

При выщелачивании оборотных конвертерных шлаков в лабораторном автоклаве получили сульфатные растворы, содержащие, г/л: 7,5 Ni; 3,0 Co; 0,35 Fe, и большое количество автоклавных железных кеков, которые были отрепульпированы водой, в промышленных условиях «бедные» растворы должны быть оборотными. В целом технологическая схема извлечения цветных металлов из богатых оборот-

ных конвертерных шлаков приведена на рисунке. Схема на первом этапе предусматривает получение кобальтового концентрата как готовой продукции и возврат никеля в виде закиси в производство ферроникеля. В дальнейшем при наличии спроса и коммерческой выгоды путем дополнительных очисток можно производить чистые закиси кобальта и никеля или соли вышеназванных металлов.

NEW APPROACH TO THE PROBLEM OF ACCOMPANYING COBALT EXTRACTION IN PROCESSING OF OXIDIZED NICKEL ORES

M. G. Sosnovsky, V. A. Gorbunov

Different methods of cobalt withdrawal out of the technological route in ferronickel production for its further extraction are observed. Leaching of recycle converter slag in autoclaves at increased pressure and temperature is proposed. At the first stage it is provided to obtain cobalt concentrate as finished product and nickel return in ferronickel production as protoxide. In future, having good demand and commercial profit, it is possible to produce pure protoxides of cobalt and nickel of their salts via additional cleaning operations.

## Комбинированный способ переработки окисленных никелевых руд

УДК 669.243

В. М. Попов (директор ФГУП «Уралникельпроект»)

Как известно, в основу технологической схемы переработки окисленных никелевых руд на комбинате «Южуралникель» положена восстановительно-сульфидирующая плавка на штейн в шахтных печах (рис. 1) [1,2], которая наряду с достоинствами:

- сравнительно высокий удельный проплав шихты (40–45 т/м<sup>2</sup>);
- простота последующих операций по выделению никеля и кобальта из штейна в отдельные продукты;
- относительно низкая температура отходящих газов;

имеет и существенные недостатки:

- большой расход дорогостоящего кокса (23–30 % от массы руды), что делает процесс низкорентабельным и даже убыточным;
- относительно низкое извлечение никеля (78 %) и кобальта (60 %) в штейн;
- значительный выброс пыли и диоксида серы в атмосферу.

Экономические расчеты показывают, что для того, чтобы переработка окисленной никелевой руды была рентабельной, ее необходимо предварительно перед шахтной плавкой обогатить до 1,5 % по содержанию никеля.

В отличие от сульфидных, практически освоенных, методов обогащения окисленных никелевых руд до настоящего времени не существует. Приходит-

ся на плавку направлять бедные по содержанию никеля (1 %) руды, что значительно ухудшает технико-экономические показатели процесса.

Одним из способов переработки окисленных никелевых руд, включающим агломерацию или брикетирование и восстановительно-сульфидирующую плавку на штейн в шахтных печах, может явиться плавка агломерированной или брикетированной руды, обогащенной мелкодисперсным (гранулированным) черновым ферроникелем, полученным тем или иным способом прямого восстановления [3].

Под прямым восстановлением окисленных никелевых руд подразумеваются все металлургические процессы, в результате которых в первую очередь железо, никель, кобальт и медь из оксидов напрямую восстанавливаются до металлов, образуя черновой ферроникель или, другими словами, ферроникелевый концентрат.

К процессам прямого восстановления относятся известные в настоящее время: электроплавка в руднотермической печи (РТП), полукричный и сегрегация в трубчатых вращающихся печах (ТВП) с магнитной сепарацией мелкодисперсного ферроникеля, плавка Ванюкова (ПВ) на черновой ферроникель и некоторые другие.

Наиболее хорошо изученной и освоенной в мировой практике является электроплавка руды в РТП.

Менее изученными являются полукричный процесс, сегрегация и ПВ на ферроникель.

Высокое извлечение никеля (90–92 %) и кобальта (85 %) в черновой ферроникель при прямом восстановлении, использование при этом более дешевых, чем кокс, восстановителей (электроэнергия, низкосортный уголь, природный газ и пр.) позволяют значительно улучшить не только технологические, но и экономические показатели всего процесса переработки окисленных никелевых руд, включая плавку на штейн.

