пиритный	Молибденовый	Оловянный	Вольфрамовый
Колчеданно-полиметаллический	0,3-175	0,3-390	0,22-65	0,2-11,4	-	-	-
Стратиформный свинцово-цинковый	8-1700	0,6-520	2-290	2-90	1-4	-	-
Скарновый и метасоматический свинцово-цинковый	6,4- 70	1-39	-	-	-	-	-
Жильный свинцово-цинковый	?	5	-	-	-	-	-
Медно-колчеданный	1-390	-	0,3-150	0,1-26	-	-	-
Медистые песчаники	20	6	4	-	-	-	-
Ванадиево-железо-медный	30	-	70	90*	-	-	-
Медно-молибденовый	-	-	0,02	-	0,1	-	-
Медно-никелевый	-	-	0,14-0,4	0,45-2	18-36**	-	-
Молибденово-вольфрамовый	-	-	-	-	0,2-0,5	-	?
Оловянный и оловянно-вольфрамовый	-	-	-	-	-	0,01-0,8	0,035-0,09
Сурьмяный	-	-	-	0,7-35***	-	-	-

* Железный концентрат.
** Платиновый концентрат.
*** Сурьмяный концентрат.

При обогащении свинцово-цинковых и колчеданно-полиметаллических руд основное количество ртути (до 70-80%) переходит в цинковый концентрат, что в существенной степени объясняется ее связью со сфалеритом и другими цинксодержащими минералами (табл. 6).

При обогащении медно-колчеданных руд основную массу продуктов составляет пиритный концентрат, выход которого изменяется в пределах 25-70% (до 80% для сплошных руд). Поэтому, несмотря на низкие содержания ртути (обычно первые г/т, чаще всего в пределах 0,75-3 г/т), значительная ее часть (до 40-60% от содержания в руде) сосредоточена именно в пиритном концентрате. Пиритные концентраты, получаемые при обогащении руд цветных металлов, служат сырьем для производства серной кислоты на предприятиях химической промышленности, причем в качестве попутной продукции здесь получают только селен из сернокислотных шламов. Кроме того, часть пиритных огарков перерабатывается на медеплавильных и свинцово-цинковых комбинатах. В настоящее время в окрестностях многих российских обогатительных фабрик накопились значительные объемы (миллионы тонн) пиритных концентратов, содержащих ртуть. Например, в районе Учалинского ГОКа их складировано 1 млн. т, вблизи Башкирского медно-серного комбината – 1,5 млн. [38].

Таблица 6. Распределение ртути (в % от общего содержания в руде) по продуктам обогащения руд свинцово-цинковых и медных месторождений, среднее (пределы) [9]

Промышленный тип месторождений	Концентраты					Хвосты
	Цинковый	Свинцовый	Медный	Пиритный	Баритовый	
Колчеданно-полиметаллический	78,8 (78-79,5)	1,1 (0,7-1,4)	2,5 (0,7-4,4)	?	Не извлекается	17,6 (16,8-18,4)
Стратиформный свинцово-цинковый	68,2 (66,8-93,1)	20,4 (1,6-57,2)	Не извлекается	5	3,8	2,7
Медно-колчеданный	7,8	Не извлекается	19,1-24,9	67,5-68,1	Не извлекается	5,7
Ванадиево-железо-медный	57	Не извлекается	4,7	26,3*	Не извлекается	?
Медистые песчаники	Не извлекается	9,2	28,8	Не извлекается	Не извлекается	?

* В железный концентрат.

Температура в технологическом цикле переработки руд на обогатительных фабриках обычно невысока (менее 100°С), поэтому ртуть практически не поступает в атмосферу, что, например, подтверждается результатами газо-ртутных наблюдений на промышленной площадки Учалинского ГОКа [36]. Здесь подавляющая часть ртути, содержащейся в колчеданных рудах, переходит в концентраты и вывозится в их составе на переработку; лишь незначительное ее количество (до 2-7% от общей массы в рудах) уходит в отходы обогащения, которые складируются в хвостохранилищах (табл. 7). Наиболее интенсивно ртуть переходит в пиритный концентрат (преобладает по массе) и цинковый концентрат (отличается наиболее высокими содержаниями металла). Содержания ртути в хвостах могут быть также достаточно высокими (до 9 г/т). В районе Учалинского ГОКа масса отвальных хвостов обогатительной фабрики достигает 28 млн. т, вблизи обогатительной фабрики Башкирского медно-серного комбината – 480 млн. т [38], в районе обогатительной фабрики Бурибайского рудоуправления – 6 млн. т, в которых, очевидно, содержится несколько сотен тонн ртути.

Таблица 7. Распределение ртути в продуктах переработки руд, Учалинский ГОК [36]

Руда, концентрат, отходы	Среднее содержание, г/т	Относительное количество ртути, %
Руда *	10-25	100
Пиритный концентрат	5-15	36-50
Медный концентрат	28-41	10-14
Цинковый концентрат	76-123	35-48
Хвосты	1-9	2-7

* Учалинский ГОК перерабатывает (обогащает) в год более 2 млн. т медно-колчеданных руд.

Зарубежные данные также показывают [30], что при переработке колчеданных руд ртуть особенно интенсивно концентрируется и накапливается в цинковом концентрате (табл. 8). Обращает на себя внимание существенный ее переход, в отличие от обогатительной фабрики Гай-

ского ГОКа, в отходы (до 27% от общего количества в руде), что, возможно, обусловлено особенностями применяемой технологии.

Таблица 8. Содержание ртути в продуктах обогащения фабрики предприятия «Брансуик» (Канада) [30]

Продукт	Количество перерабатываемой руды, т/сут	Содержание Hg		Извлечение, %
		г/т	кг/сут	
Исходная руда	8575	2,1	18,24	100
Медный концентрат	73,7	2,3	0,15	0,87
Свинцовый концентрат	400	2,7	1,09	5,97
Коллективный концентрат	70	9,1	0,64	3,5
Цинковый концентрат	900	13,5	12,22	67,0
Хвосты	7140	0,69	4,94	27,0

Согласно обобщенным оценкам [9], распределение потенциальных суммарных ресурсов ртути в основных промышленных концентратах свинцово-цинковых и медных месторождений составляет (в %): цинковый – 42, пиритный – 26, медный – 19, свинцовый – 13. В свою очередь, на цинковые (свинцово-цинковые) и медные предприятия страны с концентратами основных металлов ежегодно поступают значительные количества ртути, из которых 65% связано с цинковыми концентратами, 20% – с медными концентратами и богатыми рудами, 15% – со свинцовыми концентратами.

Наличие в районах обогатительных фабрик значительных объемов отходов, в том или ином количестве содержащих ртуть, предопределяет потенциальную возможность включению ее в миграционные цепи в ходе разрушения отвалов гипергенными процессами. Кроме того, ртуть поступает в окружающую среду непосредственно при добыче руд. В частности, в шахтных водах Сибайского и Октябрьского месторождений ее концентрации составляли 20 и 13 мкг/л соответственно [45], а в воде Бурибайского карьера, используемой для оборотного водоснабжения и периодически сбрасываемой в р. Таналык, – 28,3 мкг/л [25], что многократно превышает типичные фоновые уровни этого металла в природных водах. Поступление поллютантов в поверхностные водотоки связано также с утечками с хвостохранилищ фильтрата и сточных вод через дамбы. В теплое время года не исключена дегазация ртути из отвалов отходов добычи и обогащения руд цветных металлов.

3. Первичное производство цинка

Первичное производство цинка включает в себя следующие процессы: обогащение цинковых руд, окисление (обжиг) цинкового концентрата, производство цинка (электрохимическим или термическим методом), рафинирование цинка. Производство первичного цинка обычно сопровождается получением серной кислоты (технической) по стандартной технологической схеме.

3.1. Российские производители цинка

В 2001 г. цинк в России производился в основном двумя предприятиями: АООТ «Челябинский цинковый завод» (г. Челябинск) и ОАО «Электроцинк» (г. Владикавказ). Третий производитель - ОАО «Беловский цинковый завод» выпускает в небольшом объеме преимущественно цинковый порошок (табл. 9).

Таблица 9. Производство цинка российскими заводами, тыс. т [16, 17, 54-56, 58, 90, 99, 102]

Предприятие	Местонахождение	1999	2000	2001	2002
АООТ «Челябинский цинковый завод»	г. Челябинск	138,3	145,7	155,5	165,8
ОАО «Электроцинк»*	г. Владикавказ	90,9	92,6	91,1	88,4
ОАО «Беловский цинковый завод»	г. Белово, Кемеровская область	2,8**	2,2**	4	2,84**
Всего в России		232	241,9	250,6	257,1

* Работал по толлинговой схеме (до 85-90% выпускаемого металла; например, в 2002 г. на внутренний рынок поставил чуть больше 2 тыс. т цинка).

** Цинковый порошок.

В очень небольших количествах первичный цинк производили предприятия, входящие в Уральскую горно-металлургическую компанию (УГМК), и ОАО «ГМК «Дальполиметалл» [31]. Однако общие объемы их производства в 2001 г. составляли первые десятки тонн цинка. Например, в 1-м квартале 2002 г. в ОАО «ГМК «Дальполиметалл» было получено 8,2 т цинка [91]. Таким образом, основными источниками эмиссии ртути в окружающую среду в 2001 г. являлись заводы в г. Челябинске и в г. Владикавказе.

Челябинский цинковый завод (ЧЦЗ), основанный в 1935 г. и расположенный в черте г. Челябинска (размер санитарно-защитной зоны составляет 1000 м), выпускает, кроме металлического цинка, сплавы цинк-алюминиевые, сплавы цинковые литейные в чушках, кадмий, индий металлический, сульфат цинка технический, оксид цинка, кислоту серную техническую. В 2001 г на заводе внедрена технология получения индиевого порошка с размером частиц от 1 до 5 мкм [83]. Есть сведения, что ЧЦЗ удалось «полностью решить проблему ртутно-селенистого шлама», который, якобы, вывозится на переработку в Киргизию, а в последнее время «предприятие в плотную подошло к решению проблемы утилизации ртути из газов» [66]. В частности, для снижения содержания ртути в кислоте планируется приобрести у фирмы «*Boliden*» установку по утилизации ртути из газов, что позволит свести к нулю выбросы ртути и значительно сократить выбросы оксидов серы. В 2001 г. сточные воды завода сбрасывались в р. Миасс; отсюда же бралась свежая вода.

ОАО «Электроцинк» (г. Владикавказ), кроме цинка, производит также свинец, кадмий, кислоту серную, сульфат меди, металлоконструкции. На его долю приходится около 70% всех выбросов от стационарных источников в Республике Северная Осетия – Алания. К 1999 г. на территории предприятия было размещено более 3,2 млн. т твердых отходов, в которых присутствуют десятки тонн ртути [60]. В 2001 г. на ОАО «Беловский цинковый завод» была завершена реконструкция установки по производству цинкового порошка, и завод приступил к выпуску товарной продукции.

3.2. Сырье и содержание ртути в цинковых концентратах

Сырьем для получения цинка служат в основном полиметаллические сульфидные руды, содержащие также соединения свинца, меди, кадмия и других металлов. Полиметаллические сульфидные цинковые руды можно разделить на свинцово-цинковые, медно-цинковые и свинцово-медно-цинковые. К типу свинцово-цинковых относятся месторождения Кавказа, а также Салаирское и Сихотэ-Алинское. Медно-цинковые руды наиболее ярко представлены месторождениями Урала. Большинство руд Алтая являются свинцово-медно-цинковыми. Свинцово-цинковые и медно-свинцово-цинковые руды имеют значение для промышленного получения свинца. Кадмий извлекается в основном попутно с цинком. Кроме того, в производстве цинка большое значение имеют колчеданные медно-цинковые и цинковые колчеданные руды. Они широко представлены на цинково-медных колчеданных месторождениях, но нередко встречаются и в свинцово-цинковых. Различают колчеданно-полиметаллические руды, основная масса которых сложена пиритом или пирротином, и полиметаллические, в которых содержание пирита и пирротина не превышает 2-4% [20]. Типичное содержание цинка в перерабатываемых рудах составляет в среднем 1-3%.

Из-за низкого содержания металлов сульфидные руды предварительно обогащают с целью выделения концентратов. В процессе обогащения (используются дробление, предварительное обогащение и флотация) в зависимости от состава исходной руды получают различные цинковые и другие концентраты. Например, при обогащении колчеданно-полиметаллических руд получают четыре концентрата: свинцовый, цинковый, медный и пиритный. В отечественных цинковых концентратах обычно содержится (в %): цинк 45-51, свинец 0,2-2,5, медь 0,4-3, кадмий 0,1-0,25, железо 3-12, сера 30-38, пустой породы до 10 [22, 23, 49, 69].

В 2001 г. Челябинский цинковый завод был в основном ориентирован на поставки сырья с месторождений уральского региона, на долю которых приходилось более 75% объема выпуска российских цинковых концентратов. Эти поставки – с Учалинского, Гайского и Сибайского ГОКов, Башкирского медно-серного комбината – обеспечивают завод цинковым концентратом примерно на 95%. В 2001 г. ОАО «Учалинский ГОК» являлся основным поставщиком на ЧЦЗ цинкового концентрата (до половины от всего количества). В последнее время ЧЦЗ также еже-

годно закупал за рубежом до 20 тыс. т концентрата (с содержанием цинка 55-60%). В 2001 г. ЦЧЗ переработал порядка 330 тыс. т цинкового концентрата. Владикавказский «Электроцинк» перерабатывал цинковые концентраты, поступающие, судя по всему, главным образом из Казахстана, Китая и Польши. Незначительное количество концентрата поступило с Садонского свинцово-цинкового комбината. В 2001 г. на заводе было переработано около 190 тыс. т цинкового концентрата. Беловский завод, очевидно, получал цинковые концентраты с уральских и сибирских (алтайских) месторождений. Масса переработанного концентрата составила порядка 6,3 тыс. т.

Цинковые концентраты, особенно уральских обогатительных фабрик, перерабатывающих руды медно-колчеданных месторождений, характеризуются высокими содержаниями ртути (табл. 10-12). По данным А.Н. Кутлиахметова [36], содержания ртути в цинковом концентрате, производимого Учалинским ГОКом, составляют 76-123 г/т. Приводимое в табл. 12 среднее содержание ртути, очевидно, достаточно реально отражает ее уровень в концентратах, переработанных в 2001 г. Челябинским цинковым заводом. Аналогичное содержание может быть принято и для Беловского завода. Прямые сведения о содержании ртути в концентратах, поступивших на переработку на ОАО «Электроцинк», отсутствуют, но известно, что свинцово-цинковые руды Казахстана и производимые их них цинковые концентраты также отличаются высокими ее содержаниями [9].

Таблица 10. Состав цинковых концентратов (по данным «Гинцветмет»)

Горно-обогатительный комбинат	Цинк, %	Ртуть, г/т
Учалинский	45,5	20
Гайский	49,9	100
Башкирский медно-серный комбинат	44,1	30
Новоширокинский рудник	54,0	10
Алтайский	34,5	< 3
ОАО «Дальполиметалл»	49,1	3

Таблица 11. Ртуть в цинковых концентратах колчеданных и колчеданно-полиметаллических месторождений, г/т [48]

Регион	Месторождение	Ртуть в концентрате, г/т	Среднее (оценка), г/т
Средний Урал	имени III Интернационала	4,5	4,5
	Ломовское, Левихинское	1-2	1,5
Южный Урал	Гайское	10-25	17
	Учалинское	10-75	42
	имени XIX партсъезда	25-75	50
	Сибаевское	1,8-7,5	4,7
Кавказ	Филизчайское	18	18
	Маднеульское	1,2	1,2

Таблица 12. Ртуть в цинковых концентратах уральских обогатительных фабрик [45]

Обогатительная фабрика	Ртуть, г/т
Красноуральская	30
Кировоградская	20
Среднеуральская	64
Гайская*	65
Учалинская*	53
Сибайская*	93
Карабашская	91
Среднее	59,4

* Основное поставщики цинковых концентратов на Челябинский цинковый завод.

Таким образом, в цинковое производство в 2001 г. с концентратами на Челябинский завод поступило примерно 20 т ртути, на ОАО «Электроцинк» – 11 т ртути, на Беловский цинковый завод – 0,3 т ртути.

3.3. Процессы и технологии

Для переработки цинковых концентратов применяются гидрометаллургические (электролитические) и пирометаллургические (дистилляционные) технологические схемы. Гидрометал-

лургический способ является основным (заводы в Челябинске и Владикавказе); термический способ используется на Беловском цинковом заводе.

Первой операцией в любом способе производства цинка из сульфидных концентратов является их обжиг с целью перевода сульфидных соединений в окисленные. В пирометаллургическом производстве предварительно высушенные (во вращающихся барабанных печах при температуре поступающих топочных газов 700-800°С) концентраты вначале подвергают неполному окислительному обжигу на порошок в многоподовых печах, а затем спекают (при 1200°С) на агломерационных машинах. При обжиге стремятся получить концентрированные по содержанию SO_2 обжиговые газы, пригодные для производства серной кислоты, и уловить возгоняемые полезные металлы.

Готовый агломерат содержит 0,5-0,8% серы и представляет собой плохо спеченные куски пористого материала. Перед подачей на дистилляцию его подвергают дроблению и грохочению. Затем оксид цинка восстанавливают в ретортах при температурах выше точки кипени металлического цинка (>906°С), что обеспечивает его возгонку в виде паров, которые поступают в конденсатор, где собираются в жидком виде. Пары цинка в дальнейшем конденсируются, а полученный черновой цинк направляют на рафинирование.

Обжиг цинковых концентратов перед гидрометаллургической переработкой проводят в печах кипящего слоя (температура кипящего слоя поддерживается в пределах 900-950°С; температура газов под сводом печи 800-850°С). В обожженном продукте (огарке) содержится 55-65% цинка, а также присутствуют соединения меди, свинца, железа, кадмия, мышьяка, сурьмы, кобальта, благородных и редких металлов; содержание сульфидной серы составляет менее 1%. Огарок самотеком выгружается через сливной порог и доставляется в классификационное отделение. Пыль собирается в циклонах; периодически ее выгружают и присоединяют к огарку. Наряду с огарком и пылью из циклонов получают пыль из газоходов электрофильтров. Все перечисленные продукты подвергаются совместной переработке. По данным завода «Электроцинк», которые можно считать типичными, выход продуктов обжига составляет, %: огарок – 65, пыль из циклонов – 30, пыль из газоходов – 1,1, пыль из электрофильтров – 3,3, вентиляционная пыль – 0,6 [22].

В цинковом производстве на ЧЦЗ в шихту обжигаемых концентратов иногда вводят содержащие оксид кальция добавки (шламы очистных сооружений), что позволяет перерабатывать некондиционные концентраты с повышенным содержанием кремния [67]. Из огарка цинк выщелачивают водным раствором серной кислоты. Выщелачивание проводят с целью наиболее полного перевода цинка и некоторых сопутствующих ему компонентов в раствор. Обычно в раствор удается перевести до 90% цинка, считая цинк в огарке за 100%. Перед электролизом раствор тщательно очищают от примесей, после чего подают в электролизные ванны. Цинк при электролизе осаждается на катоде, на аноде выделяется кислород. При этом в растворе регенерируется серная кислота, необходимая для выщелачивания свежих порций огарка. Катодные осадки цинка (катодный цинк) переплавляют в индукционных печах, а полученный цинк разливают с помощью специальных машин в слитки.

3.4. Источники и характеристика пылегазовыделений

Основными источниками пылегазовых выбросов на цинковых заводах являются обжиговые печи кипящего слоя. Газы печей кипящего слоя характеризуются высокими температурами (до 950°С), значительной запыленностью (до 300 г/м^3) и преобладанием мелких фракций пыли (2,5-4,5 мкм). Объем отходящих (обжиговых) газов колеблется в пределах 1,3-3,1 тыс. м^3 на тонну концентрата. Схема очистки обжиговых газов, поступающих затем в сернокислотное производство, включает циклоны (грубая очистка) и сухие электрофильтры (тонкая очистка). Кроме того, непосредственно в сернокислотном отделении газы обрабатываются в промывных башнях и на мокрых электрофильтрах. По данным [14], в середине 1990-х гг. удельные показатели выбросов пыли при производстве цинка на заводах СНГ составляли: при эффективности очистки 95% – 57,2 кг, при очистке 98,5% – 17,2 кг, при очистке 99,8% – 2,29 кг на тонну чернового цинка. Согласно [23], степень очистки обжиговых газов на предприятиях быв. СССР варьировалась от 81,6 до 99,6%. Средняя эффективность работы очистного оборудования оце-

нивалась в 98,5% [59]. Есть все основания считать, что последний показатель соответствует уровню 2001 г.

3.5. Эмиссия и распределение ртути при производстве цинка

Поведение ртути в первичном производстве цинка изучено слабо, что и обусловливает отсутствие надежных фактических данных об особенностях ее распределения в основных продуктах, отходах и об эмиссии в окружающую среду. Известно, что в 1988-1990 гг. на Челябинский цинковый завод с цинковыми концентратами поступало порядка 35-40 т ртути в год [50]. По данным [29], уровни содержания ртути в перерабатываемых цинковых концентратах достигали 200 г/т. Авторы цитируемых работ считают, что при обжиге концентратов ртуть возгоняется и в составе обжиговых газов переходит в сернокислотное производство. Поскольку используемая технология очистки обжиговых газов в промывном отделении сернокислотного производства Челябинского цинкового завода не обеспечивала полного улавливания ртути, то значительное ее количество поступало в продукционную (техническую) серную кислоту. По данным [50], около 10-12 т ртути в год выпадало в составе ртутно-селенистых шламов в промывном отделении, остальные 25-30 т ртути поступали в серную кислоту. Ежегодное образование шламов тогда достигало 30-35 т. В табл. 13 приведены данные института «Гинцветмет», характеризующие объемы образования ртутьсодержащих шламов на российских цинковых предприятиях в 1985-2000 гг.

Таблица 13. Масса ртутно-селенистых шламов на предприятиях цветной металлургии РФ, тонны [50]

Предприятие	1985-1990 гг.		1990-1995 гг.		1995-2000 гг.	
	шлам	ртуть	шлам	ртуть	шлам	ртуть
Челябинский цинковый завод*	250	70	404	88	525	115
Беловский цинковый комбинат	850	27	850	27	850	27

* До 1985 г. ртутно-селенистые шламы ЧЦЗ в небольшом объеме поступали на переработку на Усть-Каменогорский свинцово-цинковый комбинат; в течение незначительного периода времени на ЧЦЗ существовало также производство попутной ртути из указанных шламов.

Исследования, в свое время выполненные на ЧЦЗ [29], показали, что поступавшая в сернокислотное производство в составе обжиговых газов ртуть распределялась следующим образом (содержание ртути в обжиговом газе = 100%): промывная кислота – 16,7%; шлам – 43,3%; продукционная серная кислота – 36,6%; отходящие газы – 0,4%. Таким образом, 60% поступившей с газами ртути улавливалось в промывном отделении сернокислотного производства и выводилось с промывной кислотой и шламом. Оставшаяся ртуть поступала в сушильно-абсорбционное отделение и загрязняла продукционную (товарную) серную кислоту. Авторами цитируемой работы был изучен также баланс распределения форм нахождения (состояния) ртути в различной продукции (табл. 14).

