



ПИРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЕ ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ СУЛЬФИДНЫХ МЕДНО-НИКЕЛЕВЫХ РУД С ВЫСОКИМ СОДЕРЖАНИЕМ МЕТАЛЛОВ ПЛАТИНОВОЙ ГРУППЫ: СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ

Богатырев Д.М.¹, Петров Г.В.¹, Цымбулов Л.Б.²

¹Санкт-Петербургский горный университет, Санкт-Петербург, Россия

²ООО «Институт Гипроникель», Санкт-Петербург, Россия

Аннотация. Постановка задачи (актуальность работы). Анализ современного состояния мирового производства металлов платиновой группы свидетельствует о том, что существенная доля металлов платиновой группы производится при переработке сульфидных медно-никелевых концентратов. В то же время отмечается многообразие технологических приемов переработки сульфидных медно-никелевых концентратов, характеризующихся различным уровнем содержания шлакообразующих примесей, различным содержанием драгоценных металлов, различным отношением меди к никелю, а также различной энергетической способностью сырья, определяемой, как правило, по содержанию серы в концентрате. При этом выбор оптимальной технологии переработки концентратов является ключевым фактором на технологические показатели процесса, в том числе на извлечение металлов платиновой группы в целевой продукт. **Используемые методы.** Аналитический обзор современного состояния пирометаллургических технологий переработки сульфидного медно-никелевого сырья с повышенным содержанием металлов платиновой группы. **Новизна.** 1. Произведен анализ технологических показателей пирометаллургических переделов переработки сульфидных медно-никелевых концентратов, содержащих металлы платиновой группы. 2. Приведены характеристики основных агрегатов, используемых при плавке на штейн медно-никелевого концентрата. 3. Сделана сравнительная оценка применяемых агрегатов на различных металлургических предприятиях мира при плавке медно-никелевых концентратов с повышенным содержанием металлов платиновой группы. **Результаты.** Рассмотрены технологии переработки высокосульфидных медно-никелевых концентратов, представленных в первую очередь на предприятиях России и Канады, а также высокомагнезиальных концентратов ЮАР. Установлено, что основным фактором, влияющим на выбор той или иной схемы переработки сульфидных медно-никелевых концентратов, содержащих металлы платиновой группы, является в первую очередь их минералогический состав. На основе проведенного анализа основных технологических показателей головных переделов предприятий, перерабатывающих сульфидные медно-никелевые руды с высокой концентрацией металлов платиновой группы, определены и обоснованы основные направления развития технологий переработки сульфидных медно-никелевых руд. Рассмотрены варианты пирометаллургической переработки концентратов в условиях интенсивного перемешивания расплава кислородно-воздушной смесью. **Практическая значимость.** На основе анализа основных технологических процессов пирометаллургической переработки сульфидных медно-никелевых руд, содержащих металлы платиновой группы, выявлены наиболее эффективные, к которым в первую очередь относятся автогенные барботажные процессы.

Ключевые слова: металлы платиновой группы, сульфидные медно-никелевые руды, автогенные процессы, обжиг в кипящем слое, плавка во взвешенном состоянии.

© Богатырев Д.М., Петров Г.В., Цымбулов Л.Б., 2022

Для цитирования

Богатырев Д.М., Петров Г.В., Цымбулов Л.Б. Пирометаллургические технологии переработки сульфидных медно-никелевых руд с высоким содержанием металлов платиновой группы: современное состояние и перспективы развития // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2022. Т. 20. №1. С. 14–24. <https://doi.org/10.18503/1995-2732-2022-20-1-14-24>



Контент доступен под лицензией Creative Commons Attribution 4.0 License.
The content is available under Creative Commons Attribution 4.0 License.

PYROMETALLURGICAL TECHNOLOGIES FOR PROCESSING SULFIDE COPPER-NICKEL ORES WITH A HIGH CONTENT OF PLATINUM GROUP METALS: CURRENT STATE AND PROSPECTS OF DEVELOPMENT