Суть комбинированного способа переработки заключается в следующем (рис. 2). Одна часть руды (около половины, а возможно, и больше) перерабатывается способом прямого восстановления, например электроплавкой в РТП или ПВ на черновой ферроникель гранулированный. Печной шлак (0,05–0,08 % Ni) вывозится на шлакоотвал, а ферроникелевый концентрат (выход от массы руды 10–15 %), содержащий 6–15 % Ni, вместе с другой частью агломерированной (брикетированной) руды направляется на восстановительно-сульфидирующую плавку в шахтные печи.

Соотношение частей руды, направляемых на прямое восстановление и на шахтную плавку, может меняться в зависимости от химического состава руды, получаемого черного ферроникеля (концентрата), штейна, шлака, хода шахтной плавки и пр. Как показывают расчеты, чем больше руды поступает на получение ферроникелевого концентрата, тем ниже себестоимость никеля и кобальта, тем выше общее извлечение их в штейн.

За счет сокращения объема шихты в ~2 раза и ее обогащения до 1,8–2,0 % по никелю требуется в 2 раза меньше шахтных печей. По этой же причине снижаются расходы на 1 т (Ni+Co) кокса более чем в 2 раза, дутья, в том числе кислорода, в 2 раза, флюсов — в 2 раза и так далее. Извлечение никеля и кобальта в штейн увеличится более чем на 10 %.

Состав штейна регулируется количеством подаваемого на плавку ферроникелевого концентрата. Больше концентрата — беднее штейн [4] и наоборот. Во избежание образования ферроникелевых настывлей в горне шахтной печи в качестве сульфидизатора нужно применять гипс, но не колчедан.

Необходимо отметить, что, так как на плавку поступает металлизированная, т. е. большей частью восстановленная шихта, назначение шахтной плавки сводится не столько к восстановлению, сколько к сульфидированию уже восстановленных металлов. При этом можно выдерживать более низкий восстановительный потенциал газовой атмосферы шахтной печи, чем при существующей восстановительно-сульфидирующей плавке. Это также позволит снизить удельный расход кокса и, возможно, полностью отказаться от кислорода в дутье. Наличие металлической фазы в шихте улучшает и экологические показатели шахтной плавки: уменьшает пылевынос и снижает концентрацию диоксида серы в отходящих газах шахтных печей за счет поглощения его в основном металлическим железом по реакции

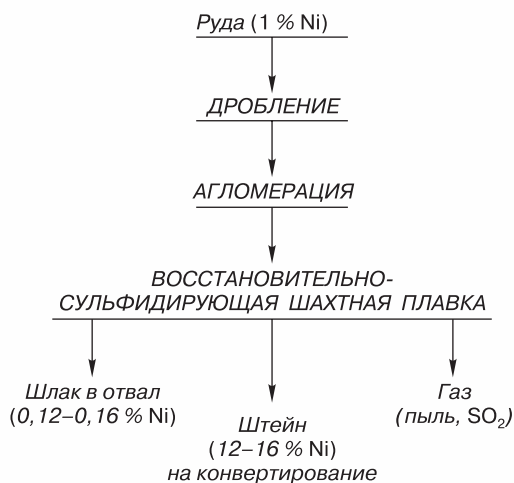
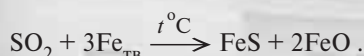


Рис. 1. Принципиальная технологическая схема переработки окисленных никелевых руд способом шахтной плавки (традиционная схема).