Таблица 14. Баланс распределения форм нахождения (состояния) ртути в различных продуктах сернокислотного производства ЧЦЗ, % [29]

Продукт	Hg^o	$Hg_2Г_2$ *	HgS	Hg_2SO_4	Hg_mSe_n	$HgSO_4$
Обжиговый газ	99,3	0,4	0,3	-	-	-
Шлам	4	9,5	50,5	-	36	-
Серная кислота	-	-	-	3,2	-	96,8

* Галогениды ртути.

В работе [9] приводится схема распределения ртути в продуктах переработки цинкового производства, основанная на данных [29] и на собственных расчетах авторов (рис. 1). При обжиге цинковых концентратов ртуть, содержащаяся в сырье, возгоняется (на 94%) и в виде паров металла переходит в обжиговые газы. Газы (с содержанием SO_2 > 3,5%) проходят систему пылеулавливания (с пылью выводится до 32% ртути) и поступают в сернокислотные цеха (СКЦ) для получения серной кислоты контактным способом по стандартной технологической схеме. В промывном отделении СКЦ сернистые газы конденсируются в специальных промывных башнях, затем конденсат поступает на электрофильтры, откуда фильтрат идет на получение серной кислоты, а обогащенный селеном и ртутью шлам подается на специализированную

установку и доводится до товарных кондиций методом флотации. В бедных шламах отстойников промывных башен содержание ртути составляет 5-18%; в богатых шламах мокрых электрофильтров – 10-40%. Как правило, среднее сквозное извлечение ртути из концентратов в шлам составляет 27% (от ее содержания в перерабатываемых цинковых концентратах). Значительное количество ртути поступает в товарную серную кислоту, а также связывается с промывной кислотой.

Необходимо отметить, что уровень утилизации как ртути, так и ртутно-селенистых шламов на российских цинковых заводах практически всегда был крайне низким [9]. Например, в Финляндии из цинковых концентратов путем трехступенчатой очистки обжиговых газов по технологии компании «*Oytocumpu Oy*» в конце 1990-х гг. достигалось извлечение ртути до 99,5%, что в год составляло более 70 т товарного металла [10].

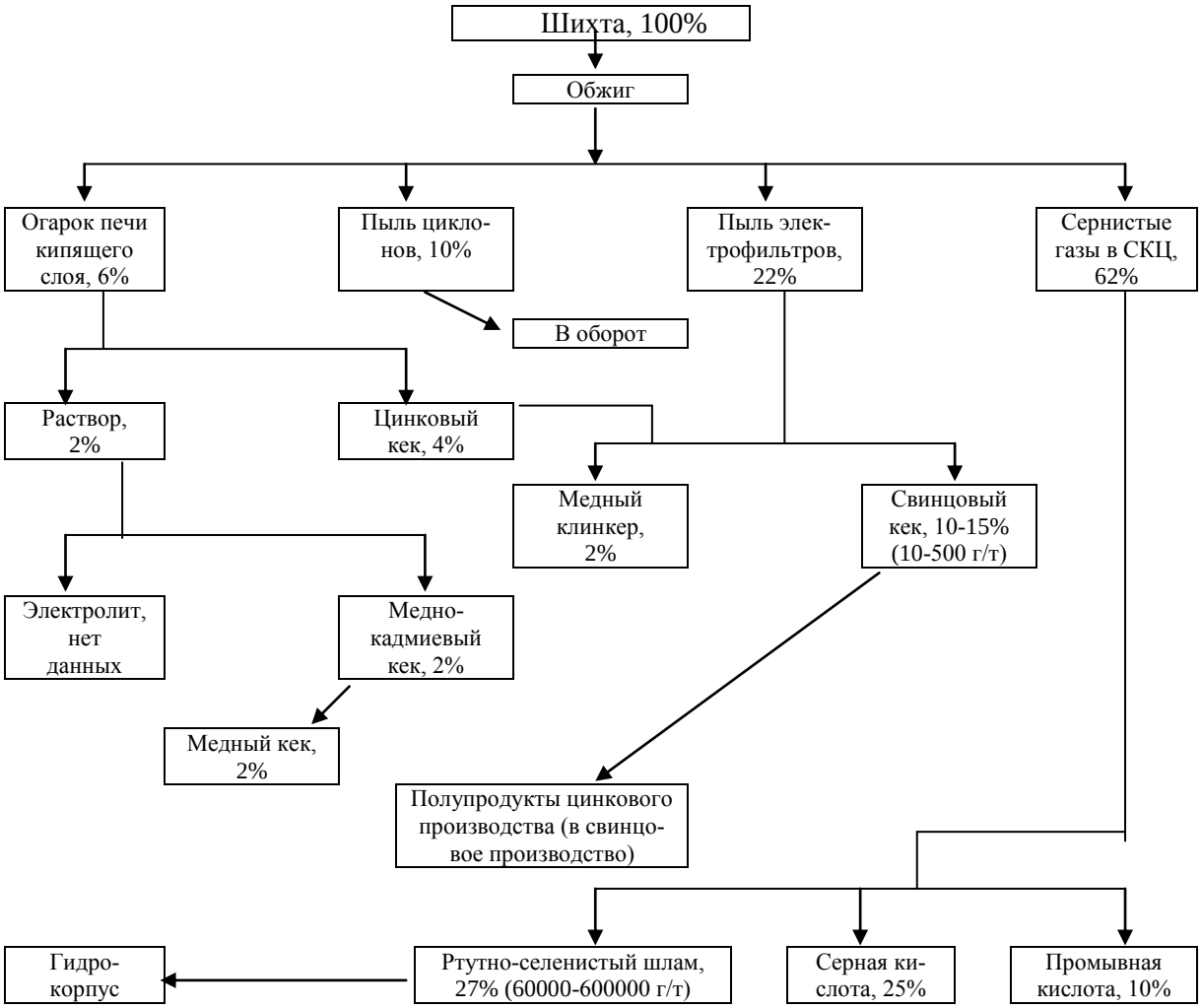

Рис. 1. Схема распределения ртути в продуктах переработки цинкового производства [9].

Все приводимые выше оценки и схемы распределения ртути, во-первых, в существенной мере относительны (обычно отсутствуют сведения об абсолютном распределении ртути в продуктах цинкового производства) и характеризуются определенной нестыковкой баланса ртути; во-вторых, основаны на том, что при производстве цинка и серной кислоты выброс металла в атмосферу отсутствует или, по крайне мере, минимален (не более 0,2% от количества ртути, содержащейся в концентратах), что, безусловно, не соответствует действительности. В частности, ртуть способна поступать в окружающую среду при выгрузке раскаленного огарка из печи, при периодическом удалении пыли из систем очистки, из-за наличия в печах, газоходах и очистных устройствах различных неплотностей, с вентиляционными выбросами, с аэрозолями и испарениями, образующимися в процессах электролиза, при выщелачивании, а также эмитиро-

вать непосредственно в помещениях сернокислотного производства (с паром, отходящими газами). Определенное ее количество теряется при промывке (в канализацию) и сушке (в атмосферу) ртутно-селенистого шлама. Например, в донных отложениях р. Камбилеевки, принимающей стоки завода «Электроцинк» (г. Владикавказ), содержания ртути в сотни раз превышают фоновый уровень. Интенсивные техногенные аномалии ртути в речных отложениях прослеживаются на расстоянии в 70 км ниже завода и фиксируются в Тереке, в который впадает Камбилеевка [78]. В атмосферном воздухе вблизи завода «Электроцинк» концентрации ртути в сотни раз превышали ее фоновые содержания [11].

По [8], удельная эмиссия ртути в атмосферу (эмиссионный фактор) в первичном цинково-кадмиевом производстве составляет 42 г Hg/т продукции, а эмиссионный фактор цинка для указанного производства авторы цитируемой работы оценивают в 15720 г/т. Согласно [14], удельный выброс цинка для цинковых заводов СНГ при эффективности пылеулавливания 95% составляет 24596 г/т продукции, при 98,5% - 7396 г/т (типичный для заводов СНГ уровень очистки выбросов), при очистке выбросов в 99,8% - 984,7 г/т. Если исходить из степени очистки выбросов в 98,5%, то с определенной долей условности можно допустить, что удельный выброс ртути для таких условий составит примерно 20 г/т.

Известно, что в 1996 г. Челябинский цинковый завод выбросил в воздух 2,51 т ртути [3]. При годовом производстве цинка порядка 115000 т удельная эмиссия составила 21,8 г/т (что близко выше приводимому значению). Очевидно, что эти показатели достаточно адекватно отражают существовавшую тогда в цинковой промышленности страны ситуацию. В частности, известно, что в конце 1980-х гг. из-за ухудшения качества поступающих цинковых концентратов заметно были увеличены объемы их переработки с форсированным режимом эксплуатации как самих печей кипящего слоя, так и систем пылеулавливания. Степень очистки выбросов была невысока из-за превышения нормативного срока службы очистных аппаратов и ускоренного их выхода из строя; мощность электрофильтров использовалась в среднем на 50%, поскольку их работа постоянно прерывалась текущим или капитальным ремонтом. Именно в середине 1990-х гг. в отдельных районах г. Челябинска в воздухе стабильно наблюдались концентрации паров ртути, в 1,5-2 превышающие ПДК [92]. В пределах промзоны ЧЦЗ концентрации ртути в воздухе были в 5 раз выше ПДК, а в почве возле завода уровни ртути в 100 раз превышали ее фоновые концентрации. Известно также, что ртутно-селенистые шламы складировались на территории предприятия.

Согласно официальным сведениям [61], в 2001 г. в г. Челябинске выброс ртути от цветной металлургии (т. е. от цинкового завода) достигал 1229 кг. При годовом производстве цинка на ЧЦЗ в 155500 т удельный выброс ртути составил 7,9 г Hg/т полученного цинка. Существенное снижение удельного выброса ртути в 2001 г. по сравнению с 1996 г. отчасти, видимо, обусловлено определенными улучшениями технологических процессов на ЧЦЗ в 2000-2001 гг., на что уже указывалось в печати [66-68]. Таким образом, в дальнейших расчетах будем считать, что удельная эмиссия ртути при производстве первичного цинка на российских заводах в 2001 г. составляла 7,9 г на 1 т металла.

Рассмотренные выше данные позволяют составить схему относительного распределения ртути в ходе получения цинка электролитным способом и в сопутствующем сернокислотном производстве (рис. 2). При составлении данной схемы учтены также особенности поведения селена в технологических процессах получения серной кислоты при пирометаллургической плавке медистого колчедана. Указанный процесс, основанный на обжиге колчедана, переработке отводимого обжигового газа и получении серной кислоты контактным способом практически аналогичен производству кислоты на цинковых заводах [1, 64].

В табл. 15 приведены расчетные данные, характеризующие эмиссию и распределение ртути при производстве первичного цинка в России в 2001 г. Потери ртути в ходе технологических процессов приходятся в основном на промывную и продукционную кислоту, ртутно-селенистый шлам, пыль обжиговых печей кипящего слоя, а также на выбросы в атмосферу. Частично ртуть в латентной форме передается вместе со свинцовым кеком цеха выщелачивания оксидов в свинцовое производство.

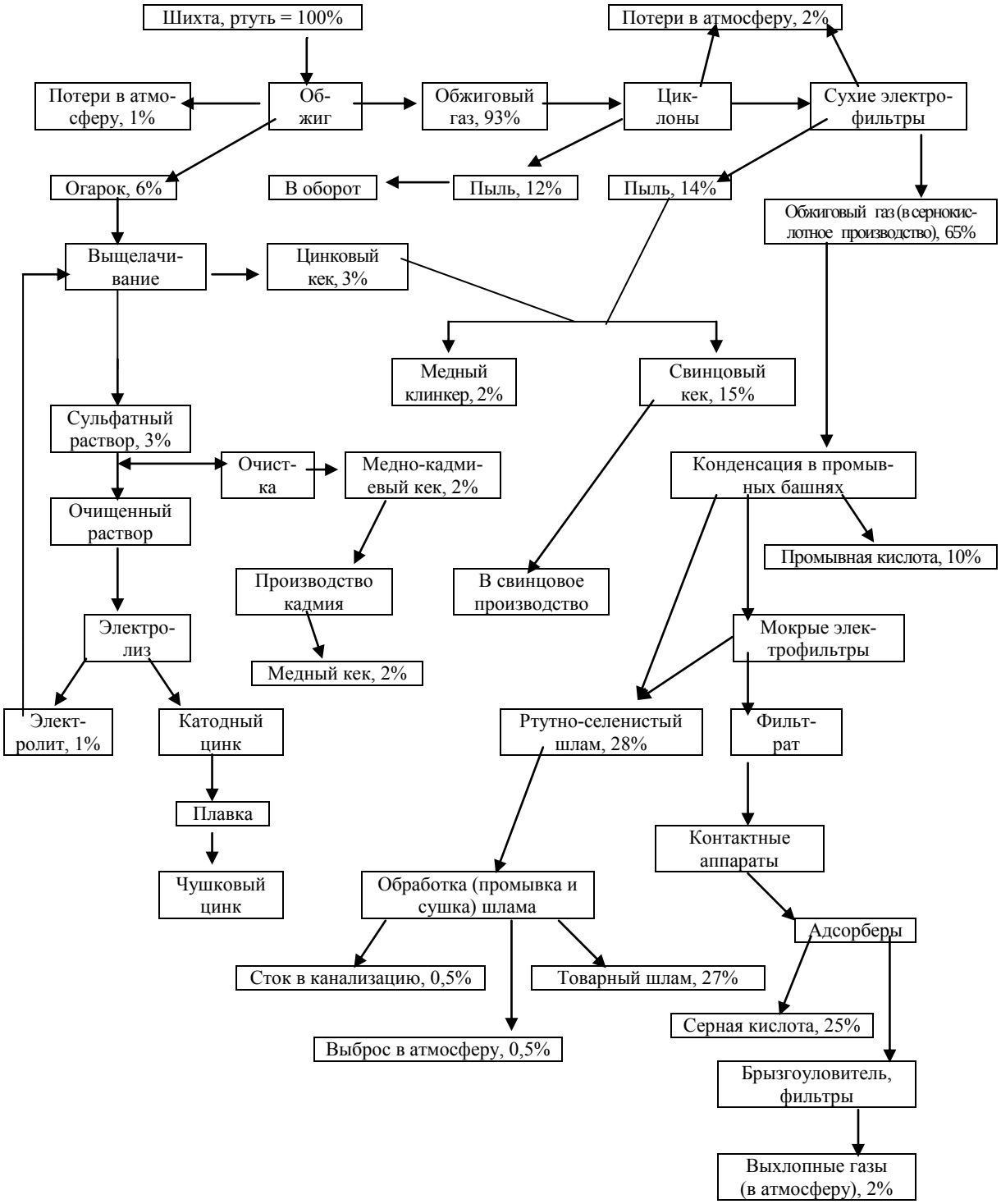

Рис. 2. Распределение ртути при производстве цинка гидроэлектрометаллургическим способом.

Таблица 15. Эмиссия и потери ртути при производстве первичного цинка на российских заводах в 2001 г.

Предприятие	Масса Hg, поступившей с концентратами, т	Распределение ртути, т					
		Выброс в атмосферу	Шлам	Серная кислота	В канализацию	Свинцовый кек	Медный кек
«Челябинский цинковый завод»	20	1,229	5,4	5	0,1	3	0,4
«Электроцинк»	11	0,72	2,97	2,75	0,055	1,65	0,22
«Беловский цинковый завод»	0,3	0,024	0,081	0,075	0,001	0,045	0,006
Всего	31,3	1,973	8,451	7,825	0,156	4,695	0,626

4. Производство первичного никеля

В данном разделе дается характеристика российских производителей первичного никеля, а также используемого для его получения сырья, уровней содержания в нем ртути, технологической схемы получения никеля из силикатных (окисленных) руд и оценивается эмиссия ртути при переработке указанных руд на российских заводах. Особенности производства никеля (и меди) из сульфидных медно-никелевых руд на предприятиях ОАО «ГМК «Российский никель» и соответствующая оценка эмиссии ртути будут рассмотрены в специальном разделе. Необходимость этого обусловлена единством используемой технологической схемы переработки сульфидных медно-никелевых руд, существующими технологическими связями между предприятиями, входящими в ОАО «ГМК «Российский никель», и его доминирующей ролью в производстве никеля и меди в России.

4.1. Российские производители никеля

В 2001 г. в России было произведено 250 тыс. т никеля. Монопольное положение в его производстве уже многие годы занимает ОАО «ГМК «Норильский никель» (далее – «Норильский никель»), который является одним из ведущих мировых производителей первичного никеля (табл. 16). Основная товарная (никелевая) продукция «Норильского никеля» – металлический (электролитный) никель, никелевый карбонильный порошок, никелевая карбонильная дробь. Другие российские производители никеля, сосредоточенные в Уральском регионе, играют несущественную роль на внутреннем рынке этого металла (табл. 17). Их продукцией является первичный никель, гранулированный никель, ферроникель, гидроокись никеля. В 2001 г. в небольших объемах – первые сотни тонн в год – никель и никельсодержащая продукция эпизодически выпускались еще несколькими заводами, например, ОАО «Уралэлектромедь» (~ 900 т сернокислого никеля в 2001 г.), ЗАО «Кыштымский медеэлектролитный завод» и др.

Таблица 16. Производство первичного никеля в России в 1997-2002 гг. [2, 6, 16, 17, 41, 43, 73, 75]

Год	Производство никеля в России, тыс. т		Производство первичного никеля в мире, тыс. т
	Всего	ОАО «ГМК «Норильский никель»	
1996	212,8	~199	976,4
1997	240,9	219,7	997,2
1998	233,9	~ 224	1029,9
1999	245,9	209	1034,6
2000	241,3	217	1093
2001	250	223	1148
2002	233	218	1101

Таблица 17. Производство первичного никеля в России в 2000 и 2001 гг., тыс. т [6, 16, 17, 73, 86, 88]

Предприятие	Местонахождение	2000	2001
ОАО Заполярный филиал «ГМК «Норильский никель»	г. Норильск, Красноярский край	116	120
ОАО «Комбинат «Североникель» (РАО «Норильский никель»)	г. Мончегорск, Мурманская обл.	101	103
АО «Печенганикель»	г. Заполярный, Мурманская обл.	Производит файнштейн, который перерабатывается на «Североникель»	
ОАО «Уфалейникель»	г. Верхний Уфалей, Челябинская обл.	11 тыс. т	9,5
ОАО «Режский никелевый завод»	г. Реж, Свердловская обл.	5 тыс. т	4,4
ОАО «Южуралникель»	г. Орск, Оренбургская обл.	8,3 тыс. т	9,1
Всего в России		241,3	250

Необходимо отметить, что часть технологической базы уральских заводов сохранилась еще с первой половины XX в. Предприятия «Норильского никеля» в целом отличаются более совершенными технологиями и оборудованием.

4.2. Сырье и содержание в нем ртути

В России основными источниками никеля являются магматические сульфидные медно-никелевые месторождения (Таймыр, Кольский полуостров) и гипергенные силикатные кобальт-

никелевые месторождения Среднего и Южного Урала (табл. 18). Подавляющее количество никеля получают при переработке сульфидных медно-никелевых руд, главными минералами которых являются пентландит, пирротин, магнетит. Руды содержат также пирит, кубанит, талнахит, минералы группы платины, золото, серебро, галенит, сфалерит и др. Значительная часть никеля связана с силикатными минералами в форме изоморфных смесей или тонкозернистых сульфидов, не извлекаемых при обогащении. С силикатами связана также подавляющая часть кобальта. Почти вся медь в рудах находится в виде сульфидов. Сульфидные руды подразделяются на вкрапленные, брекчевидные, сплошные и массивные и прожилково-вкрапленные. По минеральному составу различают пирротиновые, кубанитовые, халькопиритовые, талнахитовые и др. типы руд. По содержанию никеля выделяются богатые руды и руды, требующие предварительного обогащения с получением коллективного медно-никелевого концентрата или раздельно никелевого и медного концентратов. Богатые руды с содержанием никеля более 1% при отношении никеля к меди не менее 1:1 и с пониженным содержанием железа (менее 25%) направляются непосредственно в плавку. Руды, содержащие 8-20% железа, 6-12% серы, 18-30% кремнезема, относятся к самоплавким, они перерабатываются без добавки флюсов. Среднее содержание никеля в рудах составляет 1,6% [73]. Основная часть никеля (около 80%) добывается из богатых руд со средним содержанием металла 2,6-2,9%.

Таблица 18. Основные промышленные типы российских месторождений никеля [34]

Тип или подтип	Содержание в рудах, %		Попутные компоненты	Примеры месторождений
	Никель	Медь		
Никель-медный (норильский)	0,5-3,5	1,0-7,5	Co, S, Pt и платиноиды, Au, Ag, Se, Te	Талнахское, Октябрьское
Медно-никелевый (бушвельдский)	0,35	0,2	Металлы платиновой группы	Мончегорское
Медисто-никелевый (печенгский)	1,0	0,4	Co, S, металлы ильменитовой группы	Печенгская группа месторождений
Силикатный кобальт-никелевый кор выветривания	0,7-1,3*	-	Кобальт (0,04-0,2%)	Серовское, Покровское, Буртукальское

* Среднее содержание никеля оценивается в 0,9% [73].

Силикатные кобальт-никелевые руды (в металлургии их называют окисленными), связанные с корами выветривания ультраосновных массивов, обладают весьма сложным минеральным составом при тонкодисперсном и аморфно-кристаллическом распределении никеля, обычно входящего в различные минеральные фазы. Остаточные коры выветривания образованы гипергенным серпентином, ферросаполитом, нонтронитом, гетитом-гидрогетитом, кобальт-никелевыми асболанами, гипергенным магнетитом и др. Для зон фильтрации характерны никелевые и магний-никелевые серпентины, керолит, пимеит и другие никельсодержащие минералы. В преобразованных корах выветривания развиты никелевый бертьерит, гипергенный магнетит, маггемит, миллерит и др. Большинство силикатных руд относится к категории бедных окисленных. Содержание никеля в рудах составляет 0,4-1,7%, кобальта 0,01-0,2%. К кобальтовым относятся руды, в которых содержание кобальта превышает 0,085-0,1%.

На долю сульфидных медно-никелевых месторождений Норильского района (Норильск-1, Талнахское, Октябрьское и др.) приходится не менее 85% подтвержденных запасов никеля страны [73]. В сульфидных месторождениях Мурманской области (Ждановское, Заполярное, Котсельваара, Семилетка и др.) сосредоточено 10% российских запасов никеля. Остальные 5% связаны с силикатными никелевыми рудами месторождений Среднего и Южного Урала, среди которых наиболее крупными являются Буруктальское, Сахаринское и Серовское (табл. 19).

Таблица 19. Основные поставщики сырья на российские никелевые заводы в 2001 г.