Bogatyrev D.M.¹, Petrov G.V.¹, Tsymbulov L.B.²

¹Saint Petersburg Mining University, Saint Petersburg, Russia

²LLC Gipronickel Institute, Saint Petersburg, Russia

Abstract. Problem Statement (Relevance). An analysis of the current state of world production of platinum group metals indicates that a significant proportion of platinum group metals are produced during the processing of copper-nickel sulfide concentrates. At the same time, there is a variety of technological methods for processing sulfide copper-nickel concentrates, characterized by different levels of slag-forming impurities, different contents of precious metals, different ratio of copper to nickel, as well as different energy capacity of raw materials, determined, as a rule, by the sulfur content in the concentrate. At the same time, the choice of the optimal concentrate processing technology is a key factor in the technological parameters of the process, including the extraction of platinum group metals into the target product. **Methods Applied.** An analytical review of the current state of pyrometallurgical technologies for processing sulfide copper-nickel raw materials with a high content of platinum group metals. **Novelty.** 1. The authors have analyzed technological indicators of pyrometallurgical processing of sulfide copper-nickel concentrates containing platinum group metals. 2. The paper contains characteristics of the main facilities used in matte smelting of copper-nickel concentrates. 3. The authors have made a comparative assessment of the facilities used at various metallurgical enterprises of the world for melting copper-nickel concentrates with a higher content of platinum group metals. **Results.** The paper describes processing technologies of high-sulfide copper-nickel concentrates, primarily presented at enterprises of Russia and Canada, as well as high-magnesia concentrates of South Africa. It has been established that a main factor influencing the choice of a particular schedule for processing sulfide copper-nickel concentrates containing platinum group metals is, first of all, their mineralogical composition. Having analyzed main technological indicators of the main divisions of enterprises, processing sulfide copper-nickel ores with a high concentration of platinum group metals, the authors determined and provided a rationale for main areas of development of technologies for processing sulfide copper-nickel ores. The paper presents options of pyrometallurgical processing of concentrates by intensive mixing of the melt with an oxygen and air mixture. **Practical Relevance.** Having analyzed main technological processes of pyrometallurgical processing of sulfide copper-nickel ores, containing platinum group metals, the authors identified the most efficient ones, which primarily include autogenous bubbling processes.

Keywords: platinum group metals, sulfide copper-nickel ores, autogenous processes, fluidized-bed roasting, suspension smelting.

For citation

Bogatyrev D.M., Petrov G.V., Tsymbulov L.B. Pyrometallurgical Technologies for Processing Sulfide Copper-Nickel Ores with a High Content of Platinum Group Metals: Current State and Prospects of Development. *Vestnik Magnitogorskogo Gosudarstvennogo Tekhnicheskogo Universiteta im. G.I. Nosova* [Vestnik of Nosov Magnitogorsk State Technical University]. 2022, vol. 20, no. 1, pp. 14–24. <https://doi.org/10.18503/1995-2732-2022-20-1-14-24>

Введение

Сульфидные медно-никелевые руды и концентраты перерабатываются на металлургических предприятиях, расположенных в Канаде, Австралии, Китае, Южно-Африканской республике и России. Все они в той или иной степени содержат металлы платиновой группы, золото и серебро, однако разница в содержаниях благородных металлов в различных месторождениях весьма значительна. Кроме того, предприятия, перерабатывающие сырье различного состава, были введены в

эксплуатацию в разные годы и используют отличающиеся технологии. В настоящей статье рассмотрены известные варианты переработки сульфидных медно-никелевых руд, в состав которых присутствуют металлы платиновой группы: от плавки неподготовленных или агломерированных концентратов на бедные штейны до автогенных высокопроизводительных процессов с использованием кислородного дутья. Отдельно выделены предприятия, перерабатывающие концентраты, характеризующиеся повышенным содержанием металлов платиновой группы.

Технология «Обжиг в печах кипящего слоя – электроплавка огарка на штейн»

На смену процесса плавки необожженных медно-никелевых руд и концентратов в шахтных и отражательных печах и технологии, основанной на сочетании операций агломерации и плавки в электропечах, пришли в начале 60-х гг. XX века технологии, базирующиеся на окислительном обжиге сульфидных концентратов в печах кипящего слоя (КС) с последующей электроплавкой обожженного огарка на относительно богатый металлизированный штейн. По данной технологии работал ряд предприятий Канады.

Например, ее применяли на канадском заводе *Thompson*, введенном в эксплуатацию в 1960 г. и остановленном летом 2018 г. в связи с вводом в строй гидрометаллургического завода Long Harbor и переориентации переработки концентратов с рудника Voisey's Bay на этот завод. Концентрат (состав, %: Ni – 14; Cu – 0,3; Co – 0,3; Fe – 37; S – 29; MgO – 2,9) с содержанием 90% твердых смешивали с кремнийсодержащим флюсом и подавали в печь КС, где он частично окислялся. Печи КС имели диаметр в зоне кипящего слоя 5,5 м с расширением в верхней части печи до 6,4 м. Номинальная мощность печи составляла 55 т/ч. При обжиге удалялось 40% серы. Отдельно стоит отметить, что ориентировочно 75% огарка выносилось из печи и улавливалось в циклонах. Непосредственно из печи КС выгружалось только 25% огарка. Температура в кипящем слое составляла 600°C, в разгружаемом огарке 580°C. Содержание диоксида серы в газах печи КС составляло 25%, однако серная кислота не производилась, так как в этом районе нет в ней потребности. Газы проходили очистку в циклонах и электрофильтрах и выбрасывались в трубу. К моменту выброса газов в трубу концентрация диоксида серы в газах снижалась до 2%, что связано с разбавлением их воздухом.