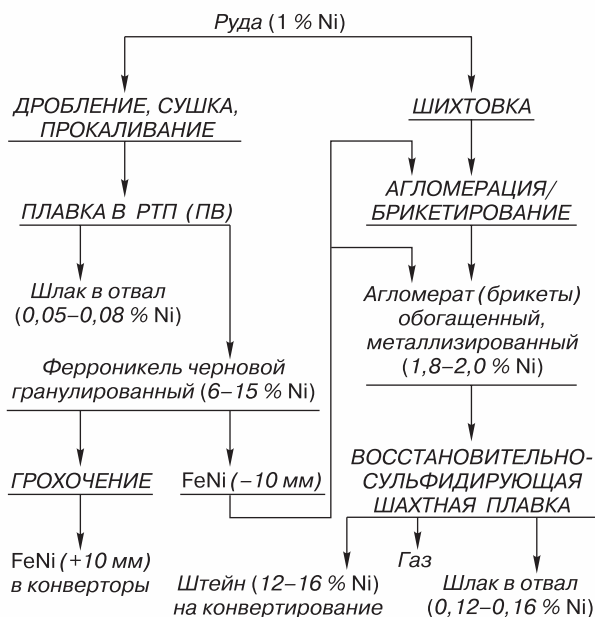


Рис. 2. Принципиальная технологическая схема переработки окисленных руд комбинированным способом (плавка на черновой ферроникель — шахтная плавка)

Внедрение комбинированного способа переработки (прямое восстановление — шахтная плавка) окисленных никелевых руд решает несколько задач:

- улучшает технико-экономические показатели всего процесса, и в первую очередь значительно снижает себестоимость товарного никеля (до 5200 долл. США и ниже);
- снижает выбросы сернистого газа и пыли без строительства газопылеулавливающих установок;
- вовлекает в переработку большие запасы окисленных никелевых руд Буруктальского месторождения с повышенным содержанием железа и кобальта, которые в настоящее время являются непригодными для шахтной плавки [5].

## БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Захаров Б. Н., Воробьев В. А. Шахтная плавка окисленных никелевых руд и конвертирование никелевых штейнов. — М.: Metallurgy, 1974. С. 167.
2. Резник И. Д. Совершенствование шахтной плавки окисленных никелевых руд. — М.: Metallurgy, 1983. С. 190.
3. Пат. РФ 2134729/ В. М. Попов и др. Способ переработки окисленных никелевых руд. — Оpubл. 20.08.99.
4. Пименов Л. И., Михайлов В. И. Переработка окисленных никелевых руд. — М.: Metallurgy, 1972. С. 99.
5. Захаров Б. Н., Попов В. М. // Цветные металлы. 2002. № 4. С. 27–29.

### COMBINED METHOD FOR PROCESSING OF OXIDIZED NICKEL ORES

V. M. Popov

The essence of this method is concluded in processing of the part of ore (about half of ore, maybe more) via direct reduction for roughing ferronickel. Furnace slag is withdrawn to slag heap and ferronickel concentrate, containing 6-15% of Ni, is forwarded (together with the other part of sintered (briquetted) ore) for reducing-sulfidizing melting in shaft furnaces. Introduction of the combined processing method (direct reduction – shaft melting) of oxidized nickel ores improves technical and economical parameters of the whole process, decreases substantially cost of commercial nickel, diminishes emission of sulfuric gas and dust, allows to involve large resources of oxidized nickel ores with increased content of iron and cobalt in the processing, taking into account that these resources are now useless for shaft melting.

**Читайте и выписывайте журнал «Цветные металлы»!**

**Стоимость подписки на 1-е полугодие 2004 г. — 3900 руб.  
(650 руб. за 1 номер)**

#### Расценки на размещение рекламы (евро) в журнале «Цветные металлы»

Место размещения рекламы	Количество публикаций				
	1-2	3-4	5-6	7-8	9-12
1-я стр. обложки (цветная)	1000	940	880	820	760
2-я и 3-я стр. обложки (цветная)	800	740	680	620	560
4-я стр. обложки (цветная)	840	780	720	660	600
Внутренняя часть журнала (цветная) А4	650	615	580	545	510
Внутренняя часть журнала (черно-белая) А4	210	200	190	180	170
2А4	375	350	325	300	275
1/2 А4	100	95	90	85	80
1/3 А4	75	70	65	60	55
1/4 А4	55	50	45	40	35

**Наш адрес:**

119049, г. Москва, В - 49, а/я № 71.  
Издательский дом «Руда и Металлы»

Тел. (095) 230-45-18, 236-97-28  
Тел./факс (095) 363-62-95, 236-97-68

E-mail: [colormet@aha.ru](mailto:colormet@aha.ru)

Internet: [www.rudmet.ru](http://www.rudmet.ru)