Предприятия	Месторождения
ОАО Заполярный филиал «ГМК «Норильский никель»	Норильск-1, Талнахское, Октябрьское (Таймырский полуостров)
АО «Печенганикель» (Кольский полуостров)	Ждановское, Заполярное, Котсельваара. Семилетка (Кольский полуостров)
ОАО «Уфалейникель»	Серовское (Свердловская обл.), Черемшанское и Синарское (Челябинская обл.)
ОАО «Режский никелевый завод»	Серовское (Свердловская область)
ОАО «Южуралникель»	Буруктальское и Сахаринское (Оренбургская обл.)

В табл. 20 приведены известные в литературе сведения о содержании ртути в рудах и концентратах медно-никелевых месторождений.

Таблица 20. Ртуть в рудах и концентратах медно-никелевых месторождений [48]

Месторождение	Компонент	Среднее (пределы), г/т	Среднее (оценка**), г/т
	Таймырский полуостров		
Талнахское	Руда (рядовая)	(0,01-2)	1* (?)
	Руда (сплошная) [72]*	1,3 (0,7-2)	1,3
	Пиритовый концентрат	(0,45-2)	1,22**
	Халькопирит-пентландитовый концентрат	(0,14-0,4)	0,27**
	Платиновые минералы	(18-36)	27**
Норильское	Руда (рядовая)	(0,04-0,08)	0,06**
	Руда (богатая вкрапленная) [72]*	1,05 (0,79-1,38)	1,05
	Кольский полуостров		
Мончегорское	Руда	0,05-0,11	0,08**
Восток	Руда	0,06-0,2	0,13**
Аллареченское	Руда [72]*	1,17 (0,97-1,43)	1,17
Ниттис-Кумужье	Руда [72]*	1,65 (0,68-2,78)	1,65

* Доверительные интервалы надежностью 0,95.

Среднее содержание ртути в сульфидных медно-никелевых рудах, по данным В.П. Федорчука [70], составляет 1 г/т. Рудоносной геологической формацией, с которой связаны силикатные никелевые месторождения, являются коры выветривания ультраосновных массивов. Средние содержание ртути в ультраосновных породах оценивается в 0,09 г/т [65]. Примем эту концентрацию за средний уровень содержания ртути в силикатных (окисленных) никелевых рудах и условимся, что в дальнейших расчетах он учитывает вероятность эмиссии ртути при использовании в производстве никеля не только из руд, но и из топлива, известняка и сульфидизаторов (гипса, пирита, колчедана).

4.3. Особенности переработки силикатных (окисленных) руд

В практике извлечения никеля из силикатных руд используются пирометаллургические способы – плавка с сульфидированием и восстановительная плавка на первичный ферроникель [22, 49]. Для подготовки руды к плавке используют два способа: брикетирование («Режский никелевый завод» и «Уфалейникель») и агломерацию («Южуралникель»). Брикетированию руды часто предшествует сушка при температуре 700-800°C в сушильных барабанах. В качестве топлива при сушке используют мазут, расход которого составляет 1-1,5% от массы исходной руды. Подсушенную руду шихтуют с сульфидизатором – пиритом или гипсом и брикетируют на валковых прессах. Агломерацию окисленных руд осуществляют на ленточных агломашинах. Перед агломерацией проводят необходимую подготовку руды: грохочение, дробление и смешение с оборотным агломератом для повышения газопроницаемости шихты. Перед агломерацией сушку измельченной руды не производят. Сущность спекания на агломашинах заключается в химических и физических превращениях шихты под воздействием температуры (порядка 1150-1200°C), развиваемой при горении коксика. Высокая температура приводит к окускованию шихты. Для очистки отходящих газов используют батарейные циклоны (с проектной эффективностью 99%). Выход годного агломерата составляет 65-68% от исходной руды.

Подготовленную окисленную никелевую руду плавят в смеси с серосодержащей добавкой (колчеданом, гипсом, пиритом), флюсом (известняком) и топливом (коксом) в шахтных печах, стены которых обычно имеют испарительную систему охлаждения, с получением штейна (рис. 3). Как правило, на каждом российском заводе имеется по 5 таких печей. В последние годы в рудную шихту иногда добавляют вторичное никелевое сырье. Расход сульфидизатора составляет 7-9% от металлосодержащей части шихты, известняка – 16-24%, кокса натурального – 21-33%. Температура в области фурм шахтной печи в фокусе достигает 1450-1500°C, а на колошнике – 400-500°C. Выход пыли, уносимой с газами, составляет 6-18% от массы проплавленной шихты и определяется скоростью газов, гранулометрического состава шихты и других факторов. Для очистки отходящих газов используются скрубберы и мультициклоны, проектный КПД которых составляет 98-99%.

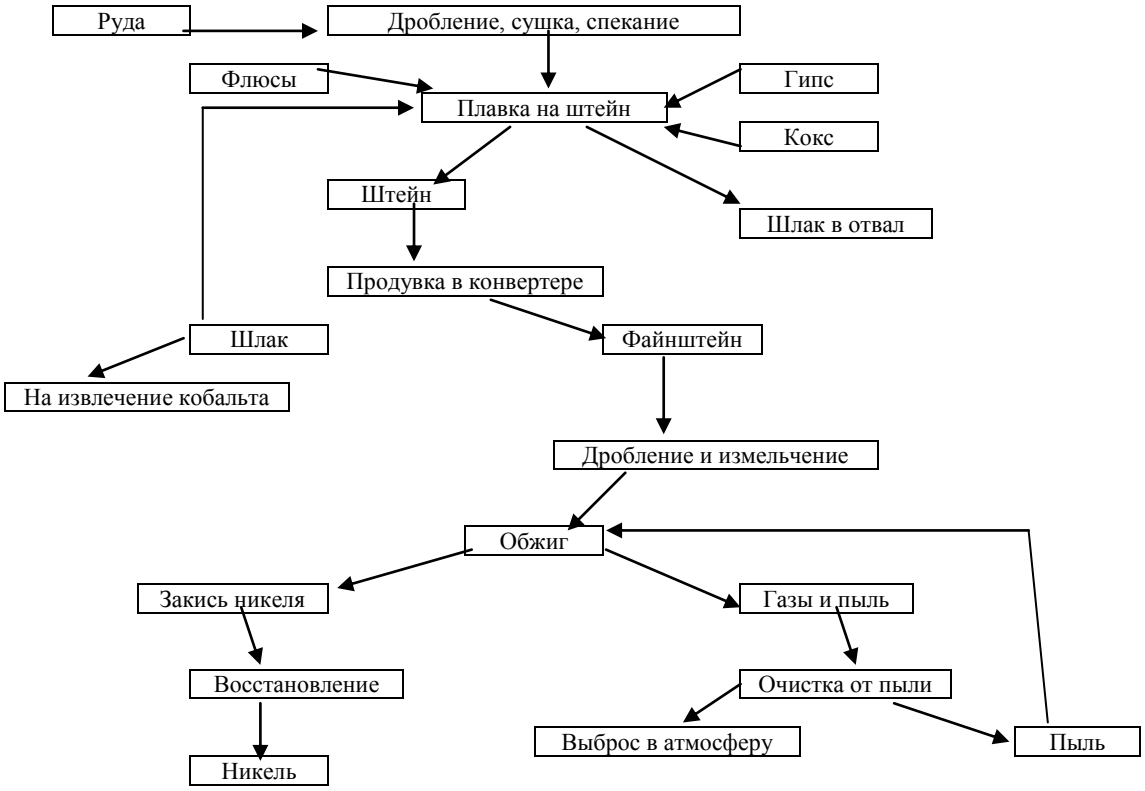

Рис. 3. Упрощенная схема переработки силикатных (окисленных) никелевых руд.

Шлак из шахтных печей выпускается непрерывно через выносные горны и отстойники, в которых улавливаются корольки штейна. Выход шлака составляет 110-120% от массы проплавленного агломерата или брикетов. Никелевый штейн выпускается из горна примерно каждые 2-3 часа. Состав штейна колеблется в следующих пределах: 12-20% никеля, 56-60% железа, 17-23% серы, до 4% – шлаковых включений, 0,4-0,6% меди и кобальта. Извлечение никеля в штейн составляет 67-85%, кобальта – 42-61% (максимальные значения наблюдаются при подготовке руды брикетированием). Затем осуществляется передел никелевых штейнов на металл, включающий их конвертирование (при температуре около 1300°C) и получение никелевого файнштейна, обжиг никелевого файнштейна, который осуществляют в две стадии (сперва в печах кипящего слоя при температуре 1000-1150°C, затем в трубчатой печи при 750-800°C). Для восстановления полученной в результате двойного обжига закиси никеля в металл применяют восстановительную плавку в электропечах. В качестве восстановителя используется нефтяной или пековый кокс, а также применяется в небольшом количестве известняк. В этом случае получают чушковый или гранулированный никель или никелевые катоды, если требуется дальнейшее рафинирование металла. Иногда для извлечения никеля и кобальта из руд, прошедших восстановительный обжиг при температурах 580-780°C, используют щелочной гидрометаллургический процесс [34]. Кеки карбонатных растворов затем кальцинируются в трубчатых печах с получением закиси никеля.

4.4. Эмиссия ртути при переработке силикатных (окисленных) руд

В ходе получения металлического никеля исходная руда и другие используемые материалы подвергаются неоднократной высокотемпературной обработке, что предопределяет практически полный переход ртути из них в парогазовое состояние. Очевидно, что значительная часть ртути, присутствующей в сырье, возгоняется уже либо при сушке руды, либо на стадии агломерации, а после шахтной плавки вся ртуть улетучивается с отходящими газами. Можно предположить, ориентируясь на особенности распределения ртути при обжиге цинкового концентрата, что примерно 8% этого металла (от поступающего в технологические процессы) концентрируется в пыли, улавливаемой циклонами агломерационного отделения,

скрубберами и мультициклонами плавильного цеха (пыль возвращается в производственный процесс), порядка 2% ртути (от поступившей в технологический процесс) – остается в шлаке, а 90% ее в конечном счете поступает в атмосферу с отходящими газами никелевого производства (табл. 21).

Таблица 21. Производство никеля и эмиссия ртути в окружающую среду при переработке силикатных (окисленных) руд

Предприятие	Производство никеля, тыс. т	Никель в руде, % *	Извлечение никеля в товарный продукт, %*	Всего никеля в руде, тыс. т	Переработано руды, тыс. т	Количество ртути в руде, кг**	Эмиссия Hg в атмосферу, кг***	Удельная эмиссия, г Hg/т Ni
«Режникель»	4,4	1,0	89,5	4,92	546	49	44	10
«Уфалейникель»	9,5	0,90	82,3	11,54	1154	103	93	9,8
«Южуралникель»	9,1	1,03	75,5	12,1	1174	105	95	10,4
Прочие	4,0	-	-	-	-	-	40****	10,1
Всего	27	-	-	-	-	-	272	-

* По [34].

** При среднем содержании в руде 0,09 г/т.

*** Из расчета поступления с отходящими газами 90% ртути, присутствующей в перерабатываемом сырье.

**** При средней удельной эмиссии 10,1 г Hg/т полученного никеля.

5. Производство меди

С точки зрения поступления ртути в окружающую среду главное значение имеет производство черновой меди из рудного концентрата; ее эмиссия при переделе отходов и вторичного сырья и при рафинировании черновой меди многократно меньше. Переработка медных руд обычно сопровождается получением серы (серной кислоты) из обжиговых (отходящих) газов, в ходе которого ртуть интенсивно концентрируется в шламах сернокислотного производства.

Ниже дается характеристика российских производителей первичной меди, используемого для ее получения сырья, технологии получения меди и эмиссии ртути на заводах, расположенных в Уральском регионе. Оценка эмиссии ртути при производстве меди из медно-никелевых руд в ОАО «ГМК «Российский никель» приводится в специальном разделе.

5.1. Российские производители меди

Российские предприятия, производящие медь, расположены на Таймыре (Красноярский край) и в Мурманской области (ОАО «ГМК «Норильский никель»), а также в Уральском регионе, где большая часть из них входит в состав холдинга «Уральская горно-металлургическая компания». Исключение составляют ЗАО «Кыштымский медеэлектролитный завод» и ЗАО «Карабашмедь», образующие 3-ю группу российских производителей меди (табл. 22).

Таблица 22. Производство меди в России в 2000-2001 гг., тыс. т * [39, 43, 74, 80, 82, 84, 88, 90, 97, 100]

Производитель	Местонахождение	Медь	2000	2001	2002
ОАО «ГМК «Норильский никель»	Таймырский п-ов (Красноярский край), Кольский п-ов (Мурманская обл.)	Рафинированная	413	474	454
ЗАО «Карабашмедь»	г. Карабаш, Челябинская обл.	Черновая	36,4	41,7	42,4
ОАО «Кировградский медеплавильный комбинат»	г. Кировград, Свердловская обл.	Черновая	50	46,6	46,9
АООТ «Медногорский медно-серный комбинат»	г. Медногорск, Оренбургская обл.	Черновая	16,3	23,9	31,2
ОАО «Святогор»	г. Красноуральск, Свердловская обл.	Черновая	56,5	55,3	62,2
ОАО «Среднеуральский медеплавильный завод»	г. Ревда, Свердловская обл.	Черновая	103,1	105,6	106,1
ЗАО «Кыштымский медеэлектролитный завод»	г. Кыштым, Челябинская обл.	Рафинированная	77,7 т	82,1	76,3 т
ОАО «Уралэлектромедь»	г. Верхняя Пышма, Свердловская обл.	Рафинированная	312,1	327,8	330,9
		Черновая	-	46,3	58,5
Общее производство рафинированной меди в России			802,8	883,9	861,2

* Включая вторичную медь; по данным Минэкономразвития РФ [96], в 2001 г. из отечественного сырья было произведено 96,7% меди, в том числе 23,1% из вторичного сырья (медного лома, отвальных и анодных шлаков медеплавильного производства).

5.2. Сырье и уровни содержания в нем ртути

В настоящее время в России основное количество меди получают из руд медно-никелевых месторождений (содержание меди в рудах 0,2-3,5%), медно-колчеданных месторождений (меди 0,5-3%) и медно-цинково-колчеданных (меди 1-6%) [35]. Второстепенное значение имеют железомедные ванадий-титансодержащие месторождения (меди 0,5%). Характеристика сульфидных медно-никелевых руд, добываемых на Таймыре и Кольском полуострове, была дана выше. Из них в России выплавляют до 70% первичной меди. Остальная часть приходится на руды медно-колчеданных и медно-цинково-колчеданных месторождений, расположенных в Уральском регионе.

По степени окисления руды медных месторождений разделяются на три группы: сульфидные (из которых производится практически вся российская первичная медь), окисленные и смешанные. Главные минералы меди в уральских сульфидных рудах – халькопирит, борнит, халькозин. Сульфидные руды обычно содержат 1-6% меди, 8-40% железа, 9-46% серы, 1-6% цинка, 5-55% кремнезема, 2-12% глинозема, 0,3-4% оксида кальция [13]. Медные руды, как правило, являются комплексными и содержат широкий круг химических элементов, которые, по возможности, извлекаются при их переработке.

В 2001 г. на Урале более 4,2 млн. т медной руды было добыто Гайским ГОКом, 960 тыс. т (среднее содержание меди 2,71%) – ОАО «Сафьяновская медь» [27]. Основными производителями медного концентрата являлись Гайский ГОК (440 тыс. т, среднее содержание меди ~ 15%), ОАО «Учалинский ГОК», ЗАО «Карабашмедь» (> 134 тыс. т), ЗАО «Кыштымский медеэлектролитный завод» (более 124 тыс. т), ОАО «Святогор» (~ 180 тыс. т). Медный концентрат производили также ОАО «Башкирский медно-серный комбинат» (21 тыс. т; по некоторым сведениям, комбинат в 2001 г. произвел 110 тыс. т концентрата [98]), Бурибаевское рудоуправление (26 тыс. т), Туринский рудник и ОАО «Среднеуральский медеплавильный комбинат» (по 9-12 тыс. т).

Структура сырьевой базы медных заводов Урала достаточна сложна; на одном и том же заводе одновременно перерабатываются медные концентраты (отечественные и зарубежные), различный медный лом и отходы (отвальные и анодные шлаки). Анализ доступных информационных источников позволил следующим образом систематизировать структуру перерабатываемого уральскими заводами сырья медьсодержащего сырья (табл. 23). В табл. 24 дается оценка структуры производства черновой меди уральскими медеплавильными заводами в 2001 г.

Таблица 23. Характеристика медьсодержащего сырья, переработанного в 2001 г. на уральских заводах

Предприятие	Основная продукция и источники сырья
ЗАО «Карабашмедь»	Черновая медь; переработка концентрата (уральские месторождения) собственного производства (134,4 тыс. т), и брикетированного концентрата (уральские месторождения) с ЗАО «Кыштымский медеэлектролитный завод» (125,1 тыс. т)
ЗАО «Кыштымский медеэлектролитный завод»	Рафинированная медь; переработка черновой меди, поставляемой ЗАО «Карабашмедь», а также (по толлингу) медный лом
АООТ «Медногорский медно-серный комбинат»	Черновая медь; переработка медного концентрата из концерна «Эрденет», Монголия» (около 40 тыс. т), а также концентрат с Гайского ГОКа
ОАО «Святогор»	Черновая медь; переработка концентрата собственного производства (179 тыс. т), а также концентратов уральских обогатительных фабрик
ОАО «Среднеуральский медеплавильный завод»	Черновая медь; переработка концентрата уральских обогатительных фабрик (в том числе, из руды Сафьяновского месторождения); в 2001 г. приступил к переработке отвальных шлаков (порядка 1 млн. т в год) и, судя по всему, медного лома
ОАО «Кировоградский медеплавильный комбинат»	Черновая медь; ~ 50% из медного концентрата (главным образом из руды Сафьяновского месторождения), оставшаяся часть – из медного лома
ОАО «Уралэлектромедь»	Рафинированная медь; переработка черновой меди уральских заводов (значительная часть которой производится из концентратов Красноуральской и Среднеуральской обогатительных фабрик, перерабатывающих руду Сафьяновского месторождения) и собственной черновой меди из вторичного сырья (собственного анодного шлака и привозного медного и бронзолатунного лома)

В отечественной литературе имеется немного статистически обоснованных данных о содержании ртути в уральских медных рудах и получаемых из них медных концентратах. Так, для руд медно-колчеданных месторождений интервалы установленных концентраций ртути

составляют от 0,*n* до *n* x 100 г/т, среднее содержание некоторыми авторами оценивается на уровне первых десятков г/т [9]. В рудах медно-колчеданного месторождения им. III Интернационала содержания ртути варьируются от менее 0,5 до 20 г/т; в рудах Сибайского месторождения - составляют 10-900 г/т, Гайского – 1-90 г/т, Учалинского, Дегтярского и ряда других – 1-9 г/т [48]. По данным [44], во всех промышленных сортах и минералогических типах руд, перерабатываемых Учалинским ГОКом, концентрации ртути варьируются в широких пределах: в рудах Узельгинского месторождения – от сотых долей г/т до 800 г/т, Учалинского – от 2 до 560, Новоучалинского – от 1 до 88 г/т. Средние содержания ртути в рудах Узельгинского, Учалинского и Новоучалинского месторождений обычно составляют первые десятки г/т. В целом, как утверждают авторы цитируемой работы, все сорта и типы руд Узельгинского, Учалинского и Новоучалинского месторождений являются высокортутистыми, причем по этому показателю они уступают лишь рудам Сафьяновского месторождения (Средний Урал), высокие концентрации ртути в которых подтверждены «Государственным балансом запасов полезных ископаемых Российской Федерации» [42].

Таблица 24. Структура производства черновой меди на уральских заводах, тыс. т

Предприятие	Всего	Сырье, из которого получена медь			
		Отечественные концентраты	Концентраты «Эрденет»	Отвальные шлаки	Медный лом
ЗАО «Карабашмедь»	41,7	41,7	-	-	-
АООТ «Медногорский медно-серный комбинат»	23,9	13,9	10	-	-
ОАО «Святогор»	55,3	55,3	-	-	-
ОАО «Среднеуральский медеплавильный завод»	105,6	90,6	-	5	10
ОАО «Кировоградский медеплавильный комбинат»	46,6	26,6	-	-	20
ОАО «Уралэлектромедь»	46,3	-	-	-	46,6
Всего	319,4	173,1	10	5	76,6

В сущности, достаточно противоречивы и известные сведения о содержании ртути в медных концентратах, получаемых на различных обогатительных фабриках (табл. 25). Тем не менее считается, что ее уровни в медном концентрате обычно в 2-2,5 раза выше (относительно, например, ее содержания в медно-колчеданных рудах), хотя в ряде случаев такого повышения содержания и не наблюдается [9]. По данным [9], в медный концентрат при обогащении, например, руд медно-колчеданных месторождений переходит 19,1-24,9% от всей ртути, присутствующей в рудах. По другим сведениям [36], в медный концентрат при переработке руд на Учалинском ГОКе переходит 10-14% ртути от ее общего количества в рудах, причем ее содержания в концентрате находятся в пределах 28-41 г/т. Выход медного концентрата при обогащении руд на Гайском ГОКе в среднем составляет 9%, цинкового – 1,47%, пиритного – 45% [35]. В 2001 г. Гайским ГОКом было переработано более 4222 тыс. т медной руды, из которого произведено 440 тыс. т медного концентрата, т. е. выход медного концентрата составил примерно 10,5%. Отсюда следует, что при обогащении медных руд не происходит, по крайне мере, обеднения медного концентрата ртутью по сравнению с ее содержаниями в исходной руде. Следует также отметить, что уральские медные концентраты, как правило, являются высокоцинковистыми, что косвенно указывает на повышенные в них содержания ртути.

Таблица 25. Содержания ртути в медных концентратах [9, 48]

Промышленный тип месторождений	Ртуть в медном концентрате, г/т
Колчеданно-полиметаллический	0,22-65
Стратиформный свинцово-цинковый	2-290
Медно-колчеданный	0,3-150
Медистые песчаники	4
Ванадиево-железо-медный	70
Медно-молибденовый	0,02

В то же время есть сведения, показывающие, что ртуть, с одной стороны, практически не концентрируется в медном и даже в цинковом концентратах, получаемых при обогащении руд

многих колчеданных и медно-колчеданных месторождений (табл. 26). Особенно наглядно это демонстрируется данными по Сибайскому месторождению, при обогащении руд которого уровни содержания ртути в медном и цинковом концентратах практически на один-два порядок ниже, нежели в обогащаемой руде. Таким образом, получается, что основные промышленные минералы цинка и меди, одновременно являющиеся главными носителями ртути, в рудные концентраты не переходит. С другой стороны, например, в цинковом концентрате Учалинского месторождения уровни ртути превышают ее концентрации в сфалерите, а медный концентрат месторождения имени XIX партсъезда содержит в несколько раз больше ртути, нежели цинковый (см. табл. 26).