В 2008 г. выбросы диоксида серы составили 217 тыс. т., выбросы твердой пыли с газами после электрофильтров, поступающими в дымовую трубу, составляли 735 т. Горячий огарок после обжига поступал в электропечь. На заводе эксплуатировалось две шестиэлектродные электропечи со средней рабочей мощностью 16 MW каждая. Размеры печи 11×32×6 м. В каждой печи производится около 30 т/ч штейна. Расход электроэнергии составляет 470 кВт·ч на тонну сухой твердой шихты. Штейн (состав, мас.-%: Ni – 30; Cu – 1; Co – 1; Fe – 37; S – 27) продували в кон-

вертерах Пирса-Смита до файнштейна с содержанием 0,5% железа. Файнштейн разливали на аноды, которые поступали в цех электролиза никеля [1].

Аналогичная технология применялась на плавильном никелевом заводе *Falconbridge* одноименной компании. Сырьем для завода служила и служит медно-никелевая сульфидная руда района Садбери. В настоящее время ведется добыча медно-никелевой руды также на крайнем севере Канады в северном Квебеке на руднике Raglan. В настоящее время переработка рудного медно-никелевого концентрата на данном предприятии осуществляется по технологии «частичный окислительный обжиг концентрата в печах КС – плавка огарка в электропечах – конвертирование богатого металлизированного штейна» [2–5].

Подводя итоги рассмотрения работы двух канадских предприятий, следует отметить, что идеология «окислительный обжиг в печах КС – электроплавка огарка на металлизированный относительно богатый по сумме Cu+Ni штейн» пришла на смену шахтной и рудно-термической плавке концентратов и агломератов. При этом в существенной степени решались экологические проблемы и увеличивалась производительность предприятий. Потери цветных металлов со шлаками, разумеется, возрастили, так как плавка осуществлялась на более богатый штейн, но этот рост был не столь существенен, так как плавку осуществляли на металлизированный штейн, а это, как известно, снижает потери металлов со шлаком за счет высокой активности железа в таком штейне и высокой величине межфазного натяжения между штейном и шлаком, что минимизирует механические потери [6].

Технология взвешенной плавки

Данная технология нашла широкое применение на многих мировых предприятиях. Рассмотрим подробнее специфику некоторых из них.

На никелевом плавильном заводе *Harjavalta* (Финляндия), ранее принадлежавшем компании Outokumpu, а с 2004 г. – компании Boliden, технология взвешенной плавки Outokumpu применялась, начиная с 1959 г. В 1995 г. процесс плавки претерпел существенную модификацию – была внедрена новая технология, так называемый «процесс прямой плавки никеля Outokumpu» – «Direct Outokumpu Nickel» Smelting (DON), осуществляемая также в печи взвешенной плавки, что позволило увеличить произ-

водительность с 17 тыс. т никеля в год до 52 тыс. т/год. В результате плавки DON получают богатый штейн с 4–6% Fe и суммой цветных металлов до 70%. Отдельно стоит отметить, что плавильный завод *Harjavalta* в настоящее время является единственным предприятием в мире, работающим по данной технологии. Что касается металлов платиновой группы, то при переработке концентратов по технологии DON они эффективно коллектируются в штейновой фазе, а количество металлов платиновой группы, направляемых на обеднение, пренебрежимо мало [7].

Также одним из предприятий, применяемых в качестве головного передела для переработки медно-никелевых руд технологии взвешенной плавки, является австралийский завод *Kalgoorlie*. В настоящее время весь концентрат плавится в печи взвешенной плавки с электропечью, встроенной в отстойник печи. Печь имеет размеры 37 м в длину и 8 м в ширину. В ней установлено 4 концентратных горелки. Мощность печи 130–140 т/ч сухого концентрата. Обогащение дутья кислородом составляет 35%. Производительность по штейну с содержанием 34% суммы цветных металлов составляет 630 т/сут. Шлак содержит 33% SiO_2 , 40% Fe, 6,3% Fe_3O_4 , 7,1% MgO. Штейн конвертируется в конвертерах Пирса-Смита, их на заводе 3 размером 3,6×7,3 м. Шлак, содержащий 21% SiO_2 , 55% Fe, 32% Fe_3O_4 , возвращается в печь взвешенной плавки. Газы после очистки поступают на производство серной кислоты. Файнштейн содержит 69% суммы цветных металлов и характеризуется низким содержанием меди: отношение Ni:Cu составляет 37, отношение Ni:Co – 74. Извлечение никеля в файнштейн составляет 95,8%. Он направляется на рафинирование на заводы *Kwinana* той же компании и другие рафинировочные заводы [2].

Плавильный завод компании *BCL* в Ботсване, сданный в эксплуатацию в 70-х гг. прошлого века, также работает по технологии взвешенной плавки. В печи получают высокожелезистый штейн, содержащий 32% суммы цветных металлов, 33% Fe и 24% S. После чего штейн направляется на конвертирование в один из трех конвертеров Пирса-Смита. В свою очередь, шлак обедняется в двух трехэлектродных электропечах, после чего поступает в отвал. Сквозное извлечение никеля в файнштейн на данном предприятии составляет 90% [2].