Таблица 26. Ртуть в рудах, концентратах и минералах месторождений Урала, г/т [48]

Месторождение	Руда	Концентраты			Минералы		
		Медный	Цинковый	Пиритный	Пирит	Сфалерит	Халькопирит
Сибайское	10-900	0,3-1,8	1,8-7,5	0,15-1,5	2,8	160	22
Гайское	1-90	1,7-2,7	10-25	-	-	85-220	-
Учалинское	1-9	5-10	10-75	0,75-3	0,72-2,5	10-55	0,5
им. III Интернационала	1-9	2,5	4,5	0,3-3	6	-	-
Ломовское, Левихинское		1	1-2	0,1	-	-	-
им. XIX партсъезда		50-150	25-75	1,1	-	-	-

Противоречивость рассмотренных данных о содержании ртути в рудах и концентратах в существенной мере связана с тем, что они, как правило, были получены при аналитическом исследовании одной-двух (реже трех-четырех) проб руды или концентрата и, таким образом, вряд ли могут считаться репрезентативными.

С этой точки зрения интерес представляют результаты исследований распределения ртути в рудах широкой группы медных месторождений, полученные В.З. Фурсовым [72]. Указанные исследования основывались, как правило, на относительно представительных выборках и осуществлялись с использованием достаточно надежного аналитического метода (табл. 27). С высокой долей вероятности можно считать, что данные, приводимые в табл. 27, достаточно адекватно отражают средние содержания ртути в перерабатываемых медных рудах Южного Урала, варьируясь в среднем в пределах 9,8-13 г/т (общее среднее 11,5 г/т). По данным документа «Государственный баланс запасов полезных ископаемых Российской Федерации. Ртуть» (1998 г.), в медных рудах, ежегодно добываемых на Сафьяновском месторождении в Свердловской области, содержится до 10-12 т ртути [42], что (например, при добыче руды в 960 тыс. т в 2001 г.) дает среднее содержание ртути в рудах в пределах 10,4-12,5 г/т, что соответствует выше приведенным значениям.

Таблица 27. Средние содержания ртути в рудах медных месторождений (доверительные интервалы надежностью 0,95) [72]

Тип, месторождение, регион	Характеристика руд	Кол-во проб	Hg, среднее (пределы), г/т
	Медно-колчеданный		
Учалы, Южный Урал	Сплошные	7	9,8 (3,2-19,75)
Им. XIX партсъезда, Южный Урал	Сплошные	9	12 (4-27)
Сибай, Южный Урал	Сплошные	8	11,2 (3,7-23,10)
Гайское, Южный Урал	Сплошные	14	13 (5-27)
Урупское, Северный Кавказ	Сплошные	13	8,95 (6,34-13,76)
Им. 50 лет октября, Зап. Казахстан	Вкрапленные	7	1,35 (0,92-2,04)
Кусмурун, Западный Казахстан	Сплошные	11	9,2 (4,3-16,70)
	Медистых песчаников		
Джезгазган, Центральный Казахстан	Массивные (халькопиритовые)	15	3,15 (2,8-3,68)
Там же	Вкрапленные (борнитовые)	11	1,45 (1,23-1,87)
Там же	Вкрапленные (халькозиновые)	17	1,57 (1,08-2,20)
Удокан, Забайкалье	Вкрапленные	11	1,13 (0,77-1,68)
	Медно-порфировый		
Коунрад, Центральный Казахстан	Вкрапленные (первичные)	8	0,87 (0,76-1,02)

Таким образом, можно рассчитать среднее содержания ртути в медном концентрате, который перерабатывался уральскими медеплавильными заводами. Допустим, что на обогатительные фабрики поступают руды со средним содержанием ртути 11,5 г/т, выход медного кон-

центрата составляет 10%, в него переходит 12% ртути, содержащейся в рудах. Простые расчеты показываю, что при таких допущениях среднее содержание ртути в медном концентрате составит 13,8 г/т. Это значение и будет использоваться в дальнейших расчетах.

5.3. Процессы и технологии

При обогащении медных руд основным продуктом являются медные концентраты, содержащие чаще всего, за редким исключением, 10-30% меди. Например, в медном концентрате Гайского комбината среднее содержание меди составляет 15,8% [35]. При обогащении сульфидных руд главным образом используется флотация.

Основное количество меди производится пирометаллургическим способом, который включает следующие технологические операции: сушка медных концентратов, обжиг концентратов, агломерация концентратов, плавка подготовленной шихты в плавильных печах, конвертирование медных штейнов и огневое рафинирование черновой меди [13, 22, 49, 69]. В конкретных случаях некоторые технологические операции могут пропускаться или заменяться другими. Например, окислительный обжиг применяется, как правило, при переработке бедных по меди высокосернистых концентратов или руд. На одном и том же заводе могут одновременно применяться разные варианты пирометаллургического передела рудного сырья (табл. 28, рис. 4).

Таблица 28. Особенности технологических процессов на уральских заводах по производству меди

Производитель	Особенности технологического процесса
ЗАО «Карабашмедь»	Для переработки рудного сырья применяют плавку в шахтных печах (три печи) с последующим конвертированием (три конвертера) полученного штейна. В мае 2001 г. была пущена первая очередь комплекса по утилизации технологических газов медеплавильного цеха – кислородная станция, позволяющая улучшить экологические показатели шахтной плавки.
ОАО «Кировградский медеплавильный комбинат»	Для переработки рудного (и/или вторичного) сырья используют шахтную плавку или плавку шихты на штейн в отражательных печах с последующим конвертированием; имеются рукавные фильтры для очистки газов передела вторичной меди; конвертерные газы очищаются от пыли на специальной установке с выделением сернистого газа и передачи его на химический завод.
АООТ «Медногорский медно-серный комбинат»	Для переработки рудного сырья применяют плавку в шахтных печах с последующим конвертированием полученного штейна. Технологическая схема предусматривает получение элементарной серы из газов шахтных печей. Для очистки газов сократительной плавки и конвертеров используются электрофильтры.
ОАО «Святогор»	Один из вариантов предусматривает обжиг сырья в многоподовых печах, затем плавку огарка на штейн в отражательной печи с последующим конвертированием полученного штейна. По второму варианту плавка сырья на штейн осуществляется непосредственно в отражательных печах с последующим конвертированием штейна (4 конвертера типа «Пирс-Смит», работают 3, один – в резерве или ремонте). Отходящие газы направляются на очистку от пыли и затем в сернокислотное производство. Имеются электрофильтры для очистки газов обжиговых печей; для удаления из конвертерных газов тонкой пыли используется установка гидроочистки; для улавливания пыли из газов фьюминг-печей применяются рукавные фильтры.
ОАО «Среднеуральский медеплавильный завод»	Медные концентраты в основном перерабатываются по схеме обжига (в печах кипящего слоя), затем осуществляют плавку огарка на штейн в отражательных печах и конвертирование штейна; плавка сырья на штейн иногда осуществляется непосредственно в отражательных печах с последующим конвертированием штейна; эксплуатируется также печь Ванюкова (плавка меди в жидкой ванне). На серосодержащих газах медеплавильного производства и конвертирования работает сернокислотный цех; на местной серной кислоте функционирует цех двойного суперфосфата. Грубая очистка обжиговых газов от пыли осуществляется в циклонах, тонкая – в сухих электрофильтрах; для очистки конвертерных газов применяют циклоны и гидроочистку; для газов фьюминг-печей – очистку в рукавных фильтрах.
ОАО «Уралэлектромедь»	Завод ориентирован на получение рафинированной меди. Для производства черновой меди из вторичного сырья в конце 2000 г. пущен в строй специальный металлургический комплекс (шахтная печь, электроотстойник, конвертер, система газоочистных сооружений). В 1999-2000 гг. введены в строй две очереди системы очистки отходящих газов медерафинировочных печей.

Целью окислительного обжига в пирометаллургии меди является частичное удаление серы, перевод части железа из сульфидов в оксиды, получение 25-30%-ного штейна и газов, пригодных для производства серной кислоты. Окислительный обжиг медных концентратов (или приготовленной шихты) чаще всего проводят в обжиговой печи. В основном применяют обжиг в многоподовых печах или печах кипящего слоя. При обжиге (580-850°C) в многоподовых пе-

чах частично удаляется сера, хорошо перемешивается концентрат с флюсами и оборотами, вводимыми, как правило, в шихту обжига. При обжиге образуется пыль, унос которой с отходящими газами составляет 10-12% (иногда больше) от веса шихты. При высокой запыленности газов система пылеулавливания обычно состоит из циклонов (грубая очистка) и электрофильтров (тонкая очистка). Уловленную грубую пыль возвращают в шихту обжига, тонкую пыль чаще всего направляют на специальную переработку с целью извлечения цинка, свинца, кадмия и некоторых редких металлов. Содержание SO_2 в обжиговых газах перед электрофильтром колеблется в пределах 12-13%.

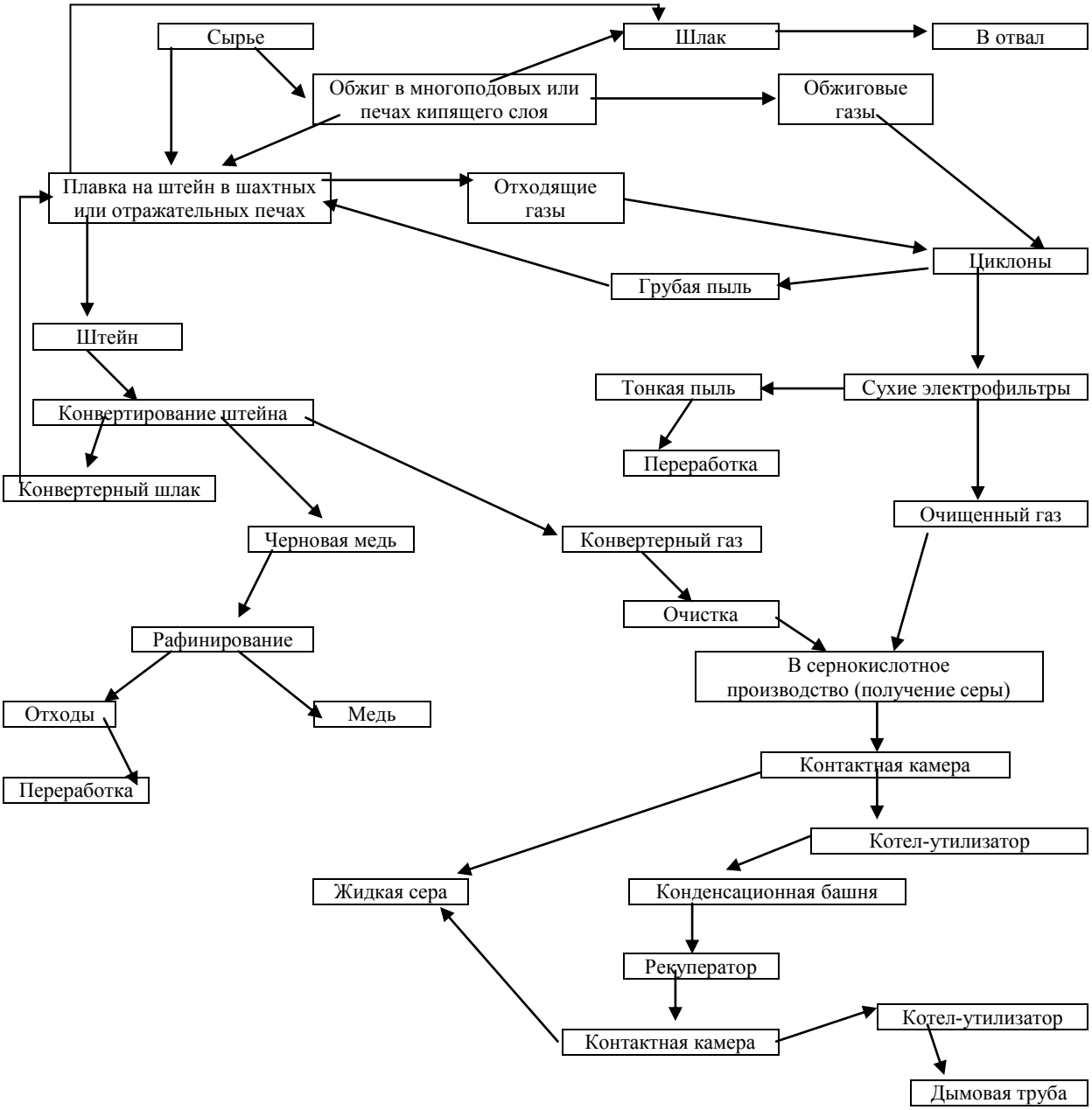

Рис. 4. Обобщенная схема пирометаллургического передела медного сырья.

Большую часть меди выплавляют в отражательных печах, в которых перерабатывают три вида шихты: сырую, подсушенную или обожженную. Кроме твердой шихты в отражательной печь заливают конвертерный шлак, который принимает участие в окончательном формировании штейна и отвального шлака (на 1 т черновой меди образуется 6,5-9,5 т шлака с типичным содержанием меди 0,3-0,35%). Основной целью плавки является расплавление шихты, сульфидирование меди с переводом ее в штейн и одновременное ошлакование большей части железа. Это дос-

тигается переплавом обожженного концентрата с флюсом в слабоокислительной атмосфере при температурах 1200-1550°С. На отражательных печах применяют два вида горелок: турбулентные газо-мазутные внешнего смешивания и газовые внутреннего смешивания. Расход условного топлива – 120-180 кг/т шихты. Медные штейны в зависимости от состава перерабатываемого сырья и метода плавки содержат (в %): медь 15-60, цинк 1-6, никель до 0,5, свинец до 1.

Шахтная плавка медных руд – наиболее старый способ плавки на штейн. В шахтных печах плавят кусковой материал крупностью 20-100 мм, поэтому в случае переработки мелкой шихты (руды или концентратов) ее подвергают предварительному окускованию методами агломерации или брикетирования.

Медные штейны повсеместно перерабатывают методом конвертирования (продувки сжатым воздухом) в горизонтальных конвертерах. Основная цель процесса конвертирования – окисление сульфидов с выделением серы в виде сернистого ангидрида, ошлакование железа и получение черновой меди. Штейн заливают в конвертер в расплавленном состоянии при температуре 1100-1200°С. После начала продувки температура быстро повышается до 1250-1300°С. Отвод газов из конвертеров осуществляется через газоходы. Готовую черновую медь сливают из конвертера и в зависимости от места последующего рафинирования либо заливают в жидком виде в миксер (копильник) и далее по мере надобности в рафинировочную печь, либо разливают в слитки массой от 2 т и отправляют на специальные рафинировочные заводы. Конвертерные шлаки с содержанием меди 1,5-2% возвращают (с целью их обеднения) в плавку на штейн. Извлечение меди из штейна в черновую медь (с учетом переработки конвертерных шлаков) обычно составляет 98-99% (извлечение «чистой» меди из концентрата в черновую медь ~ 93%).

Рафинирование черновой меди проводят в две стадии. Сначала очистку меди ведут методом огневого (окислительного) рафинирования, а затем электролитическим способом. Целью огневого рафинирования является удаление ряда примесей и получение плотных анодов для процесса электролитического рафинирования меди. Для огневого рафинирования меди используют печи двух типов: стационарные отражательные и наклоняющиеся. Анодная медь содержит 99,4-99,6% меди; остальное приходится на долю оставшихся после огневого рафинирования примесей, включая золото, серебро, селен и теллур. Медь после огневого рафинирования разливают в слитки (аноды) пластинчатой формы с ушками. Аноды затем направляют в электролизный цех, где анодную медь подвергают электролитическому рафинированию с целью получения металла высокой чистоты, извлечения золота, серебра, селена и теллура, иногда никеля и кобальта. Процесс ведут в электролизных ваннах, в которых аноды электрохимически растворяют в сернокислом электролите, на катоде осаждают чистую медь, а примеси выпадают в осадок.

5.4. Источники и характеристика пылегазовыделений

Основными источниками пылегазовыбросов на заводах по выплавке меди из первичного сырья являются обжиговые печи (многоподовые и кипящего слоя), шахтные и отражательные печи, конвертеры, а также сушилки концентратов. Наибольшее количество пыли и тяжелых металлов выносится с газами отражательных печей и конвертеров (табл. 29).

Таблица 29. Основные параметры выбросов на уральских медеплавильных заводах [24]

Предприятие	Источник выбросов	Объем отходящих газов, $м^3/ч$	Запыленность, $г/м^3$
«Среднеуральский медеплавильный завод»	Отражательная печь Конвертеры	300000 50000	0,6-0,8 0,2
«Святогор»	Отражательная печь Конвертеры	210000 130000	0,5-1,3 0,3
«Кировоградский медеплавильный комбинат»	Отражательная печь Конвертеры Шахтные печи	230000 503000 168000	1,38 0,033 0,08

По данным [24], на уральских медеплавильных заводах с выбросами отражательных печей поступало в атмосферу 90-95% пыли и 57% свинца, с выбросами конвертеров – 5-8% пыли и 37% свинца. Среднее количество образующихся технологических газов оценивается в 50 тыс. $м^3$ на тонну цветных металлов [53]. Отходящие газы большинства операций получения меди

имеют высокую температуру: от обжиговых печей – 500-800°С, от отражательных печей – 300-400°С, от шахтных печей – 350-550°С, от конвертеров – 900-1000°С [51].

Для грубой очистки выделяющихся (обжиговых и конвертерных) газов чаще всего используют циклоны; основными аппаратами тонкой очистки являются сухие электрофильтры. Проектная эффективность улавливания пыли сухими электрофильтрами составляет 98,9-99,9%. Однако на данном этапе оценить хотя бы в среднем эффективность очистки отходящих газов на медеплавильных заводах России не представляется возможным, поскольку на многих из них используются устаревшие технологии (износ основных фондов на некоторых заводах достигает 100%), а отдельные технологические процессы не обеспечены очистным оборудованием. Например, до недавнего времени отходящие газы отражательных печей на Среднеуральском, Красноуральском (ОАО «Святогор») и Кировоградском медеплавильных заводах поступали в атмосферу без очистки [24], что приводило к существенному выбросу сернистого ангидрида, преобладающего в выбросах заводов, и пыли. Большой пылевыброс обуславливает существенную эмиссию тяжелых металлов, особенно свинца. Так, все предприятия, входящие в «Уральскую горно-металлургическую компанию», в 2000-2002 гг. ежегодно выбрасывали в атмосферу более 575 т свинца, в том числе Среднеуральский медеплавильный завод –170 т (общий выброс вредных веществ – > 79 тыс. т), Кировоградский медеплавильный комбинат – 114 т (общий выброс > 110 тыс. т), «Святогор» - 291 т (общий выброс > 87 тыс. т); ЗАО «Карабашмедь» в 2002 г. выбросило в атмосферу 79 т свинца (общий выброс вредных веществ > 97 тыс. т) [85, 87]: В табл. 30 приведены обобщенные данные по удельным выбросам пыли в атмосферу некоторыми заводами, которые свидетельствуют о существенной их вариации. По оценке [14], среднее значение удельных выбросов пыли при первичном производстве меди составляет 46,4 кг/т черновой меди.

Таблица 30. Удельные выбросы пыли, кг/т продукции* [14]

Предприятие	Вид продукции	Пыль, кг/т
Кировоградский медеплавильный комбинат	Черновая медь	12,4
«Уралэлектромедь»	Медь электролитическая	0,41
Среднеуральский медеплавильный завод	Черновая медь	320,1 **
«Печенганикель»	Черновая медь	42,0

* В 2002 г на ЗАО «Карабашмедь» удельный выброс вредных веществ составил свыше 2 т на 1 т черновой меди.

** В 2002 г. на ОАО «Среднеуральский медеплавильный завод» удельный выброс вредных веществ в атмосферу составил около 600 кг на 1 т черновой меди [85].

5.5. Эмиссия и особенности поведения ртути

Поведение ртути в медеплавильном производстве изучено слабо. Аналитическое исследование содержаний ртути в исходном сырье, а также в продуктах переделов в лабораторных службах медных комбинатов, как правило, не производится.

При обжиге медных концентратов ртуть на 80-90% возгоняется [9]. При очистке отходящих сернистых газов она частично улавливается в пыли (содержание ртути в пыли достигает 15-560 г/т), частично поступает с газами в сернокислотный цех (СКЦ.) Здесь в промывном отделении ртуть концентрируется в шламах, которые не используются и, судя по всему, просто складируются в отвалах. Грубая пыль поступает в оборот (добавляется в шихту). В случае переработки тонкой пыли ртуть накапливается в свинцовом кеке (до 1100 г/т), который поступает на дальнейшую переработку на свинцовые заводы, и отвальном арсенатном кеке (он обычно идет на захоронение) [9]. Есть все основания считать, что поведение ртути в ходе получения меди на медеплавильных заводах во многом аналогично ее распределению ее при производстве цинка. Следует лишь отметить, что в медеплавильном производстве, с одной стороны, несколько большее количество ртути концентрируется в пыли, улавливаемой очистными установками (в силу более высокого пылевыноса из печей и конвертеров). В то же время, из-за менее совершенной технологии и устаревшего оборудования на медеплавильных заводах будет несколько выше относительный выброс ртути в атмосферу.

На основании выше рассмотренных сведений (в частности, с учетом особенностей технологических процессов, функционирования пылегазоочистного оборудования и поведения ртути в производстве цинка) можно, с определенной долей условности (для некоторых материальных потоков), следующим образом оценить распределение ртути при переработке медьсодержащего сырья (рис. 5). Для оценки эмиссии и определения удельных потерь ртути при производстве

черновой меди из отечественных (уральских) медных концентратов рассмотрим условное предприятие, мощность которого составляет 100000 т черновой меди в год. Выше было показано, что содержание ртути в поступающем на металлургический передел медном концентрате составляет 13,8 г/т, меди – 15%, извлечение меди из концентрата 93%. Таким образом, масса перерабатываемого на данном предприятии концентрата составит 716667 т. Общая масса ртути в концентрате, поступающем в передел, – 9,89 т, т. е. на каждую полученную тонну черновой меди в производство вовлекается 98,9 г ртути. При производстве 100000 т черновой меди в атмосферу будет выброшено порядка 840 кг ртути (удельный выброс – 8,4 г ртути на тонну полученной меди), в шламах сернокислотного производства аккумулируется 2670 кг ртути (26,7 г Hg/т меди), в отвальных шлаках – ~ 198 кг ртути (~ 2 г Hg/т меди), уйдет в канализацию – 148,4 кг ртути (1,48 г Hg/т меди). Будем также считать, что все эти показатели учитывают эмиссию ртути из других материалов, использующихся при производстве черновой меди (топливо, флюсы и т. д.).

Среднее содержание ртути в рудах медно-порфировых месторождений установлено в 0,87 г/т (см. табл. 27). Будем считать, что такая же концентрация ртути характерна и для руд (аналогичного по типу) месторождения Эрдэнэтийн-Обо (разрабатываемого концерном «Эрденет»). В концентрате, полученном при обогащении руд указанного месторождения, содержания ртути составят примерно 1,2 г/т. Нетрудно рассчитать, что удельный выброс ртути в атмосферу при пирометаллургической переработке такого концентрата будет равен 0,73 г Hg/т черновой меди, для шламов – 2,3 г/т, для отвальных шлаков – 0,17 г/т, в канализацию уйдет 0,13 г Hg на 1 т полученной черновой меди.

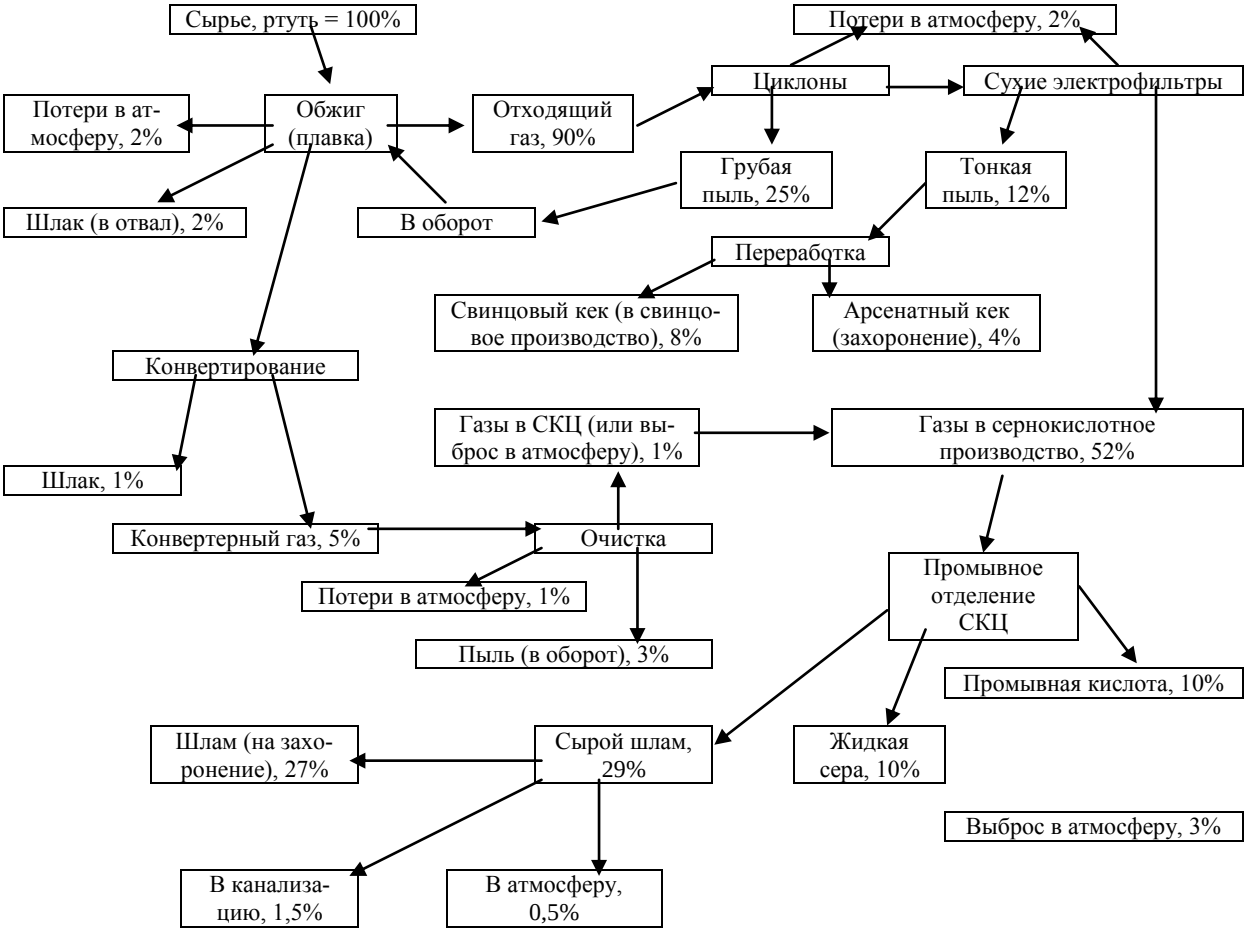

Рис. 5. Распределение ртути при переработке медьсодержащего сырья.

Удельная эмиссия ртути в атмосферу при производстве стали в электропечах (главным образом из металлического лома) определена в 0,012 г Hg/т полученной стали [14]. Безусловно, что значение аналогичного показателя для переработки медного лома будет не меньше.

Расчетное содержание ртути в отвальных шлаках составляет примерно 0,19 г/т. В 2001 г. Среднеуральский медеплавильный завод в 2001 г. переработал около 1 млн. т шлаков, содержащих порядка 200 кг ртути, из которых 17 кг поступило в атмосферу, 54 кг – в шламы сернокислотного производства, 3 кг – в канализацию, 4 кг – в твердые отходы; остальная ртуть перераспределилась в оборотных продуктах.

Если ориентироваться на соотношении выбросов пыли при производстве черновой меди и при производстве рафинированной меди (см. табл. 30), то можно утверждать, что удельный выброс ртути при рафинировании меди будет меньше аналогичного показателя при производстве черновой меди как минимум в 100 раз. Конечно, данное утверждение достаточно условное, но, тем не менее, примем (с учетом улавливания определенного количества металла очистными установками, где она главным образом концентрируется в пыли), что удельный выброс ртути в атмосферу при рафинировании черновой меди составит 0,06 г ртути на одну тонну продукции.

В табл. 31-34 приведены расчетные сведения, оценивающие эмиссию ртути в атмосферу и ее распределение в основных отходах медеплавильных заводов Урала.

Таблица 31. Производство черновой меди заводами Урала из рудных концентратов и эмиссия ртути в 2001 г.

Предприятие	Черновая медь, тыс. т	Hg, поступившая с сырьем в производство, т	Эмиссия Hg в атмосферу, т	Hg в шламах, т	Hg в шлаках, т	Hg, поступившая в канализацию, т
ЗАО «Карабашмедь»	41,7	4,12	0,350	1,11	0,083	0,062
ОАО «Кировградский медеплавильный комбинат»	26,6	2,63	0,223	0,710	0,053	0,039
АООТ «Медногорский медно-серный комбинат»	23,9	1,43	0,124	0,394	0,029	0,022
ОАО «Святогор»	55,3	5,45	0,465	1,48	0,111	0,082
ОАО «Среднеуральский медеплавильный завод»	90,6	8,96	0,761	2,42	0,181	0,134
Всего, черновая медь	238,1	22,59	1,923	6,114	0,456	0,339

Таблица 32. Производство вторичной (черновой) меди заводами Урала и эмиссия ртути в 2001 г.

Предприятие	Медь, тыс. т		Эмиссия Hg в атмосферу, т	Hg в шламах, т	Hg в шлаках, т	Hg, поступившая в канализацию, т
	из шлаков	из медного лома				
ОАО «Среднеуральский медеплавильный завод»	5	10	0,017	0,054	0,004	0,003
ОАО «Кировградский медеплавильный комбинат»	-	20	< 0,001	?	?	?
ОАО «Ураэлектромедь»	-	46,6	0,001	?	?	?

Таблица 33. Производство рафинированной меди заводами Урала и эмиссия ртути в 2001 г.

Предприятие	Рафинированная медь, тыс. т	Эмиссия Hg в атмосферу, т	Hg, уловленная очистными установками (пыль), т
ЗАО «Кыштымский медеэлектролитный завод»	82,1	0,005	0,002
ОАО «Уралэлектромедь»	327,8	0,020	0,008
Всего	409,9	0,025	0,010

Таблица 34. Общая эмиссия ртути уральскими заводами по производству меди в 2001 г.

Предприятие	Эмиссия Hg в атмосферу, т	Hg в шламах, т	Hg в шлаках, т	Hg, поступившая в канализацию, т
ЗАО «Карабашмедь»	0,350	1,110	0,083	0,062
ОАО «Кировградский медеплавильный комбинат»	0,223	0,710	0,053	0,039
АООТ «Медногорский медно-серный комбинат»	0,124	0,394	0,029	0,022
ОАО «Святогор»	0,465	1,480	0,111	0,082
ОАО «Среднеуральский медеплавильный завод»	0,778	2,470	0,185	0,137
ЗАО «Кыштымский медеэлектролитный завод»	0,005	?	?	?
ОАО «Уралэлектромедь»	0,020	?	?	?
Всего в Уральском регионе	1,965	6,164	0,460	0,342

6. Производство меди и никеля ОАО «ГМК «Норильский никель»

ОАО «ГМК «Норильский никель» (далее – «Норильский никель») – крупнейший российский и мировой производитель меди, никеля, кобальта, некоторых редких и драгоценных металлов. В его состав входят ОАО Заполярный филиал «ГМК «Норильский никель» (Красноярский край, п-ов Таймыр), Кольская ГМК, включающая АО «Комбинат «Печенганикель» и ОАО «Комбинат «Североникель» (Мурманская обл., Кольский п-ов) и ряд других предприятий.

6.1. Объемы производства меди и никеля

Доля «Норильского никеля» в российском производстве никеля стабильно составляет 95-96%, рафинированной меди - 55-57% (табл. 35, 36); на месторождениях Таймыра и Кольском п-ва в последние годы ежегодно добывалось и затем перерабатывалось до 18,5-19,8 млн. т сульфидных медно-никелевых руд (табл. 37). Предприятия «Норильского никеля» ежегодно вовлекают в переработку образовавшиеся в текущем году или накопленные ранее так называемые оборотные материалы и «лежалое сырье» (руды, концентраты, отвальные шлаки и т. п.), из которого извлекаются десятки тысяч тонн меди и до 10-15 тыс. никеля. Перерабатывается также цветной лом и другое сырье, в том числе из-за рубежа.

Таблица 35. Производство первичного никеля предприятиями РАО «ГМК «Норильский никель» в 2000 и 2002 гг., тыс. т [6, 16, 17, 73, 84, 95]

Предприятие	Местонахождение	2000	2001	2002
ОАО Заполярный филиал «ГМК «Норильский никель»	г. Норильск, Красноярский край	116	120	120
АО «Комбинат «Печенганикель»	г. Заполярный, Мурманская обл.	Производит файнштейн, который перерабатывается на комбинате «Североникель»		
ОАО «Комбинат «Североникель»	г. Мончегорск, Мурманская обл.	101	103	98
Всего		217	223	218

Таблица 36. Производство меди предприятиями РАО «ГМК «Норильский никель» в 2000-2002 гг., тыс. т * [82, 84, 95, 100]

Предприятие	Местонахождение	2001	2002
ОАО Заполярный филиал «ГМК «Норильский никель»	г. Норильск, Красноярский край	341,3	357
АО «Комбинат «Печенганикель»	г. Заполярный, Мурманская обл.	Производит файнштейн, который перерабатывается на комбинате «Североникель»	
ОАО «Комбинат «Североникель»	г. Мончегорск, Мурманская обл.	132,7	97
Всего		474	454

* Включая вторичную медь.

Таблица 37. Добыча сульфидных медно-никелевых руд ГМК «Норильский никель», млн. т [18] *

Год	АО «Печенганикель» (Кольский п-ов)	Заполярный филиал (Таймыр)	Всего
1996	7,8	9	16,8
1997	7,7	9,8	17,5
1998	7,95	10,2	18,15
1999	7,65	11	18,65
2000	7,65	11,2	18,85
2001	7,72	12,1	19,82

* Рассчитано по графику, который приведен в указанном документе.

Основой производственного функционирования «Норильского никеля» в существенной мере является общая схема переработки сульфидных медно-никелевых руд и технологическая связь между входящими в его состав предприятиями. Так, АО «Комбинат «Печенганикель» железной дорогой поставляет ОАО «Комбинат «Североникель» медно-никелевый файнштейн; ОАО Заполярный филиал «ГМК «Норильский никель» поставляет предприятиям, расположенным на Кольском п-ве, богатую руду, файнштейн, иногда вторичное сырье. Аффинаж драгоценных металлов, производимых Заполярным филиалом, Кольской ГМК и ЗАО «Полюс», осуществляется на Красноярском, Приокском и Екатеринбургском заводах цветных металлов [18, 19].

6.2. Добыча руд

Руды месторождений, разрабатываемых «Норильским никелем», делятся на богатые (сплошные), вкрапленные и медистые. Богатые руды характеризуются повышенным содержанием цветных и драгоценных металлов, а медистые руды отличаются более высокими концентрациями меди. Как отмечалось выше, богатые руды с содержанием никеля более 1% при отношении никеля к меди не менее 1:1 и с пониженным содержанием железа (менее 25%) направляются непосредственно в плавку. Более бедные по содержанию никеля руды требуют предварительного обогащения с получением коллективного медно-никелевого концентрата или раздельно никелевого, медного и пирротинового концентратов [34].

В 2001 г. на Таймырском полуострове Норильским комбинатом разрабатывались два месторождения [18, 73]:

– Норильск-1 – рудники «Медвежий ручей» (2,5% общей добычи, вкрапленные руды), где ведутся открытые горные работы, и «Заполярный» (~ 12% добычи, вкрапленные руды);

– Талнахско-Октябрьское – рудники «Комсомольский» (шахта «Комсомольская» и шахта «Маяк», около 20% добычи, богатые, медистые и вкрапленные руды), «Октябрьский» (свыше 40% добычи, богатые, медистые и вкрапленные руды) и «Таймырский» (около 25% общей добычи руды; богатая руда).

Таким образом, в 2001 г. Норильским комбинатом добывались преимущественно богатые руды. Используемые слоевая и камерная системы подземной отработки месторождений предусматривают сплошную выемку и полную закладку отработанного пространства. Глубина выработок рудника «Октябрьский» превышает 1000 м, рудника «Таймырский» – 1500 м. Карьеры отрабатываются уступами.

На Кольском полуострове добыча руды велась тремя рудниками комбината «Печенганикель», причем основной объем добычи обеспечивался рудником «Центральный», разрабатывающим месторождение Ждановское (два карьера рудника «Центральный» дают 83% руды и до 70% металлов в добытой руде на комбинате). Остальная часть руды добывалась подземным способом на руднике «Северный» (месторождение Заполярное) и руднике «Каула-Котсельваара» (месторождения Котсельваара и Семилетка). На всех трех рудниках Кольского полуострова добывались вкрапленные руды (среднее содержание никеля 0,5-0,6%) [73, 79]. Комбинат «Североникель», кроме небольших запасов бедных забалансовых руд месторождений Нюд и Сопча, не имеет собственной сырьевой базы [4]. Он перерабатывает файнштейн комбината «Печенганикель», файнштейн и богатые руды Норильского комбината, а также отходы (лом и т. п.).

6.3. Обогащение руд

На Норильском комбинате обогащение руд (по схемам коллективно-селективной флотации) осуществлялось на двух обогатительных фабриках (ОФ) [18]. Талнахская ОФ перерабатывала часть богатых и медистых руд Талнахско-Октябрьского месторождения с получением никелевого, медного и пирротинового концентратов; Норильская ОФ – весь объем вкрапленных руд месторождения Норильск-1 и Талнахско-Октябрьского месторождения, часть богатых и медистых руд Талнахско-Октябрьского месторождения, а также так называемый лежалый пирротиновый концентрат с получением никелевого и медного концентрата. Никелевый концентрат содержит 5,67% Ni и 2,9% Cu, медный - 23,6% Cu и 1,7% Ni, пирротиновый – 3,7% Ni и 3,4% Cu. Извлечение никеля в концентрат составляет 88-97%, меди – 89-98%, кобальта – 66% [34]. При обогащении руды применяется дробильное, измельчительное, флотационное, сгустительное и насосное оборудование. Затем по системе гидротранспорта полученные концентраты отправляются на заводы; отходы обогащения – хвосты – размещаются в специальных хранилищах. С 1995 г. в обогатительное производство вовлекается складированное ранее минеральное сырье, в том числе вкрапленные и медистые руды, пирротиновый концентрат, материал отстойников и др. В 1997 г. на Норильской и Талнахской ОФ внедрена технология обогащения богатых руд с выводом в хвосты большей части пирротинов (60-80%) и получением богатого никелевого концентрата (содержание Ni 9-14%), а с 1999 г. используется технология получения богатых медных концентратов с содержанием меди 27-29% [76]. В 1997 г. на Норильской ОФ вне-

дрена гравитационно-флотационная технология обогащения вкрапленных и медистых руд, позволяющая выделять концентрат, обогащенный металлами платиновой группы.

На Кольском п-ове обогатительная фабрика (в г. Заполярном), входящая в состав комбината «Печенганикель», осуществляла переработку местных вкрапленных руд (среднее содержание Ni 0,75%, Cu 0,42%) с получением коллективного медно-никелевого концентрата, содержащего 5-6% Ni и 2-3% Cu [34]. Извлечение никеля в концентрат – 78-81%, меди – 73-76%.

6.4. Принципиальная схема переработки сульфидного медно-никелевого сырья

Подготовка сульфидного медно-никелевого сырья к плавке предусматривает его окускование агломерацией или окатыванием (или сочетанием этих процессов) с одновременным обжигом [22, 49]. Концентрат окатывают в чашевых грануляторах, а затем полученные окатыши подвергают упрочняющему обжигу на агломашинах с десульфуризацией до 30-40%, имеющих три зоны – сушки, частичного обжига и охлаждения окатышей, выход которых составляет 90%. Как правило, в состав шихты агломерации входят концентрат и обороты (возвратные продукты предприятия) в соотношении 1:1. Помимо этого, в количестве 3-4% от их массы в шихту добавляют обожженный известняк. Топливо (коксик) обычно вводят в уже готовый агломерат перед его электроплавкой в рудотермических печах (рис. 6).

Шихта загружается в электропечи через отверстия в своде, штейн и шлак выпускаются через шпуры. Штейн содержит 9-12% никеля, 5-10% меди; отвальный шлак – 0,078-0,098% никеля, 0,063-0,01% меди; извлечение в штейн – никель 96-97%, медь 96%, кобальт 75-82%. Конвертирование (продувка) медно-никелевых штейнов (с целью получения медно-никелевого файнштейна) аналогична по организации процесса и аппаратурному оформлению продувке никелевых штейнов. Для более полного извлечения кобальта конвертеры работают в замкнутом цикле с электропечами обеднения. С этой целью шлаки конвертеров проходят обеднение в специальных электропечах для доизвлечения цветных металлов бедной сульфидной рудой или бедным штейном. При этом получаются отвальные шлаки и штейн, обогащенный кобальтом, направляемый также на конвертирование. Состав файнштейна, получаемого на отечественных заводах, примерно следующий: 37-42% Ni и 35-37% Cu. В файнштейне концентрируются металлы платиновой группы. Предельное извлечение цветных металлов в файнштейн составляет 96-97%.

Для разделения файнштейна на никелевый и медный концентраты используется способ флотации (механического обогащения). Охлаждение файнштейна ведут, разливая его в шамотные или графитовые изложницы, врытые в землю для замедленного охлаждения. В каждой застывает слиток массой примерно 25 т. Метод флотационного разделения файнштейна не дает отвальных продуктов, так как все металлы распределяются между концентратами, направляемыми в дальнейшую переработку. Потери металлов на этом переделе минимальные и составляют не более 0,1-0,2%.

Никелевый концентрат от разделения файнштейна направляется на никелевую линию, где его обжигают в печах кипящего слоя при температуре порядка 1150°C, что обеспечивает некоторое укрупнение обжигаемого материала и снижает вынос мелкой фракции. При анодной плавке используется известняк в количестве до 20 кг/т анода; в качестве восстановителя применяют мелочь каменного угля или коксовый штыб. Извлечение никеля в закись составляет при обжиге 97-99%, закись никеля затем поступает на восстановительную плавку в электропечи типа сталеплавильных, в ходе которой получают анодный никель. Он имеет примерно следующий состав: Ni 88,4-89%, Cu 4,5-6,5%, Co 1,2-2,2%, Fe 2,5-2,6%, S 0,4-0,5%, As 0,001%.

При электролизе (электролитическом рафинировании) из анодного никеля в раствор переходят, помимо никеля, сопутствующие примеси. Электролиз ведется с разобщенным анодным и катодным пространством. Выход от загруженных анодов составляет – скрапа 16-18%, шлама – 4-5%. В катодном никеле должно содержаться не менее 99,99% суммы никеля и кобальта (в том числе кобальта не более 0,005%).

В шламе, образующемся в процессе электролитического растворения никелевых анодов, концентрируются не переходящие в электролит металлы платиновой группы, золото, серебро, селен, теллур. Переработка шлама с целью обогащения его указанными элементами осуществляется в отдельном цикле, в результате чего получается обогащенный концентрат драгоценных металлов и никель, возвращаемый обратно в основное производство. Концентрат драгоценных

металлов подвергается переработке по сложной технологической схеме для раздельного получения каждого из металлов в товарном виде.

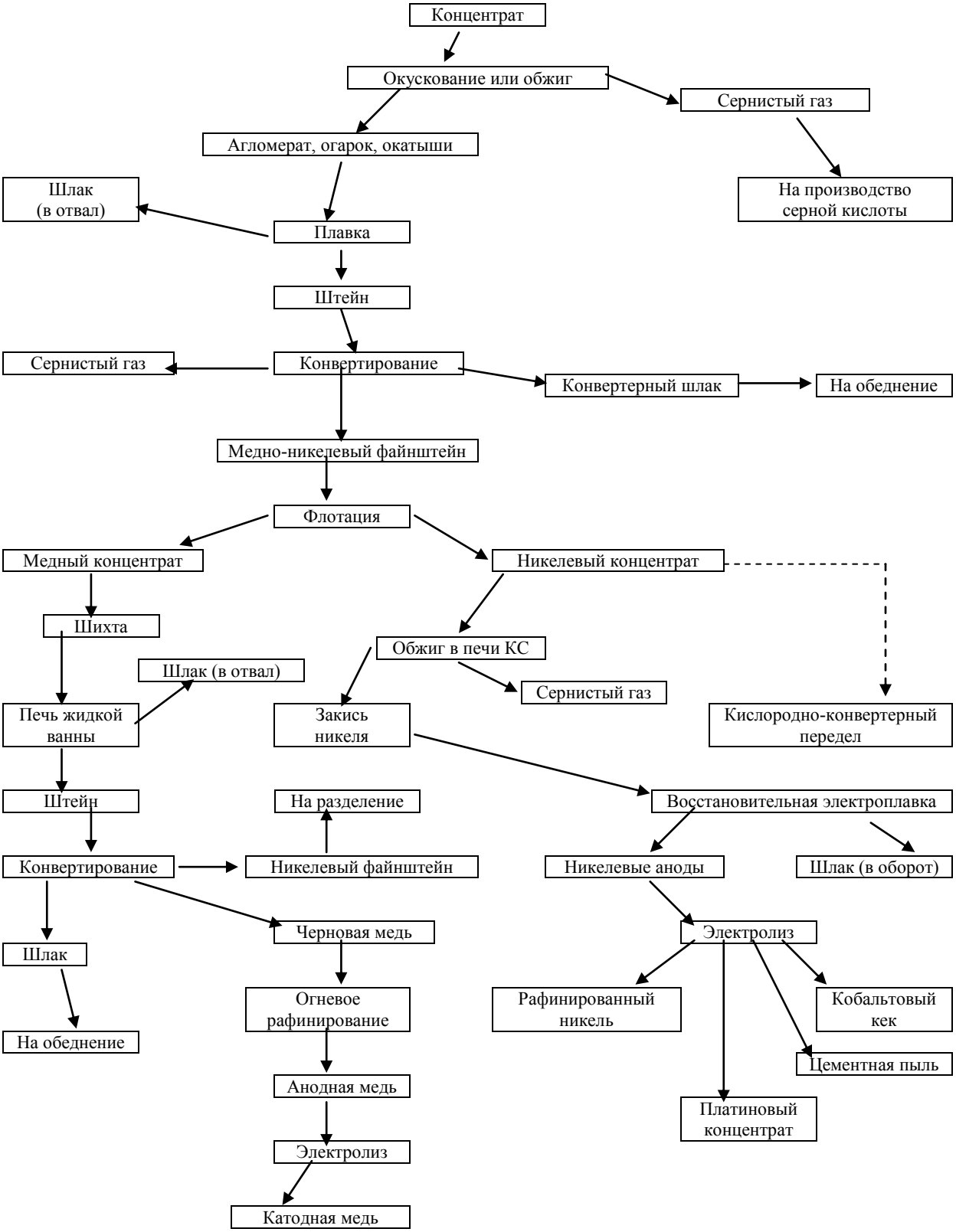

Рис. 6. Принципиальная схема переработки сульфидного медно-никелевого сырья.