На *Надеждинском металлургическом заводе* (НМЗ), находящемся в городе Норильске,

применяется взвешенная плавка смеси никелевых концентратов (мас. %: Ni – 10,3; Cu – 2,6; Fe – 39,4; Co – 0,41; S – 29,5; SiO_2 – 6,5; Al_2O_3 – 0,9; CaO – 0,7; MgO – 0,7) с получением штейна, содержащего 45–55% суммы Cu+Ni, после конвертирования получают файнштейн, который в виде медленно охлажденных слитков направляется на предприятия Кольского полуострова. Печные и конвертерные шлаки обедняются в электропечах, образующиеся штейны поступают на конвертирование с получением файнштена. В ПВП и конвертерах перерабатывается «никелевый» шлак Медного завода. Одним из существенных достоинств плавильного производства на НМЗ является высокое извлечение цветных и драгоценных металлов за счет того, что в процессе обеднения в электропечь добавляется руда, которая оказывает сильный «промывающий» эффект при плавке. Оба эти фактора (загрузка руды и получение сильнометаллизированного штейна) обеспечивают низкое содержание никеля (0,13–0,14%), кобальта (0,1–0,11%) и, соответственно, драгоценных металлов в отвальных шлаках. По этому показателю НМЗ находится в мире на одной из передовых позиций, если сравнить этот завод с другими заводами, в голове которых используется взвешенная плавка [8].

Технологическая схема переработки медно-никелевого концентрата на канадском заводе *Copper Cliff* включает в себя взвешенную плавку, конвертирование штейна в конвертерах Пирса-Смита до файнштейна, медленное охлаждение файнштейна, дробление его и измельчение, магнитную сепарацию и разделение немагнитной фракции файнштейна обогащательными методами на медный концентрат и никелевый концентрат. На плавильном заводе Copper Cliff перерабатывается 3600 т/сут коллективного концентрата, содержащего 19,5–21% суммы никеля, меди и кобальта, 30–31,5% серы и 12% влаги. Отношение Cu:Ni меняется, но в среднем составляет 1:1, содержание кобальта обычно составляет 0,35%. На заводе Copper Cliff технология производства файнштейна была сформирована в окончательном виде без передела обеднения шлаков. За основу была принята идеология плавки на относительно бедный штейн, содержащий сумму Cu+Ni = 45% и оборотом конвертерного шлака через плавильную печь. Сравнительный анализ технологии Copper Cliff и Надеждинского завода показывает, что при близком качестве перерабатываемого рудного концентрата потери

цветных металлов со шлаками на Copper Cliff существенно выше и превышают по меди и никелю 0,4% для каждого металла. По содержанию металлов платиновой группы в шлаках печи кислородной плавки Copper Cliff информация недоступна. Известно только, что коллективный концентрат Copper Cliff существенно беднее норильских никелевых концентратов по платиновым металлам.

Характеристики печей взвешенной плавки, перерабатывающих сульфидные медно-никелевые концентраты с содержанием платиновых металлов в 0,4% для каждого металла.

На автогенные технологии с применением кислородной плавки привел к получению более богатых штейнов и, соответственно, более богатых шлаков. Однако при правильно организованном обеднении шлаков извлечение цветных металлов может быть сохранено на высоком уровне, о чем свидетельствует опыт Надеждинского металлургического завода.

Таблица 1. Характеристики печей для взвешенной плавки медно-никелевых концентратов, содержащих металлы платиновой группы [9]

Table 1. Description of furnaces for suspension smelting of copper-nickel concentrates, containing platinum group metals [9]

Завод, страна, компания	Copper Cliff, Vale, Канада	Kalgoorlie, BHP Billiton, Австралия	BCL, Ботсвана	Jinchuan, Китай	НМЗ, Норникель, Россия	Harjavalta, Финляндия, Boliden
Ввод в строй, год	1993	1972	1973	1992	1981	1959
Процесс	Взвешенная плавка Inco	Взвешенная плавка Outotec со встроенной электропечью	Взвешенная плавка Outotec	Взвешенная плавка Outotec со встроенной электропечью	Взвешенная плавка Outotec	Взвешенная плавка Outotec
Ni в штейне, тыс. т/год	133	100	27	65	140–170 (2 печи)	38
Размеры (внутренние), м:						
Под (ширина×длина×высота)	8×30×9	8×37×3,5	8×22×4	7×32×3,5	10×31×6	7×19×2,6
Реакционная шахта:						
диаметр	Нет данных	7	8	6	8	4,6
высота над крышей отстойника	Нет данных	6	11	6	9	7,6
Число концентр. горелок	4 горизонт.	4	4	4	1	1
Аптеек:	Квадратный	Нет данных	Нет данных	Нет данных	Круглый	Нет данных
диаметр	4×4	3,5×8	5	3	Нет данных	Нет данных
высота над крышей отстойника	15	7	17	7	Нет данных	Нет данных
Кампания, лет	2–3	10	9	8	5	10
Сырье						
Сухой концентрат, т/ч	125	140	120	50	150	45
Состав, %	Ni-10 Cu-12 Co-0,3 Fe-39 S-34	Ni-15 Cu-0,3 Co-0,4 Fe-34 S-32	Ni-5 Cu-4 Co-0,2 Fe-43 S-31	Ni-9 Cu-4 Co-0,2 Fe-38 S-27	Ni-9 Cu-4 Co-0,5 Fe-44 S-33	Ni-15 Cu-0,8 Co-0,4 Fe-30 S-29