Для извлечения никеля из сырья (например, из пентландит-пирротинового концентрата) применяют также плавку во взвешенном состоянии. Шихта для плавки состоит из концентрата, остатков от выщелачивания при извлечении никеля, а также кварцевого флюса. После предва-

рительной сушки во вращающейся печи шихта поступает в печь, где сульфиды окисляются, образуется штейн и шлак. Штейн направляют на конвертирование, шлак, содержащий 0,8% Ni и 0,6% Cu, в специальную электропечь на обеднение. Отвальный шлак электропечи содержит 0,10% Ni и 0,25% Cu.

Медный концентрат от разделения файнштейна направляют в медную линию производства, где его обжигают в печах жидкой ванны (печах Ванюкова). Полученный штейн подвергается конвертированию, а черновая медь поступает на огневое рафинирование, затем анодная медь идет в цех электролитического рафинирования для получения катодной меди. Шламы, образующиеся при электролизе, направляются на переработку.

6.5. Технологические особенности переработки сырья на Норильском комбинате

В 2001 г. на Норильском комбинате (п-ов Таймыр) получаемые при обогащении руд концентраты перерабатывались (пиро- и гидрометаллургическими способами) на трех металлургических заводах: Надеждинском, Никелевом и Медном; работал также цех по производству концентратов драгоценных металлов [18]. Надеждинский металлургический завод Норильского комбината перерабатывал весь объем никелевого и пирротинового концентрата Талнахской ОФ, весь объем медного концентрата цеха рафинирования файнштейна Никелевого завода с получением файнштейна и медных анодов. Аглофабрика и Никелевый завод перерабатывали весь объем никелевого концентрата Норильской ОФ, весь объем обогащенного лежалого пирротинового концентрата, часть файнштейна Надеждинского металлургического завода с получением товарного никеля и кобальта. Медный завод перерабатывал весь объем медных концентратов Норильской и Талнахской ОФ и медные аноды Надеждинского металлургического завода с получением товарной меди. Металлургический цех производства концентрата драгоценных металлов перерабатывал шламы цеха электролиза никеля и цеха электролиза меди с последующим получением концентратов драгоценных металлов и металлического серебра.

Технологическая схема Никелевого завода основана на применении различных пирометаллургических процессов: агломерирующего обжига, рудно-термической плавки, конвертирования, обжига в кипящем слое, восстановительной и обеднительной электроплавок [18, 81]. Агломерат, поступающий с обжига, транспортируется на рудный двор – участок подготовки шихты и оборотов - и затем загружается в рудно-термические печи, назначение которых – разделение компонентов с переводом полезных в штейн, а пустой породы – в шлак (рис. 7).

Разделение на 2 фазы, как и в большинстве металлургических агрегатов, применяемых на «Норильском никеле», происходит благодаря разности в плотности штейна и шлака (штейн, как более тяжелый продукт, опускается на дно ванны, а шлак остается сверху). Регулирование температурного режима и других параметров процесса плавки осуществляется посредством изменения глубины опускания электродов в шлаковый расплав, а также корректировкой исходной шихты: количеством агломерата и соотношением загружаемой дополнительно руды, флюса (песчаника) и оборотных продуктов предприятия. Продукты плавки – штейн и шлак – периодически сливают через соответствующие шпуры. По объему шлака получается больше чем штейна. Шлак после слива в шлаковозные чаши вывозят в отвал. Штейн переливают в ковши и направляют на следующий процесс переработки – конвертирование.

Цель процесса конвертирования – удаление из штейна практически всего железа, присутствующего в форме сульфида, магнетита и в металлическом виде, что достигается окислительной продувкой (при средней температуре 1250°C) расплавленного штейна, офлюсованием и удалением образующихся при этом окислов железа в виде шлака. Продукты конвертирования – файнштейн с высоким содержанием цветных металлов (75%) и шлак. Шлак является оборотным продуктом и перерабатывается на обеднительных электропечах (ОЭП), принцип действия которых аналогичен рудно-термическим. Продукты обеднительной плавки сливают из печи по специальным желобам в ковши и далее транспортируют по назначению: шлак обеднительной электроплавки является отвальным, а получаемый штейн направляется на переработку в конвертерах. Файнштейн, полученный в процессе конвертирования, проходит разделение (флотацией) на никелевый и медный концентраты. Для этого файнштейн разливается в специальные емкости – мульды, где он медленно охлаждается, разделяясь на два продукта – никелевый концентрат и медный концентрат.

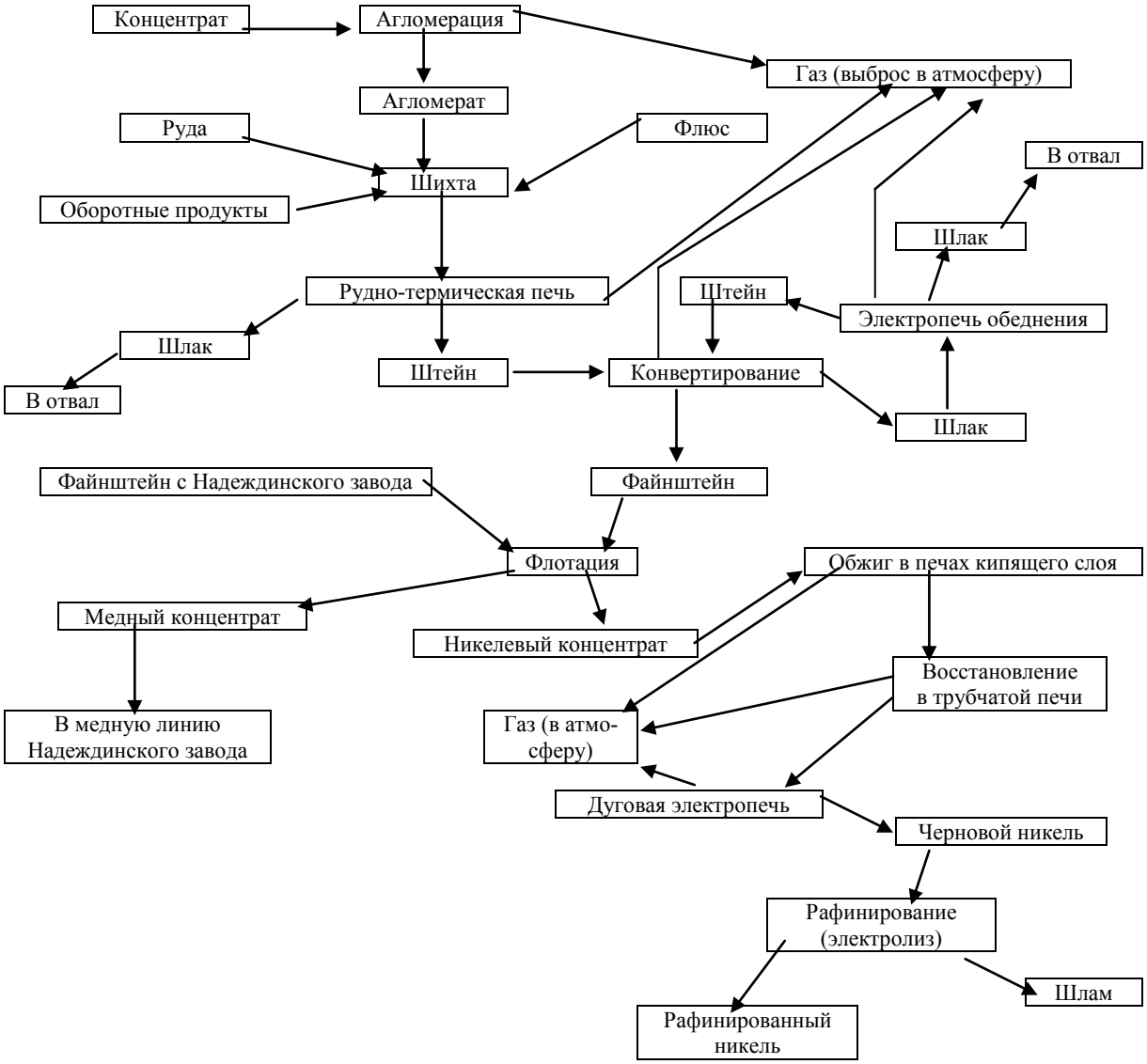

Рис. 7. Технологическая схема Никелевого завода Норильского комбината

Никелевый концентрат из цеха разделения файнштейна проходит обжиг в печах кипящего слоя, далее полученный огарок восстанавливается сначала в трубчатых вращающихся печах, а затем в дуговых электропечах, после чего уже черновой никель разливается на аноды и направляется на электролитическое рафинирование в цехе электролиза никеля (ЦЭН), где из него получают товарный никель и шламы, направляемые на извлечение содержащихся в них благородных металлов. Основными отходами производства являются газ, выбрасываемый (после очистки от пыли) через трубы, и отвальный шлак, который складируется в отвалы. Кроме переработки концентрата Норильской ОФ Никелевый завод получает с Надеждинского металлургического завода файнштейн, а обратно отправляет медный концентрат, получаемый после разделения файнштейна на медный и никелевый продукты. На базе Никелевого завода работает также хлоркобальтовый цех (готовой продукцией является товарный кобальт нескольких марок).

Надеждинский металлургический завод имеет несколько технологических линий переработки поступающих материалов (гидрометаллургическими и пирометаллургическими способами). Основные цеха завода: цех обезвоживания сульфидного концентрата, цех подготовки сырья и шихты, цех производства элементарной серы, два плавильных цеха.

В гидрометаллургической линии пульпу пирротинового концентрата Талнахской ОФ (используются окислительно-автоклавное выщелачивание, окисление, восстановление в реакторах и серосульфидная флотация) разделяют на серный и сульфидные концентраты. Первый поступает в цех производства элементарной серы на выплавку серы в автоклавах, второй – в цех обезвоживания сульфидного концентрата, куда с обогатительных фабрик подается также

пульпа никелевого концентрата; затем сгущенный продукт после необходимой подготовки идет в печь взвешенной плавки (рис. 8). Хвосты флотации являются основным источником потерь гидрометаллургического производства. Потери ценных компонентов твердой фазы связаны с труднофлотируемыми классами, а также со сростками недоразложенного пирротина, наибольшая часть потерь с раствором приходится на долю никеля, что связано с трудностями его осаждения и его соединений при флотации. Особенностью пирометаллургии Надеждинского завода является наличие двух технологических линий: медной и никелевой, где сырье проходит многоступенчатую пирометаллургическую переработку с целью повышения содержания основного извлекаемого металла с получением медного и никелевого штейна, а также шлака, пыли и других оборотных продуктов. Сульфидный концентрат гидрометаллургической линии и пульпа никелевого концентрата с обогатительных фабрик поступают в цех обезвоживания для сгущения, продуктами которого являются сгущенный продукт и слив (оборотный продукт); из сгущенного продукта приготавливают шихту, добавляя необходимые компоненты, которая загружается в печи взвешенной плавки; полученный штейн далее перерабатывается конвертированием до получения файнштейна.

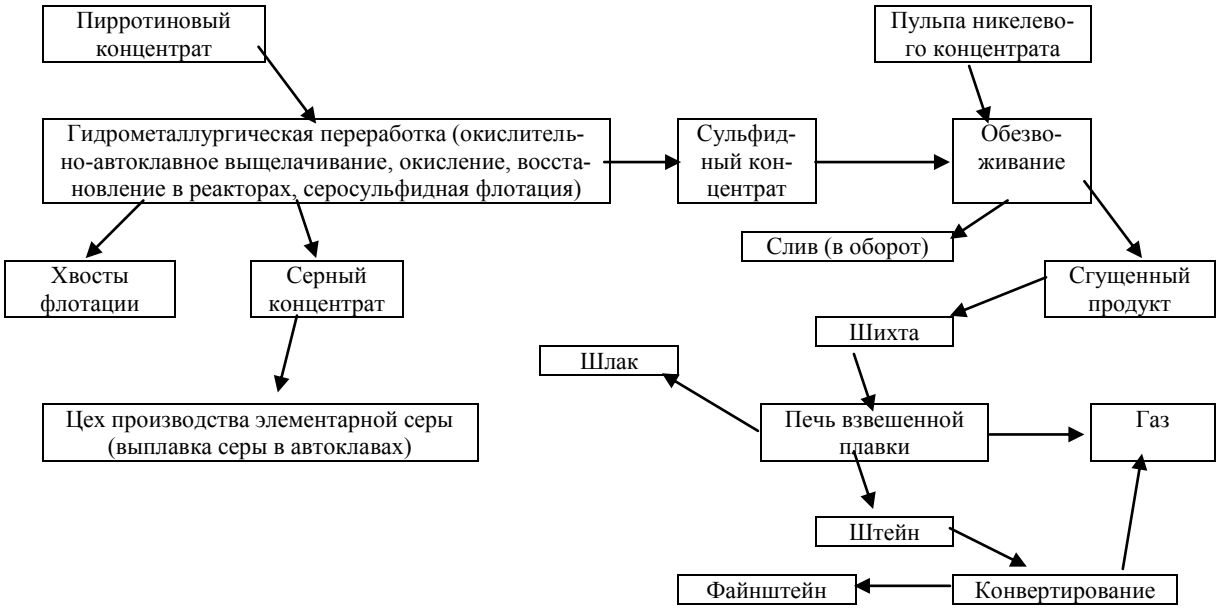

Рис. 8. Схема переработки пирротинового и никелевого концентратов на Надеждинском заводе.

Медная линия Надеждинского металлургического завода начинается с плавки концентрата цеха разделения файнштейна в печи Ванюкова, затем медный штейн идет на конвертирование, полученная черновая медь – на огневое рафинирование в анодных печах с розливом меди в аноды, являющихся одним из конечных продуктов Надеждинского завода (рис. 9).

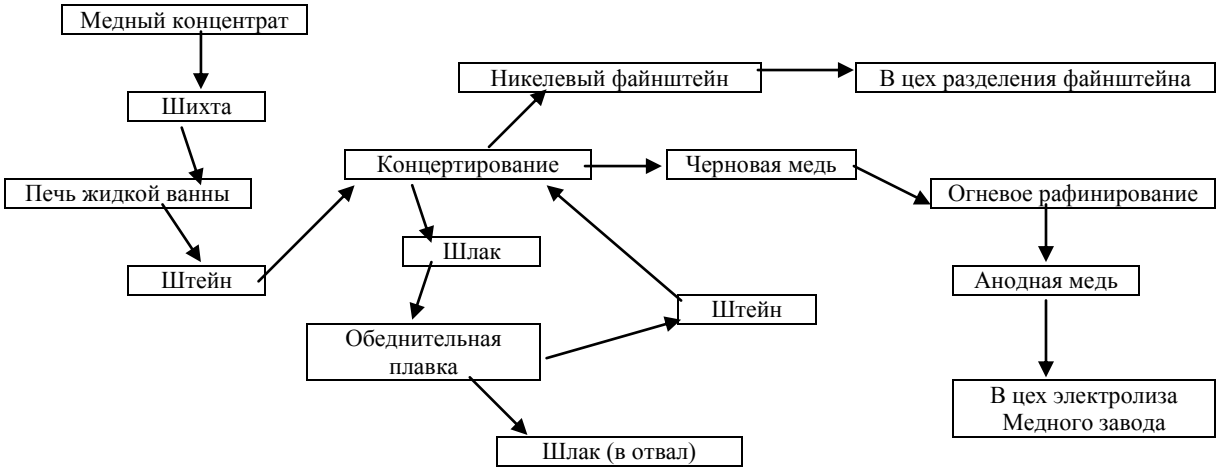

Рис. 9. Технологическая схема медной линии Надеждинского завода.

Конверторное отделение медной линии работает по схеме двухпериодного конвертирования с получением на разных стадиях белого матта, проходящего вторую стадию конвертирования, и конечных продуктов: никелевого файнштейна, направляемого в цех разделения файнштейна (Никелевого завода), и черновой меди, транспортируемой в расплавленном виде ковшами в анодное отделение (на огневое рафинирование). Получаемые при конвертировании шлаки перерабатываются в обеднительных электропечах при температуре порядка 1250°С, что обусловливает переход цветных металлов в штейн. Шлак из обеднительной электропечи является отвальным. В анодном отделении черновая медь очищается от примесей методом огневого рафинирования. Полученные аноды содержат более 99% основного металла и отгружаются в цех электролиза меди Медного завода для дальнейшего рафинирования методом электролиза.

Медный завод является основным предприятием Норильского комбината по переработке медного сырья, прежде всего, пульп медных концентратов Талнахской и Норильской ОФ. Главные плавильные агрегаты на заводе – печи Ванюкова (ПВ), перерабатывающие как подсушенный концентрат, так и рудное сырье и различные внутризаводские обороты с получением богатого штейна и отвальных шлаков (рис. 10).

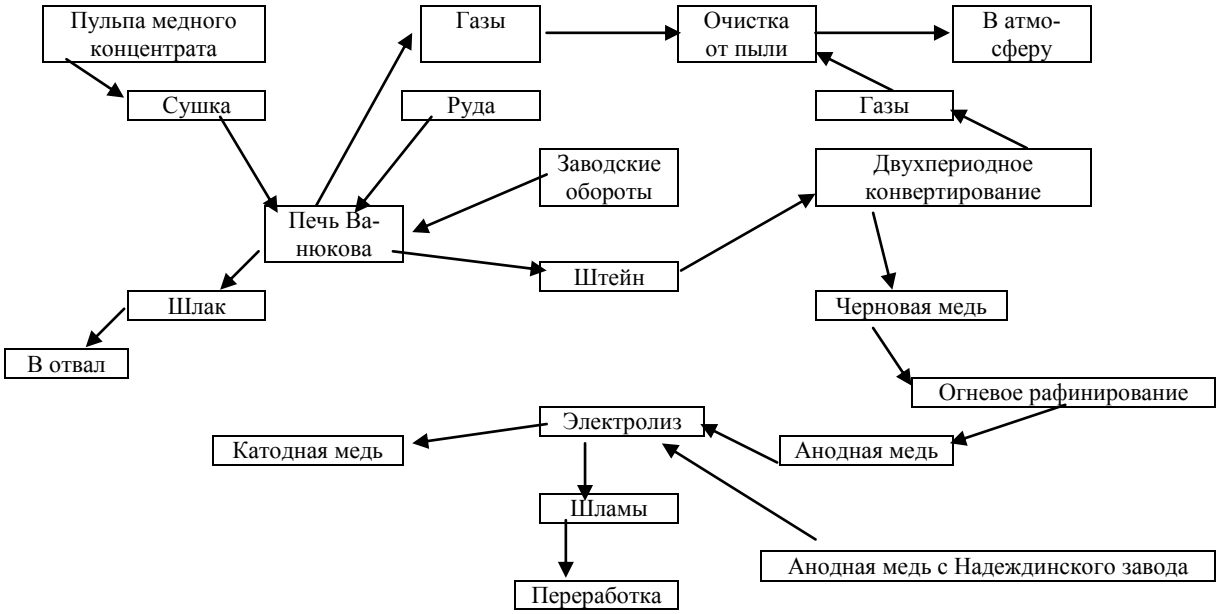

Рис. 10. Технологическая схема переработки сырья на Медном заводе.

По технологической схеме штейн печей Ванюкова далее перерабатывается способом двухпериодного конвертирования до черновой меди, поступающей затем на огневое рафинирование в анодных печах отражательного типа. Разлитая в аноды медь (вместе с анодной медь Надеждинского завода) идет на электролитическое рафинирование, продуктами которого являются катодная медь и шламы, обогащенные различными металлами. Шламы перерабатываются по гидро- и пирометаллургическим технологиям с получением платиновых концентратов, теллура, селена и других продуктов в металлургическом цехе Медного завода.

6.6. Особенности переработки сырья на комбинатах «Печенганикель» и «Североникель»

В 2001 г. комбинат «Печенганикель» перерабатывал концентрат собственной ОФ с получением файнштейна, который отправлялся на дальнейшую переработку на комбинат «Североникель», куда поступали также файнштейн Заполярного филиала, лом, отходы и сырье как отечественных, так и зарубежных поставщиков [18].

В состав комбината «Печенганикель» (размещен на двух промышленных площадках в г. Заполярном и пос. Никель) входят 4 рудника, обогатительная фабрика, цех обжига, плавильный и сернокислотный цеха, а также вспомогательные производства. Комбинат осуществляет добычу сульфидной медно-никелевой руды, ее обогащение и металлургическую переработку до файнштейна (рис. 11).

Руды с низким содержанием металлов подвергаются переработке на обогатительной фабрике в г. Заполярном. Получаемый концентрат (до 500 тыс. т в год) поступает в цех обжига (г. Заполярный). Здесь при получении обожженных окатышей образуется слабоконцентрированный по диоксиду серы газ, который после очистки от пыли выбрасывается в атмосферу. Богатые руды направляются на рудную электроплавку в плавильный цех, расположенный в пос. Никель. Туда же поступают обожженные окатыши и богатая руда Норильского комбината, а также вторичное сырье. Плавильный цех перерабатывает в среднем 1,2 млн. т/год никель- и медьсодержащего сырья, в том числе около 300 тыс. т привозной норильской руды. Конечным продуктом плавильного цеха является файнштейн, направляемый на дальнейшую переработку на комбинат «Североникель». Сернокислотное производство комбината функционирует на отходящих газах конвертерного передела (120-160 тыс. т серной кислоты в год).

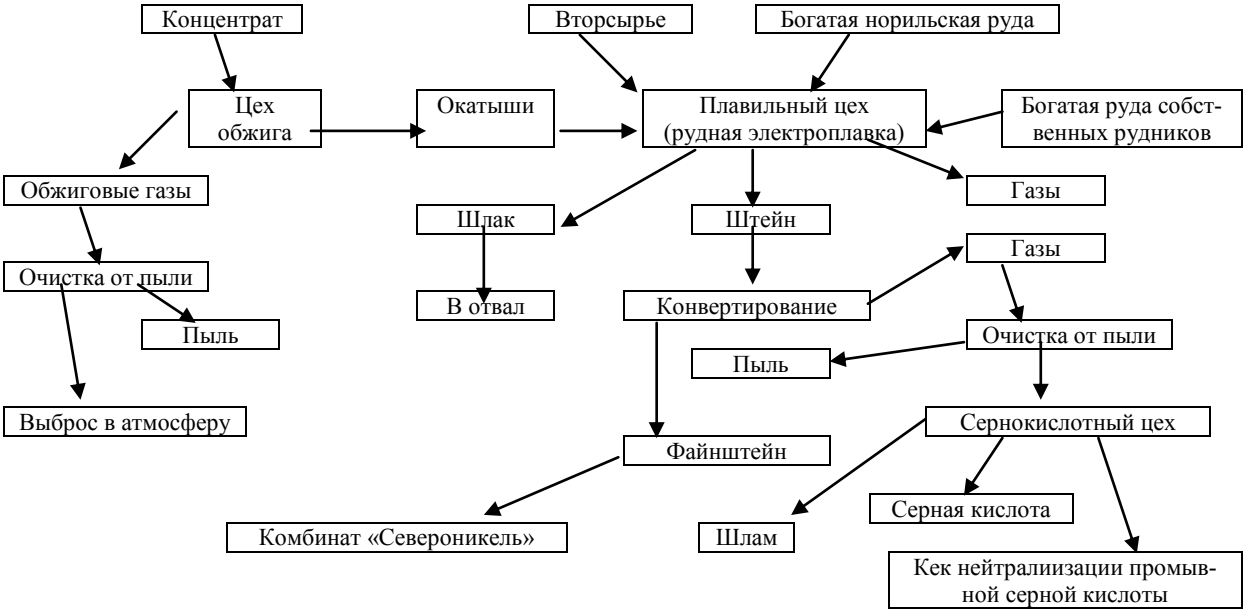

Рис. 11. Общая технологическая схема переработки сырья на комбинате «Печенганикель».

Основными отходами комбината «Печенганикель» являются [28]: 1) гранулированные магнезиально-железистые шлаки медно-никелевого производства, годовое приращение запасов которых в отвалах составляет 1,35 млн. т, общая масса – 42 млн. т; они используются для строительных и закладочных работ (около 180 тыс. т в год); шлаковый отвал занимает площадь 86 га 2) текущие и отвальные флотационные хвосты обогащения действующей и старой обогатительных фабрик; годовое приращение запасов хвостов составляет 7,1 млн. т, общие запасы – около 160 млн. т.; материал не используется; хвостохранилища занимают площадь 1033 га; 3) породы от вскрышных и проходческих работ, годовое приращение которых составляет около 43 млн. т, суммарные запасы – 1057 млн. т; ежегодно используется около 6 млн. т; площадь отвалов составляет 2248 га; 4) кек нейтрализации промывной серной кислоты; 5) воды шахтного водоотлива и сбросы с обогатительной фабрики (от флотации); в 2000 г. было сброшено 26770 тыс. $м^3$ сточных вод (26,8% без очистки); годовой расход водооборотной системы на обогатительной фабрике достигает 27,5 млн. $м^3$. К настоящему времени на прилегающих к комбинату территориях уже размещено вскрышных пород 1,2 млрд. т, хвостов обогащения – 200 млн. т, отвальных шлаков – 42 млн. т. В атмосферу г. Заполярного поступает около 70 тыс. т диоксида серы (цех обжига, ТЭЦ и др.), пос. Никель – свыше 170 тыс. т SO_2; с пылью в атмосферу в год выбрасывается 300 т никеля, 175 т меди, 11 т кобальта.

Комбинат «Североникель» расположен в г. Мончегорске; основными цехами комбината являются плавильный цех, цех разделения файнштейна, рафинировочный и плавильный цех анодного никеля, два цеха электролиза никеля, цех электролиза меди, цех карбонильного никеля, а также металлургический, медный и сернокислотный цеха. Комбинат выпускает никель электролитный, никелевый карбонильный порошок, никелевую карбонильную дробь, медь электролитную, концентраты драгоценных металлов, серную кислоту и др. При производстве никеля сульфидные концентраты, полученные при разделении файнштейна, обжигают в печах

кипящего слоя, который проводят на дутье, обогащенном кислородом с концентрацией последнего в дутье 28%, что позволяет получить концентрацию сернистого ангидрида на выходе из печи ~ 13% (рис. 12). При этом температура кипящего слоя поддерживается в пределах 1120-1180°С [67]. Высокая температура обжига, обогащение дутья кислородом, а также высокие скорости дутья позволили получать огарок после обжига с содержанием серы 0,1% и менее, а также увеличить крупность огарка относительно исходного концентрата, что положительно сказывается на работе последующих переделов и степени извлечения ценных компонентов.

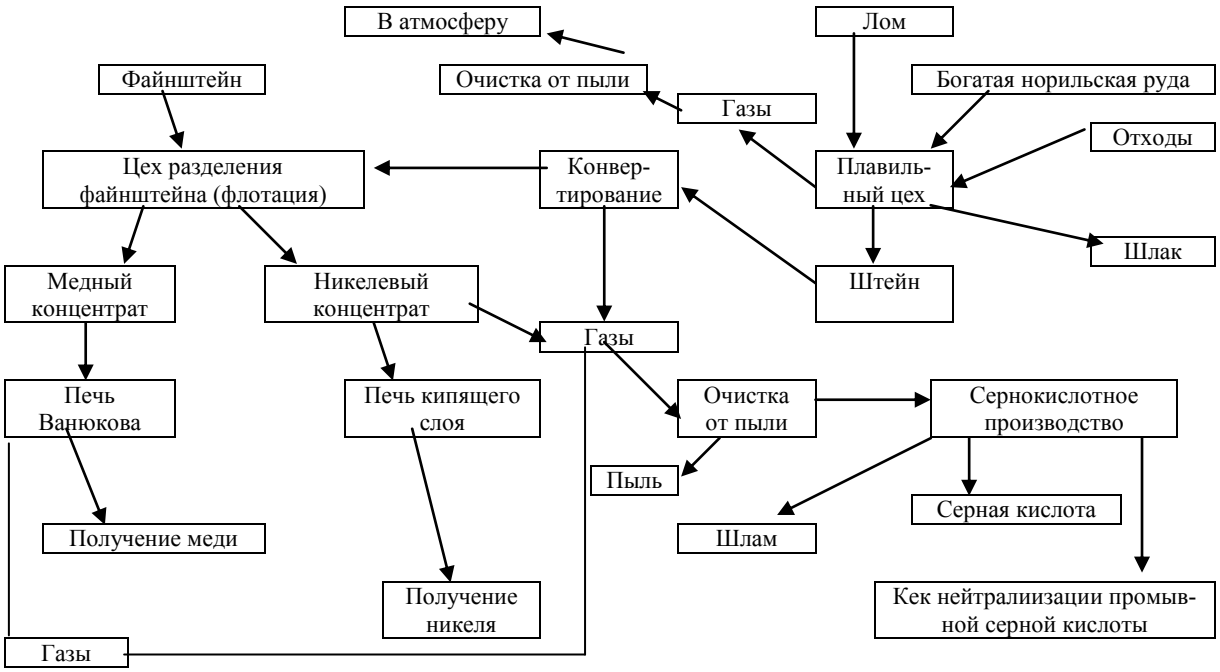

Рис. 12. Общая технологическая схема переработки сырья на комбинате «Североникель».

6.7. Ртуть в сульфидных медно-никелевых рудах, минералах и концентратах

В литературе известно немного сведений о содержании ртути в сульфидных медно-никелевых рудах и минералах месторождений Таймыра и Кольского полуострова, а также в продуктах их обогащения (табл. 38).

В большинстве случаев приводимые данные основываются на единичных химико-аналитических измерениях, что не позволяет рассматривать их в качестве репрезентативных. Тем не менее считается [63], что при образовании медно-никелевых месторождений существенную роль играли постмагматические процессы и сульфуризация, а сера, как известно [48], является основным осадителем ртути в земной коре, что априори должно было способствовать накоплению ртути в сульфидных медно-никелевых рудах [72]. По оценке В.П. Федорчука [70], среднее содержание ртути в сульфидных медно-никелевых рудах составляет 1 г/т. Близкие результаты получены В.З. Фурсовым [72], который достаточно детально изучил распределение ртути в рудах некоторых медно-никелевых месторождений Таймыра и Кольского п-ова (табл. 39).

Основываясь на данных табл. 39, примем для сульфидных медно-никелевых руд Таймыра среднее содержание ртути в 1,18 г/т; для руд Кольского п-ова – 1,41 г/т.

6.8. Эмиссия ртути

Сведения о распределении ртути при производстве цветных металлов на предприятиях ОАО «ГМК «Норильский никель» в доступной литературе отсутствуют. Известна в сущности лишь одна работа, в которой дается экспертная оценка выбросов ртути в атмосферу предприятиями Норильского комбината (п-ов Таймыр) в первой половине 1990-х гг., которая варьиро-

валась в пределах 0,75-2,5 т Hg/год (среднее значение – 1,63 т/год) [77]. Указанная оценка эмиссии в последствие повторялась авторами цитируемой работы в ряде их других публикаций.

Таблица 38. Ртуть в рудах и концентратах сульфидных медно-никелевых месторождений [46, 48]

Месторождение	Руда, минерал, концентрат	Количество проб	Ртуть, г/т
	Таймырский полуостров		
Талнахское	Пирротин	?	0,05-0,2
	Пентландит	?	0,15-6
	Халькопирит	?	0,06-0,4
	Кубанит	?	0,4
	Халькозин	?	0,3-0,7
	Руда	?	0,01-2
	Пиритовый концентрат*	4	0,45-2
	Халькопирит-пентландитовый концентрат	2	0,14-0,4
	Платиновый концентрат **	2	18-36
Норильское	Сфалерит	?	1,5
	Руда	?	0,04-0,08
Октябрьское	Сфалерит	?	0,2
	Концентраты ***	?	0,3-1
	Кольский полуостров		
Мончегорское ****	Руда	?	0,05-0,11
Восток	Руда	?	0,06-0,2

* Насколько известно [18, 34], на обогатительных фабриках Норильского комбината пиритовый концентрат не получают; возможно, что в данном случае речь идет о пирротиновом концентрате.

** В цитируемой работе на указывается на какой стадии переработки руд был получен данный концентрат; дело в том, что платиновый концентрат на Норильском комбинате всегда был конечным продуктом сложного и многостадийного металлургического передела (в том числе, неоднократного высокотемпературного) медно-никелевых руд, после которого трудно ожидать столь высоких содержаний ртути в конечном продукте; если же этот концентрат является продуктом полупромышленных испытаний на стадии обогащения руд, то указанные высокие концентрации ртути в нем вполне могут реальными (в том числе, например, из-за присутствия амальгам).

*** Интервальная оценка содержания ртути в концентратах, перерабатываемых Норильским комбинатом [77].

**** Согласно [47], содержание ртути в рудах Мончегорского месторождения (по единичным анализам) составляет 9 г/т, в пентландите – 46 г/т в пирротине – 1,8 г/т, в магнетите – 3 г/т.

Таблица 39. Средние содержания ртути в рудах медных месторождений (доверительные интервалы надежностью 0,95) [72]

Месторождение, регион	Характеристика руд	Кол-во проб	Hg, среднее (пределы), г/т
Норильск, Таймыр	Вкрапленные	22	1,05 (0,79-1,38)
Талнах, Таймыр	Сплошные	15	1,30 (0,7-2,0)
Аллареченское, Кольский п-ов	Сплошные	16	1,17 (0,97-1,43)
Ниттис-Кумужье, Кольский п-ов	Сплошные	9	1,65 (0,68-2,78)

Отсутствие необходимой информации не позволяет с высокой степенью достоверности оценить современную эмиссию ртути предприятиями «Норильского никеля». Ориентируясь на особенности поведения ртути при пирометаллургическом переделе сырья, которые были рассмотрены в предыдущих разделах, можно, очевидно, лишь установить порядок эмиссии ртути на указанных предприятиях (главным образом в атмосферу).

Данные по комбинату «Печенганикель» показывают, что здесь в 2001 г. было переработано примерно 7,5 млн. т руды (в том числе до 500 тыс. т полученного рудного концентрата). При средней концентрации ртути в рудах 1,41 г/т общее ее количество в переработанном в 2001 г. сырье составило ~10,5 т. Будем считать (основываясь на особенностях поведения ртути при обогащении руд), что 15% от массы содержащегося в рудах металла переходило при обогащении в коллективный концентрат (~1575 кг ртути). Концентрат, содержащий указанное количество ртути, поступал в цех обжига, где до 95% присутствующей в нем ртути (1496 кг) возгоняется и переходит в обжиговые газы, которые после очистки от пыли выбрасывались в атмосферу. Выше было показано, что обычно 25-37% ртути (в данном случае 374-554 кг) выводится из обжиговых газов с грубой и тонкой пыль, осаждающейся в очистных установках. Таким образом, остальное количество ртути (942-1122 кг) выбрасывалось в атмосферу. Незначительная часть металла (~ 50-60 кг) в составе окатышей поступала в плавильный цех (на рудную электроплавку). Кроме того, примерно 300 тыс. т руды, добываемой комбинатом «Печенганикель», относится к категории богатой и непосредственно поступало на переработку в плавильный цех.

В этой руде содержится ~0,42 т ртути. В указанный цех поступает также 300 тыс. т богатой норильской руды (~0,35 т ртути). В небольшом количестве ртуть присутствует также в цветном ломе и другом сырье. Будем считать, что в общей сложности на пирометаллургический передел (рудную электроплавку) поступало порядка 0,8 т ртути, из которых незначительное количество переходило в отвальный шлак, еще меньше - в штейн, а большая часть ртути (до 95-97%) возгонялась и выводилась с отходящими газами, судя по всему, в сернокислотное производство, где перераспределялась между различными продуктами (серной кислотой, шламами, кеком нейтрализации промывной соляной кислоты). Примерно 2-4% от поступившей ртути выбрасывается с отходящими газами сернокислотного цеха (~16-32 кг).

Таким образом, в 2001 г. на комбинате «Печенганикель» 0,95-1,15 т ртути (39-47% от общей ее массы, поступившей с сырьем) было выброшено в атмосферу, 0,37-0,55 т (15-23%) накопилось в улавливаемой пыли (которая, судя по всему, является оборотным продуктом), ~0,75 т (31-32%) поступило в отходы и конечную продукцию сернокислотного производства.

Количество ртути, поступающей в составе файнштейна (с комбината «Печенганикель» и Норильского комбината) на комбинат «Североникель», невелико (судя по всему, первые килограммы). В плавильном цеху комбината «Североникель» ежегодно перерабатывается до 100-150 тыс. т руды с Норильского комбината, а также (судя по всему, примерно в таком же количестве) лом и другое сырье. Общее количество ртути, поступившей в 2001 г. в плавильный цех указанного комбината оценим примерно в 300 кг, из которых, с учетом технологической схемы производства, незначительная часть (4-6 кг) ушла со шлаком в отвалы шлака, еще меньше - в штейн, 75-111 кг осадилось вместе с пылью в очистных установках, а 180-220 кг поступило в атмосферу. Сернокислотное производство комбината функционирует на конвертерных газах, содержания ртути в которых явно невелики, поэтому она вряд ли накапливается в значительных количествах в шламах и других продуктах сернокислотного цеха.

На Норильском комбинате в 2001 г. в производство были вовлечены не только рудные (никелевый, медный и пирротиновый) концентраты, но и продукты обогащения (никелевый и медный концентраты) так называемого лежалого пирротинового концентрата (в прошлые годы он складировался в отвалах). Информация об объемах переработки лежалого пирротинового концентрата на обогатительной фабрике отсутствует. Кроме того, на Норильском комбинате в производство вовлекались ранее накопленные оборотные материалы, количество которых также неизвестно. В то же время, например, в 2002 г. в целом по ОАО «ГМК «Норильский никель» из ранее накопленных оборотных материалов и лежалого сырья было получено около 6% никеля и более 8% меди (от общего их производства) [19]. Отсюда следует, что указанные материалы и сырье обычно составляют незначительную часть от добытых и переработанных сульфидных медно-никелевых руд.

Общее количество ртути, содержащееся в добытых в 2001 г. рудах, достигает 14,3 т (при средней концентрации ртути в рудах 1,18 г/т). Будем считать, что ~30% от этого количества (~4,3 т) перешло в рудные концентраты (никелевый, медный и пирротиновый), которые затем были переработаны на металлургических заводах Норильского комбината. Приведенные выше технологические схемы переработки сырья на этих заводах позволяют отметить следующее. Так, на Никелевом заводе (при агломерации и электроплавке) подавляющая часть ртути должна уходить с отходящими газами, которые после очистки от пыли (ртуть частично концентрируется в пыли), выбрасываются в атмосферу; незначительное количество ртути поступит в отвальные шлаки. На Медном заводе (при сушке и особенно при плавке сырья) ртуть также должна улетучиваться с отходящими газами в атмосферу (частично концентрируясь при очистке в уловленной пыли). На Надеждинском заводе ртуть будет уходить в хвосты флотации (судя по всему, в существенных количествах), частично должна поступать в серный концентрат, который идет на выплавку серы в автоклавах (при этом ртуть частично улетучивается в атмосферу с выбросами данного производства), а также выбрасываться с отходящими газами пирометаллургического передела сульфидного и никелевого концентратов (с определенным накоплением в пыли, осаждающейся в очистном оборудовании).

Основываясь на структуре потерь ртути, рассчитанной выше для комбината «Печенганикель», можно с определенной долей условности оценить эмиссию ртути на Норильском комбинате. Так, выброс ртути в атмосферу с отходящими газами пирометаллургического передела сырья составит 1,7-2,02 т, порядка 0,65-0,99 т ртути будет осаждаться в составе пыли в очист-

ных установках. Оставшееся количество ртути, поступающей в производство в составе сырья, в той или иной мере распределяется среди других продуктов (отвальные шлаки, хвосты флотации, оборотные сливы и т. д.), а также, очевидно, отчасти теряться в окружающую среду с неорганизованными выбросами и неучтенными источниками, в том числе, с выбросами производства серной кислоты. Из-за отсутствия необходимой информации оценить все эти потоки ртути на данном этапе не представляется возможным. В табл. 40 дается ориентировочно-расчетная оценка эмиссии ртути в атмосферу на предприятиях ОАО «ГМК «Норильский никель».

Таблица 40. Оценка эмиссии ртути на предприятиях ОАО «ГМК «Норильский никель» в 2001 г., т

Предприятие	Поступило в атмосферу	Накопилось в уловленной пыли
«Печенганикель»	0,95-1,15	0,37-0,55
«Североникель»	0,18-0,22	0,075-0,111
Заполярный филиал	1,7-2,02	0,65-0,99
Всего	2,83-3,39 *	1,095-1,651

* Среднее – 3,11 т.

7. Производство свинца

В России производится первичный и вторичный свинец, причем в различных (в том числе, в официальных) источниках информации обычно сообщаются данные только о рафинированном свинце, независимо от сырья, из которого он был получен (табл. 1).

Таблица 1. Производство и потребление свинца в России, тыс. т * [21, 26, 42, 43]

Показатель	1999	2000	2001
Производство свинца в концентратах (по металлу)	13	12,2	16,1
Производство рафинированного свинца	68,8	55,4	60
Импорт рафинированного свинца	27,2	-**	40
Импорт свинца в концентратах	-**	10	20
Экспорт свинца в концентратах	15	20	9
Экспорт рафинированного свинца	3,4	-**	8
Потребление рафинированного свинца	95	83	90

* Анализ имеющейся информации позволяет считать, что производство вторичного свинца (из свинцового лома) в России примерно равно его получению из рудных концентратов и совместно перерабатываемых оборотных продуктов свинцового и полупродуктов цинкового, медного и редкометального производств.

** Нет сведений.

7.1. Основные производители свинца

По данным МПР РФ, в 2001 г. большая часть свинца в руде (и свинцовых концентратов) была добыта на месторождениях Приморского и Красноярского краев (41% и 34% соответственно) [21]. Производство свинцовых концентратов осуществляли ОАО «Дальполиметалл» (Приморский край, месторождения Николаевское, Партизанское, Верхнее, Южное; в 2000 г. добыто более 800 тыс. т полиметаллической руды, получено 23-24 тыс. т концентрата, из которых 70% было экспортировано), АО «Горевский ГОК» (Красноярский край, разрабатывает Горевское месторождение; в 2001 г. добыто 67,5 тыс. т руды, получено 5,53 тыс. т свинцового концентрата), а также, в небольших объемах, Садонский свинцово цинковый комбинат (Северная Осетия; первые сотни тонн свинца в концентрате) и АО «Салаирский ГОК». Свинцовые концентраты поступали также из Казахстана [12, 15, 21, 40, 89, 93, 101].

Переработка концентратов и производство рафинированного свинца осуществлялась на ЗАО «Свинцовый завод - Дальполиметалл» (пос. Рудная Пристань, Приморский край, производит свинец из концентратов, проектная мощность по свинцу 14,5 тыс. т в год, в меньшей степени – вторичный свинец), Верхне-Нейвинском заводе (пос. Верхне-Нейвинск, Свердловская область, вторичный свинец, проектная мощность 10,7 тыс. т), на ОАО «Рязцветмет» (свинец из вторичного сырья, мощность 11,4 тыс. т в год), ОАО «Электроцинк» (из свинцовых концентратов и попутно при переработке цинковых концентратов, мощность 38,6 тыс. т) [21]. В небольшом количестве (очевидно, первые сотни кг) свинец получали на ОАО «Новосибирский оловянный комбинат» (главным образом, попутно при переработке оловянных концентратов). В

ЗАО «Свинцовый завод-Дальполиметалл» осуществляется переработка способом горновой плавки только богатых концентратов (содержащих не менее 73% свинца), производимых в ОАО «Дальполиметалл». В 2000 г. на свинцовом заводе «Дальполиметалл» было переработано около 8,5 тыс. т свинцового концентрата, получено примерно 6 тыс. т рафинированного свинца; еще около 2 тыс. т свинца произведено из вторичного сырья (свинцовый лом, отработавшие аккумуляторные батареи подводных лодок и т. п.). Производство свинца в ЗАО «Свинцовый завод - Дальполиметалл» из концентратов в 2001 г. может быть оценено в 5 тыс. т, из вторичного сырья – 2-2,5 тыс. т.

В 1998 г. ОАО «Рязцветмет» вышло на первое место в России по объемам производства свинца и сплавов на его основе из вторичного сырья; в этом году им было получено 25 тыс. т свинца (~50% всего российского металла) [42]. На ОАО «Рязцветмет» в производстве свинца используется технология переработки аккумуляторного лома с применением электропечей [67]. Плавку свинцового сырья осуществляют в электротермической печи плавильного цеха по технологии, отличающейся от действующих тем, что не применяется в качестве флюсующего агента сода, процесс ведется без образования штейна и количество шлака сокращено до минимума, так как его образование определяется только зольностью кокса и качеством разделки лома. Данная технология имеет существенные преимущества по сравнению с шахтной плавкой и плавкой в короткобарабанных печах. В частности, уменьшено количество образующихся технологических газов, снижены пылевынос, количество оборотных продуктов и шлака, уменьшен расход кокса. Рафинирование чернового свинца осуществляется по известной технологии, но на ряд приемов рафинирования имеется ноу-хау. Переработка продуктов электроплавки свинцового вторичного сырья (шлаки, шликеры, съемы) и эбонитовой фракции осуществляется в возгоночной печи.