Окончание табл. 1

Завод, страна, компания	Copper Cliff, Vale, Канада	Kalgoorlie, BHP Billiton, Австралия	BCL, Ботсвана	Jinchuan, Китай	НМЗ, Норникель, Россия	Harjavalta, Финляндия, Boliden
Дутье						
Температура, °С	Температура окружающей среды	500	260	Нет данных	Температура окружающей среды	Температура окружающей среды
O ₂ , объемные %	96	35	31	42	70	75
Скорость потока, нормальные м ³ /ч	14000	85000	150000	33000	60000	7000
Питание кислородом, т/ч	11	25	40	12	40–50	4
Продукция						
Штейн, т/ч	65	25	25		25–35	5
Состав штейна, %	Ni–23 Cu–25 Co–0,6 Fe–24 S–26	Ni–47 Cu–1,5 Co–0,8 Fe–20 S–27	Ni–17 Cu–15 Co–0,4 Fe–33 S–25	Ni–29 Cu–15 Co–0,6 Fe–29 S–23	Ni–33 Cu–14 Co–0,5 Fe–23 S–27	Ni–65 Cu–5 Co–0,7 Fe–5 S–22
Шлак, т/ч	120	70	110	50	160	20
Состав шлака, %	Ni–0,4 Cu–0,4 Co–0,2 Fe–43 SiO ₂ –36	Ni–0,7 Cu–0,1 Co–0,2 Fe–40 SiO ₂ –33	Ni–1,5 Cu–1,3 Co–0,1 Fe–40 SiO ₂ –28	Ni–0,35 Cu–0,35 Co–0,1 Fe–41 SiO ₂ –36	Ni–0,13 Cu–0,12 Co–0,11 Fe–40 SiO ₂ –34	Ni–0,3 Cu–0,2 Co–0,5 Fe–38 SiO ₂ –29
Отходящий газ						
Скорость потока, нормальные м ³ /ч	26000	Нет данных	100000	60000	60 000	16000
SO ₂ , объемные % на выходе из печи	55	Нет данных	7,2	8	35	30
Направление SO ₂	Нет данных	Производство H ₂ SO ₄	Производство H ₂ SO ₄	Производство H ₂ SO ₄	Производство H ₂ SO ₄	Производство H ₂ SO ₄
Температура, штейн/шлак/газ, °С	1210/1280/1350	1170/1300/1400	1160/1240/1400	1320/1380/1380	1150/1250/1150	1360/1400/1400
Подача топлива						
Кол-во углеводородного топлива, сгорающего в час	340 нормальных м ³ природного газа + 1,4 т кокса	1,5 м ³ нефти	6 т угля	1,3 м ³ нефти +0,8 т угля	До 6000 нормальных м ³ газа в час	1 т сырой нефти
Электроэнергия	Нет данных	6,25 МВт, 6 электродов	0	5 МВт, 6 электродов	Нет данных	Нет данных

Технология барботажной плавки

В настоящее время технология автогенной барботажной плавки для переработки медно-никелевых концентратов применяется на одном заводе в мире – китайском заводе *Jinchuan*. В 2005 г. компания *Jinchuan Nonferrous Metals* заключила контракт с компанией *Ausmelt* на по-

ставку новой технологии плавки. Завод начал работать по новой технологии в августе 2008 г. и очень быстро достиг проектных показателей. Проектная мощность новой плавильной печи *Ausmelt* составляет 1,3 млн т/год концентрата. Эта технология впервые применена в никелевой промышленности. Шлак и штейн из печи *Ausmelt* непрерывно подаются в работавшую

ранее электропечь, где происходит обеднение шлака углем и одновременно отстаивание расплавов с образованием штейна и шлака. Площадь пода печи – 220 м², мощность – 15 МВт. Образующийся штейн содержит 35–40% суммы меди и никеля. Шлак характеризуется повышенным содержанием цветных металлов (по 0,3–0,4% Ni и Cu) [2, 9, 10]. Несколько лучший результат следовало бы ожидать в случае использования вместо агрегата Ausmelt однозонной печи Ванюкова, так как ее конструкция позволяет разделить шлако-штейновую эмульсию на шлак и штейн в сифонных устройствах, что предполагает более низкий уровень механических потерь в связке «барботажная печь – электропечь обеднения».

Таблица 2. Характеристики печей для плавки необожженных концентратов с высоким содержанием металлов платиновой группы [9]

Table 2. Description of furnaces for smelting of unroasted concentrates with a high content of platinum group metals [9]

Компания, страна	Polokwane (Anglo American Platinum), IOAP	Rustenburg (Impala Platinum)	Lonmin, IOAP	Northam, IOAP	Zimplats, Зимбабве	Stillwater, США	Waterval (Anglo American Platinum), IOAP	Mortimer (Anglo American Platinum), IOAP
Печи:								
Количество и тип печи	1 прямоугольная	4 прямоугольные	1 круглая	1 прямоугольная	1 круглая	1 прямоугольная	2 прямоугольные	1 прямоугольная
Внешние размеры, м	29×10	26×8	Ø 11 м	26×9	Ø 12 м	9×5	26×8	25×7
Рабочие характеристики:								
Средняя рабочая мощность, МВт	68	35 и 38	28	15	12,5	5	34	20
Энергопотребление, кВт·ч/т	750–850	721	850	1000	900	900	700	820–850
Производительность, т/ч/печь	Нет данных	46	30	10	10	1	36	20
Сырье:								
Флюс	Известняк	Не добавляется	Нет данных	Нет данных	Известняк	Известняк, отработанные катализаторы	Известняк	Известняк
Примерный состав сырья, %	Ni–2,1 Cu–1,2 Co–0,04 Fe–12 S–5 MgO–18	Ni–1,7 Cu–1,1 Co–0,05 Fe–12 S–5 MgO–18	Ni–2,5 Cu–1,5 Co–0,13 Fe–17 S–6 MgO–17	Ni–2,5 Cu–1,3 Co–0,05 Fe–13 S–5 MgO–18	Ni–2,0 Cu–1,5 Co–0,07 Fe–13 S–6 MgO–24	Ni–5,3 Cu–3,2 Co–0,01 Fe–15 S–13 MgO–12	Ni–3,6 Cu–2,1 Co–0,08 Fe–16 S–9 MgO–20	Ni–2,2 Cu–1,1 Co–0,04 Fe–12 S–5 MgO–20
Конвертерный шлак	Нет данных	Гранулированный	Гранулированный	Нет данных				

Электроплавка необожженных концентратов с повышенным содержанием металлов платиновой группы

Как отмечалось выше, отдельное место в способах переработки медно-никелевых концентратов занимает технология плавки необожженных низкосернистых концентратов, характеризующихся высоким содержанием металлов платиновой группы, а также высоким содержанием таких тугоплавких компонентов, как MgO и Cr₂O₃. Ряд плавильных заводов Южно-Африканской республики и один завод в США выбрали ее для извлечения платиноидов. Технические характеристики печей для плавки необожженных концентратов приведены в табл. 2.

Окончание табл. 2

Компания, страна	Polokwane (Anglo American Platinum), ЮАР	Rustenburg (Impala Platinum)	Lonmin, ЮАР	Northam, ЮАР	Zimplats, Зимбабве	Stillwater, США	Waterval (Anglo American Platinum), ЮАР	Mortimer (Anglo American Platinum), ЮАР
Электроды:								
Количество	Нет данных	Нет данных	3	6	3	3	Нет данных	Нет данных
Диаметр, м	1,6	1,4	1,4	1,0	1,2	0,3	1,1	1,25
Расход массы, кг/т	3	2	2,6	2,6	3,1	3,5	2	Нет данных
Продукты плавки:								
Штейн, т/ч	Нет данных	5-6	4	1,8	1,2	0,14-0,25	7-8	3
Температура штейна, °C	1550	1300	1550	1400	1400	1200	Нет данных	1550
Состав, %	Ni-14 Cu-8 Co-0,3 Fe-40 S-30	Ni-14 Cu-9 Co-0,3 Fe-45 S-30	Ni-15 Cu-9 Co-0,5 Fe-43 S-28	Ni-16 Cu-8 Co-0,4 Fe-41 S-27	Ni-15 Cu-10 Co-0,7 Fe-43 S-28	Ni-17 Cu-11 Co-0,02 Fe-43 S-27	Ni-17 Cu-9 Co-0,5 Fe-41 S-27	Ni-12 Cu-7 Co-0,3 Fe-37 S-25
Переработка штейна	Непрерывное конвертирование	Конвертер Пирс-Смита	Конвертер Пирс-Смита	Конвертер Пирс-Смита	Конвертер Пирс-Смита	TBRC	Непрерывное конвертирование	Непрерывное конвертирование
Шлак, т/ч	Нет данных	41	Нет данных	Нет данных	Нет данных	Нет данных	36	14
Температура шлака, °C	1600	1460	1650	1500	1600	1500	1550	1650
Способ переработки	Грануляция и отвал	Грануляция, измельчение, флотация	Нет данных	Нет данных	Грануляция, отвал	Медленное охлаждение, измельчение, флотация	Грануляция, измельчение, флотация	Грануляция, измельчение, флотация
Состав, %	SiO ₂ -52 Fe-8 MgO-23	Ni-0,11 Cu-0,11 SiO ₂ -47 Fe-9 MgO-21	SiO ₂ -45 Fe-22 MgO-20	Ni-0,2 Cu-0,1 SiO ₂ -44 Fe-16 MgO-20	SiO ₂ -54 Fe-14 MgO-22	SiO ₂ -45 Fe-10 MgO-14	Ni-0,19 Cu-0,11 SiO ₂ -46 Fe-24 MgO-15	SiO ₂ -41 Fe-16 MgO-13
SO ₂ в отходящем газе, объемные %	0,5-1,5	0,9	Нет данных	Нет данных	0,1	4	0,5-1,3	0,5-1,0
Способ утилизации газов	Производство H ₂ SO ₄	Производство H ₂ SO ₄	Производство H ₂ SO ₄	Нет данных	Нет данных	Нет данных	Производство H ₂ SO ₄	Производство H ₂ SO ₄