7.2. Сырье и особенности его переработки

Основным сырьем для производства свинца являются сульфидные руды с содержанием металла не более 8-9%. В металлургическую переработку на свинцовые заводы обычно поступают концентраты, содержащие 30-80% свинца, 1-14% цинка до 10% меди [69]. Шихту для агломерационного обжига составляют из сульфидных концентратов, богатых окисленных руд, пыли и возгонов сернокислотных установок медеплавильных и цинковых заводов и флюсов – железной руды или пиритного огарка, известняка и кварца. Свинец из рудных концентратов производится преимущественно пирометаллургическим способом – восстановительной плавкой свинца в шахтных печах. Сульфидный концентрат, полученный после флотационного обогащения руд, совместно с флюсами подвергается окислительному обжигу (спеканию). Спекание свинцовых концентратов осуществляют на агломашинах. В процессе обжига сульфиды металлов окисляются до оксидов, мелкие частицы руды металлических спекаются в агломерат. Плавку агломерата проводят в шахтной печи в восстановительной атмосфере. Продуктами плавки являются: черновой свинец, штейн, содержащий медь, сульфиды меди и свинца. Жидкие продукты плавки собираются во внутреннем горне печи, где отстаиваются по плотности. Черновой свинец выпускают из горна и направляют на рафинирование. Шлак со штейном выпускают из печи в два наружных отстойника. Черновой свинец содержит 90-97% Pb и многочисленные примеси. При рафинировании чернового свинца получают чистый свинец, сплав золота с серебром и другие продукты.

7.3. Поведение и эмиссия ртути

В процессе окислительного агломерирующего обжига и шахтной плавки свинцовых концентратов, в которых концентрация ртути варьируется в пределах от 0,3 до 520 г/т, большая часть ее (> 90%) возгоняется и улавливается в пыли электрофильтров, рукавных фильтрах и при очистке вентиляционных газов [9]. Из газовой фазы, в случае получения серной кислоты, в промывных башнях осаждается около 5,5% ртути. Свинцовая пыль обогащена металлами и ртутью. Содержание ее в пыли аглоцеха обычно составляет n x 1000 г/т, в плавильной пыли – n x 100 г/т, конвертерной и шлаковозгоночной – n - n x 10 г/т. Основная масса пыли, образующейся при спекании и плавке сырья (60-80%), является оборотным продуктом, что ведет к увеличе-

нию потерь металлов (и ртути) за счет возрастания выхода пыли и непрерывной циркуляции значительного ее количества. Фактически с различными разновидностями пыли в редкометальное производство поступает около 20-25% ртути, содержащейся в шихте. Здесь пыль подвергается сульфатизирующему обжигу, при котором такие элементы, как ртуть, селен, мышьяк, фтор и другие переходят в газы. Содержание ртути в шламе достигает 1,71%. Шлам проходит очистку от мышьяка и ртути, при этом образуется арсенит кальция, идущий на захоронение. Из сульфатного продукта ртуть практически полностью переходит в свинцовый кек, являющийся оборотным продуктом (рис. 13).

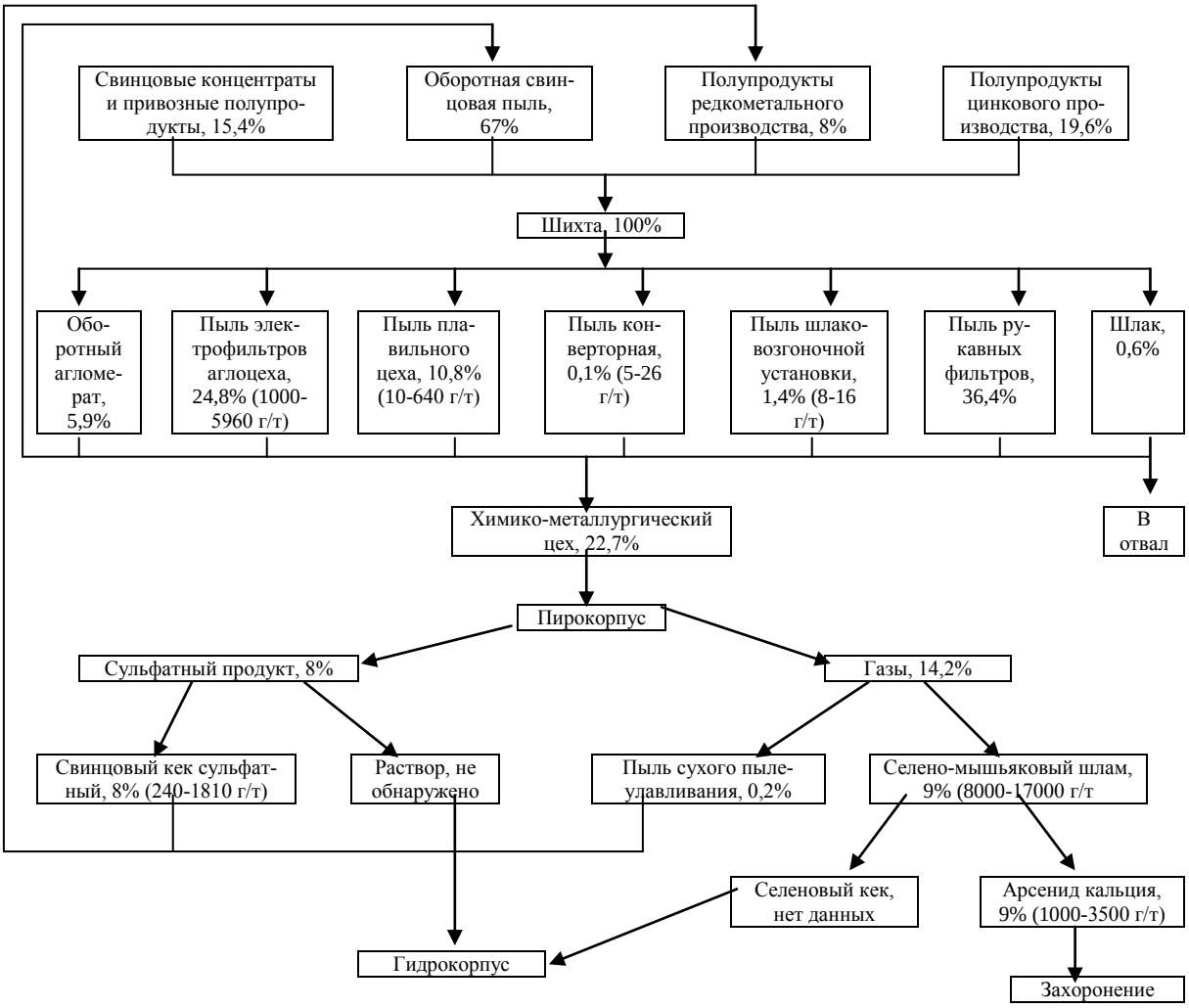

Рис. 13. Схема распределения ртути в продуктах переработки свинцового производства [Боброва и др., 1990].

По данным [8], среднее значение фактора эмиссии ртути при первичном производстве свинца составляет 2 г Hg/т полученного металла. Поведение ртути при производстве вторичного свинца на российских заводах не изучалось; отсутствуют также какие-либо сведения о значениях ее эмиссионного фактора для этого производства. С высокой степенью условности примем, что этот показатель, как минимум, на порядок ниже, нежели при производстве первичного свинца, и составляет 0,2 г Hg/т полученного металла. Имеющиеся сведения позволяют оценить общую по стране эмиссию ртути в атмосферу при производстве свинца, которая составит: при производстве (30 тыс. т) первичного свинца – 60 кг, при производстве (30 тыс. т) вторичного свинца – 6 кг. Только небольшая часть ртути выводится из технологического процесса с выбросами, товарными и поступающими на захоронение полупродуктами; основное количество ее накапливается в оборотных полупродуктах.

8. Производство олова

В 2001 г. практически единственным производителем олова в России являлось ОАО «Новосибирский оловянный комбинат» (г. Новосибирск), на долю которого приходилось 99,9% российского рафинированного олова (табл. 1), причем мощности комбината были загружены только на 27,5% [16, 17].

Таблица 1. Производство олова в России, тыс. т [16, 17, 41-43]

Производство олова	1997	1998	1999	2000	2001
В концентратах	9	5,53	4,72	5,0	Нет сведений
Рафинированного	6,7	7,7	4,09	5,2	4,5
Вторичного *	1	1	0,45	0,5	0,5

* Оценка.

8.1. Особенности технологии

Принципиальная технологическая схема переработки оловянных концентратов предусматривает подготовку концентратов, магнитную сепарацию, доводку (на доводочной фабрике), обжиг (при температуре порядка 700°С с целью удаления серы и мышьяка), выщелачивание (крепкой соляной кислотой с целью очистки концентратов от железа, свинца, трехокиси вольфрама и других кислоторастворимых примесей), плавку (богатых маложелезистых концентратов – в электропечах, остальных – в отражательных печах) с целью получения чернового олова. Черновой металл, содержащий 93-99% олова, подвергается рафинированию (огневому, вакуумному или электролитическому). Олово высокой чистоты получают путем зонной плавки обычного марочного металла. Шлаки отражательной плавки и электроплавки подвергаются вторичной переработке в фьюминг-печах. Наряду с оловом при фьюминговании отгоняются мышьяк, цинк, свинец и редкие металлы. Съемы рафинирования также вторично плавятся в электропечах, возгоны (оловосодержащие пыли) подвергаются грануляции в чашах и поступают в переплавку. Бедные оловосодержащие материалы (шламы доводочных фабрик и др.) перерабатывают методом хлорирования. Возгоны летучего хлористого олова переводятся затем в сернокислые соединения и подвергаются электролизу с нерастворимым анодом.

На Новосибирском оловянном комбинате применяется комплекс технологических процессов и установок, позволяющих перерабатывать различные виды оловосодержащего сырья и извлекать многие попутные металлы (свинец, висмут, мышьяк, индий и др.). Предприятие выпускает олово различной степени чистоты, припои на основе олова, свинца, сурьмы, висмута, индия, бессвинцовые припои, оловянные и припойные порошки, легкоплавкие припои и сплавы; паяльные пасты с флюсами для пайки сталей и цветных металлов; баббиты различных марок; висмут различных марок; галлий и индий высокой чистоты [37]. Комбинат обладает комплексом очистных установок, обеспечивающим на 99,9% обеспыливание отходящих технологических газов и практически 100%-ный водооборот, исключающий промышленные стоки.

8.2. Сырье

Новосибирский комбинат имеет собственную сырьевую базу на основе ГОКов «Хинганское олово» (Еврейская автономная область), «Дальолово» (Солнечный ГОК, Хабаровский край), «Тяшь-Шаньолово», обладает крупным пакетом акций оловодобывающего предприятия ОАО «Депутатсколово» (Якутия). Среднее содержание олова в коренных рудах разрабатываемых месторождений оценивается в 0,47% [41]. Среднее содержание олова в перерабатываемых концентратах составляет 52%. На основе руд Хинганского месторождения производятся оловянные концентраты марки с содержанием олова около 63% [94]. В конце 1990-х гг. доля отечественных оловянных концентратов, перерабатываемых на Новосибирском комбинате, составляла около 60%; остальное приходилось на концентраты, импортируемые из Китая, Нигерии, Перу, Португалии и Великобритании [41]. В настоящее время, судя по всему, основная часть олова производится из отечественных концентратов; в небольших объемах используется вторичное сырье.

8.3. Эмиссия ртути при производстве олова

В рудах оловорудных месторождений среднее содержание ртути составляет 0,1 г/т [47]. В оловянных концентратах (месторождения Приморья, Якутии, Забайкалья) содержания ртути варьируются в пределах 0,01-0,5 г/т, в оловянных концентратах с сульфидами – 0,7-0,8 г/т [48]. По данным В.З. Фурсова [72], уровни содержания ртути в рудах оловянных месторождений выше и в среднем варьируются от 0,86 до 1,89 г/т (табл. 2). Общее среднее составляет ~ 1,3 г/т. Будем считать, что такое количество ртути содержится и в оловянных концентратах. Относительно повышенные содержания ртути в пределах оловорудных зон (в том числе, на месторождениях Приморья) в свое время отмечались в ряде других работ (см., например, [33]).

Таблица 2. Средние содержание ртути в рудах оловянных месторождений (доверительные интервалы надежности 0,95) [72]

Месторождение, регион	Количество проб	Ртуть, г/т
Валькумей, Чукотка	5	0,86 (0,40-1,85)
Фестивальное, Дальний Восток	4	1,89 (1,27-2,64)
Хрустальное, Приморье	6	1,34 (0,98-1,87)
Учкошкон, Киргизия	8	1,2 (0,87-1,76)

Согласно [77], в первой половине 1990-х гг. эмиссия ртути при производстве олова на Новосибирском заводе (судя по всему, в то время он работал практически на полную мощность) варьировалась в пределах 9-33 кг/год (непосредственно из оловянных концентратов 1-25 кг/год). Указанную оценку авторы цитируемой работы осуществили на основе содержания ртути в перерабатываемых оловянных концентратах в пределах 0,01 – 0,5 мг/кг и ежегодного использования на заводе 8 тыс. т поступавшего с Урала серного колчедана (1 г/т). Если ориентироваться на подход авторов к расчету эмиссии и исходить из того, что в 2001 г. производственные мощности завода были загружены на 27,5%, то в указанном году эмиссия ртути при переработке оловянных концентратов должна составить 0,3-7 кг.

Будем считать, что в 2001 г. среднее содержание олова в концентратах составляло ~ 50%. Отсюда следует, что для получения 4,5 тыс. т олова (с учетом степени его извлечения в товарный продукт) необходимо было переработать ~ 10 тыс. т концентратов, с которыми (при среднем содержании в них ртути 1,3 г/т) на передел поступило 13 кг ртути. Большая часть ртути возгоняется из концентратов уже на стадии их обжига; оставшаяся ртуть (~5% от общей массы) удаляется из сырья при выщелачивании и плавке. Как отмечалось выше, на комбинате используется эффективная система пылеулавливания. Это позволяет считать, что не менее 60% ртути, содержащейся в отходящих газах, осаждается в составе пыли на фильтрах очистных установок. Таким образом, непосредственно в атмосферу поступило примерно 5 кг ртути.

9. Производство других цветных металлов

В России в 2000-2001 гг. из рудного сырья (рудных концентратов) в очень незначительных объемах производились сурьма, молибден, вольфрам и некоторые (в основном попутно) редкие металлы. Годовые объемы производства концентратов указанных металлов были очень невелики и составляли первые тысячи тонн. Существенная часть сурьмяного, молибденового и вольфрамового концентратов экспортировалась и лишь незначительное их количество перерабатывалось на отечественных заводах.

Сурьма из рудного сырья производилась в основном на ОАО «Рязцветмет» (г. Рязань), где перерабатывался концентрат (1-2 тыс. т/год), поступающий с золотосурьмяного Сарылахского месторождения (Якутия). Производство сурьмы, созданное на заводе в 1995 г., позволяет эффективно перерабатывать золотосурьмяные концентраты с получением триоксида сурьмы (металлической сурьмы) и золотосурьмяного сплава, пригодного для получения золотых слитков [67]. На этом же заводе осуществлялось производство вторичной сурьмы в виде сплавов (первые сотни тонн в год). Есть сведения, что в очень небольших количествах якутский концентрат поступал также на Новосибирский оловянный завод. В 2000 г. в России производство сурьмы в концентратах оценивалось в 4,7 тыс. т., металлической сурьмы – в 1-2 тыс. т. [43].

Одним из основных экспортеров вольфрамового концентрата из России является АО «Лермонтовская горнорудная компания» (Приморский край) [41, 52], производство которого в последнее время составляло примерно 4-5 тыс. т/год. Молибденовый концентрат также в основном идет на экспорт [52]. Объемы производства молибденового концентрата в России в последние годы составляли 3-5 тыс. т/год, большая часть из которых приходилась на долю ОАО «Молибден» (Сорский комбинат, Хакассия, до 90% российской добычи); в очень малых объемах концентрат производили Тырныаузский комбинат (Кабардино-Балкария) и ОАО «Жирекенский молибден» (Читинская область) [7].

Учитывая очень незначительные объемы перерабатываемых на российских заводах сурьмяных, молибденовых и вольфрамовых концентратов, уровни содержания в них (или рудах) ртути, редко превышающие, как указывают немногочисленные литературные данные [48, 72], 1 г/т, можно считать, что эмиссия ртути в атмосферу при производстве сурьмы, молибдена и вольфрама невелика и в целом для всей страны может быть оценена в 3-5 кг/год.

Заключение

Российские предприятия по выплавке цветных металлов являются значительными источниками поступления в окружающую среду ртути, что предопределяется высокими ее концентрациями в добываемых рудах. При обогащении руд цветных металлов ртуть в существенных количествах переходит в концентраты (цинковый, медный, пиритный) и в их составе вовлекается в металлургический передел. Существенное количество ртути концентрируется в отходах обогащения, складируемых в районе обогатительных фабрик.

В 2001 г. на российские предприятия по выплавке цинка, черновой меди, никеля и некоторых других цветных металлов с сырьем в общей сложности поступило более 60 т ртути. При используемых в стране технологических схемах переработки руд и концентратов цветных металлов попутная ртуть не извлекается, что обусловливает ее поступление в окружающую среду, в отходы, промпродукты и некоторую продукцию. В частности, общая эмиссии ртути в атмосферу российскими предприятиями цветной металлургии оценивается примерно в 7,4 т, из которых около 2 т – при производстве цинка, более 1,9 т – при производстве черновой меди на уральских заводах, порядка 3,1 т – выбрасывается предприятиями ГМК «Норильский никель» (производство меди и никеля из сульфидных медно-никелевых руд). Значительное количество ртути концентрируется в шламах сернокислотного производства цинковых (более 8,4 т) и медных (более 6,1 т) заводов, в свинцовом (4,7 т) и медном (более 0,6 т) кеке, образующемся на заводах по выплавке цинка, а также поступает (не менее 10 т в целом по стране) в продукционную (техническую) серную кислоту, получаемую на некоторых отечественных предприятиях цветной металлургии.

Для дальнейшего уточнения полученных оценок необходимо проведение специальных исследований поведения и распределения ртути в технологических процессах, связанных с обогащением и переработкой руд цветных металлов. На большинстве отечественных предприятий по выплавке цветных металлов необходимо создание систем контроля за выбросами и сбросами ртути в среду обитания, а также осуществление мероприятий по совершенствованию систем очистки выбросов в атмосферу и созданию производств по получению попутной ртути. Это позволит резко уменьшить ртутную нагрузку на окружающую среду.

Литература

1. *Амелин А.Г.* Технология серной кислоты. – М.: Химия, 1983. – 360 с.
2. Анализ финансового рынка…
3. Атмосферный воздух
4. *Афанасьев Б.В., Бичук Н.И., Даин А.Д. и др.* Минерально-сырьевая база Мурманской области // Минеральные ресурсы России, 1997, № 3, с. 16-22.
5. БИКИ
6. БИКИ
7. Благутин Ю.Л.
8. *Бобков А.С., Блинов А.А., Роздин И.А., Хабарова Е.И.*

9. *Боброва Л.В., Кондрашова О.В., Федорчук Н.В.*
10. *Бутов В.А., Иванов В.С., Кременецкий А.А., Усова Т.Ю.*
11. *Волох А.А.* Опыт контроля за загрязнением атмосферного воздуха металлами и летучими органическими соединениями на городских и фоновых территориях // Геохимические исследования городских агломераций. – М.: ИМГРЭ, 1998, с. 40-58.
12. *Воронцова Н.*.
13. *Воскобойников В.Г., Кудрин В.А., Якушев А.М.*
14. Выбросы
15. Геологическая служба Приморья
16. *Герасимчук И., Симонов К., Государева В. и др.*
17. *Герасимчук И., Симонов К., Государева В. и др*.
18. Годовой отчет «ГМК «Норильский никель»
19. Годовой отчет «ГМК «Норильский никель»
20. *Горжевский Д.И., Ручкин Г.В., Клименко Н.Г.*
21. Государственный доклад
22. *Гудима Н.В., Шейн Я.П.*
23. *Денисов С.И.*
24. Доклад
25. *Зайнуллин Х.Н., Галимова Е.Ж.*
26. Информационно-аналитический обзор
27. Итоги производства ОАО «Сафьяновская медь»
28. КАДАСТР.
29. *Каменев В.Ф., Фадеева Л.В.*
30. *Клименко Н.Г., Кязимов Р.А.*
31. *Ковалишина Г.*.
32. *Королев Ю.Н., Боброва Л.В.*
33. *Коростелев П.Г.*
34. *Кривцов А.И., Клименко Н.Г.*
35. *Кривцов А.И. Клименко Н.Г.*
36. *Кутлиахметов А. Н.*
37. «Люди-Дела»
38. *Магадеев Б.Д., Грешилов А.И., Антонов К.В., Чернов А.Л.*
39. Металлург, 2001, № 1
40. Металлоснабжение и сбыт, 2001, № 12.
41. Минеральные ресурсы мира на начало 1998 года (издание официальное). - М.: ФГУНПП «Аэрогеология», 1999. - 870 с.
42. Минеральные ресурсы
43. Минеральные ресурсы
44. Минеральные ресурсы
45. *Мустафин С.К., Минигазимов Н.С., Зайнуллин Х.Н. и др.*
46. *Оболенский А.А., Озерова Н.А., Васильев В.И.*
47. *Озерова Н.А.*
48. *Озерова Н.А.*
49. Основы металлургии
50. Отчет о научно-исследовательской работе по теме «Анализ состояния ртутного
51. Очистка технологических газов в цветной металлургии. – М., 1992.
52. *Петров И., Троицкий В., Гришаев*
53. *Передерий О.Г., Микшевич Н.В.*
54. *Полькин В.И.*
55. *Полькин В., Анисимов С.*
56. *Полькин В.И., Пономарева Н.П.*
57. *Роговой В.М.*
58. Российский рынок
59. *Савраев О.В.*
60. *Сатцаев А.М.*
61.
62.
63. Смирнов В.И., Годлевский М.Н., Никитин В.Д. и др.
64. *Соколов Р.С.*
65.

66.
67. *Тарасов А.В.*
68. *Тарасов А.В.*
69. *Уткин Н.И.*
70. *Федорчук В.П.*
71. *Федорчук В.П., Минцер Э.Ф.*
72.
73. *Чернякова Н.*
74.
75.
76. ЭиЖ-Сибирь, 2000
77. *Ягольницер М.А., Соколов В.М., Рябцев А.Д. и др.*
78. *Янин Е.П.* Техногенные геохимические ассоциации в донных отложениях малых рек (состав, особенности, методы оценки). – М.: ИМГРЭ, 2002. – 52 с.
79.
80.
81.
82.
83.
84.
85.
86.
87.
88.
89.
90.
91.
92.
93.
94.
95.
96. 97.
98.
99.
100.
101.
102.