Технология переработки богатых металлами платиновой группы медно-никелевых концентратов в ЮАР на штейн была изменена в 1990-х гг. Ранее эти концентраты сушили в сушилках Бюттнера до 7% влажности, измельчали и окомковывали в грануляторе диаметром 3 м. Получаемые окатыши диаметром 16 мм и влажностью 10% сушили до влажности 2% во вращающихся сушилках на нефтяном топливе, пе-

ремешивали с флюсами после весового дозирования и транспортировали в электропечь ленточным конвейером [11].

В настоящее время на всех плавильных заводах ЮАР компаниями *Anglo Platinum*, *Impala Platinum* и *Lonmin Platinum* используется одна и та же технология плавки. В электропечи подается абсолютно сухой тонкий концентрат. Сушка ведется либо во взвешенном состоянии (*Anglo*

Platinum, Lonmin Platinum), либо в распылительной сушилке (Impala Platinum). На всех предприятиях, перерабатывающих концентраты в электропечах, плавка ведется на бедный неметаллизированный штейн, содержащий в сумме 20–30% цветных металлов. Как и следовало ожидать, шлаки содержат низкие концентрации меди и никеля (содержания платиновых металлов не публикуются). Однако даже в этом случае как минимум половина предприятий использует флотацию шлаков. Цели этой флотации очевидны – доизвлечь именно платиновые металлы, основная часть которых теряется, прежде всего, с сульфидными корольками, не осевшими из шлака. Предположительно, что шлак содержит значительные количества именно мелкой сульфидной взвеси, так как плавке подвергается мелкий флотационный концентрат, а электропечи не способны обеспечить коалесценцию этих капель из-за отсутствия в них барботажа расплава. Таким образом, не очевидно, что выбор для данного типа концентратов рудно-термической плавки является оптимальным решением. С одной стороны, выбор электропечного способа понятен и обоснован наличием в концентратах высокой концентрации MgO, с другой – не все концентраты являются тугоплавкими, как, например, концентрат, перерабатываемый на Stillwater, содержащий всего 12% MgO.

Выводы

1. Анализ промышленной практики предприятий по пирометаллургической переработке медно-никелевых концентратов, содержащих металлы платиновой группы, свидетельствует, что головными технологическими переделами являются:

- обжиг в печах КС (или агломерация) с последующей плавкой обожженного продукта в электропечах с получением штейнов, содержащих Cu+Ni ~ 30–50%;
 - плавка во взвешенном состоянии (взвешенная плавка Outotec и кислородно-факельная плавка Inco) с получением штейнов, содержащих Cu+Ni ~ 30–70%;
 - плавка в печах с барботируемой жидкой ванной (Ausmelt, плавка Ванюкова) с получением штейнов, содержащих Cu+Ni ~ 45–70%;
 - электроплавка необожженных концентратов (сухих мелких и брикетированных) с получением штейнов, содержащих Cu+Ni ~ 15–30%.
2. Переработка сульфидных концентратов в электропечах сопряжена с рядом существенных

недостатков, к которым относятся низкая удельная производительность агрегатов, высокий расход электроэнергии, а также высокий уровень механических потерь цветных и платиновых металлов со шлаками, о чем свидетельствует применение флотации шлаков на многих заводах, работающих по данной технологии.

3. Наиболее перспективными и производительными являются барботажные автогенные процессы, отличительной чертой которых является полезное использование тепла, выделяющегося от окисления сульфидов. Кроме того, плавка в автогенном режиме позволяет получать богатые штейны, содержащие порядка 70% цветных металлов, при минимальных потерях благородных металлов.

Список литературы

1. Thompson smelter, refinery closing in 2018 // The Reminder. URL: <https://www.thereminder.ca/news/local-news/thompsonsmelter-refinery-closing-in-2018-1.2119225>.
2. Warner A.E.M., Diaz C.M., et al. JOM: World Nonferrous Smelter Survey. Part IV: Nickel: Sulfide // JOM. 2007. Vol. 4. Pp. 58–72.
3. Sulphuric acid on the WebTM. Knowledge for the Sulphuric Acid Industry // Acid Plant Database, 2016, February 23. Xstrata Nickel.
4. Crundwell F.K., Moats M., Ramachandran V. et al. Extractive Metallurgy of Nickel, Cobalt and Platinum-Group Metals // Elsevier Ltd. 2011, pp.199–214.
5. Schonewille R., Boinssault M., Ducharme D., Chenier J. et al. Update on Falconbridge's Sudbury nickel smelter. Nickel and Cobalt. Challengers in Extraction and Production // CIM. 2005. Pp. 479–498.
6. Ванюков А.В., Зайцев В.Я. Шлаки и штейны цветной металлургии. М.: Металлургия, 1969. 408 с.
7. Piskunen P., Avarmaa K., O'Brien H., Klemettinen L., Johto H. and Taskinen P. Precious Metal Distributions in Direct Nickel Matte Smelting with Low-Cu Mattes // Metallurgical and materials transaction, published online, 15 November 2017.
8. Кайтмазов Н.Г. Производство металлов за полярным кругом. М.: Антей лимитед, 2007. 296 с.
9. Оницин Б.П. Никелевые предприятия Китайской Народной Республики. М.: Руда и металлы, 1998. 77 с.
10. Aspola L., Matusewicz R., Haavlammi K., Hughes S. Outotec Smelting Solutions for the PGM Industry // Fifth International Platinum Conference “A catalyst for change”. Sun City, South Africa, 17–21 September 2012, pp. 239–250.
11. Mostert J.C., Roberts P.N. Electric smelting of Ni-Cu concentrates containing platinum group metals at Rustenburg Platinum Mines Ltd. // TMS Paper selection. 1978. New York. The Metallurgical Society of AIME. paper 48, pp. 290–299.

12. Металлургия цветных металлов: учебник / Сизяков В.М., Бажин В.Ю., Бричкин В.Н., Петров Г.В.; под ред. В.М. Сизякова. СПб.: Национальный минерально-сырьевой университет «Горный», 2015. 392 с.
13. Петров Г.В., Грейвер Т.Н., Лазаренков В.Г. Современное состояние и технологические перспективы производства платиновых металлов из хромитовых руд. СПб.: Недра, 2001. 200 с.
14. Поведение платиновых металлов при переработке сульфидного медно-никелевого сырья / Цемехман Л.Ш., Цымбулов Л.Б., Пахомов Р.А., Попов В.А. // Цветные металлы. 2016. №11. С. 50–56.
15. Nakamura S., Sano N. Solubility of platinum in molten fluxes as a measure of basicity // Metallurgical and materials transactions B. 2010. V. 28. Pp. 103–108.
16. Wiraseranee C., Yoshikawa T., Okabe T., Morita K. Dissolution behavior of platinum in $\text{Na}_2\text{O}-\text{SiO}_2$ -based slags // Material transactions. 2014. V. 55. Pp. 1083–1090.
17. Wiraseranee C., Yoshikawa T., Okabe T.H., Morita K. Effect of Al_2O_3 , MgO and CuO_x on the dissolution behavior of rhodium in the $\text{Na}_2\text{O}-\text{SiO}_2$ slags // Journal of mining and metallurgy, section B: Metallurgy. 2013. V. 49. Pp. 131–138.
18. Александрова Т.Н., О'Коннор С. Переработка платинометалльных руд в России и Южной Африке: состояние и перспективы // Записки Горного института. 2020. Т. 244. №4. С. 462–473.
19. Теляков А.Н., Рубис С.А., Горленков Д.В. Разработка эффективной технологии переработки промышленного сырья, содержащего благородные металлы // Записки Горного института. 2011. Т. 192. С. 88–92.
20. Петров Г.В., Диаките М., Спыну А.Ю. Обзор способов вовлечения в переработку техногенных платиносодержащих отходов горно-металлургического комплекса // Обогащение руд. 2012. №1. С. 25–28.
21. Gorlenkov D.V., Gorlenkova I.V., Beloglazov I.I., Timofeev V.Y. Selection of complete recovery of precious metals in the processing of copper-nickel alloys in hydrometallurgical way // Materials science forum. 2018. V. 927. Pp. 190–194.
5. Schonewille R., Boinssault M., Ducharme D., Chenier J. et al. Update on Falconbridge's Sudbury nickel smelter. Nickel and Cobalt. Challengers in Extraction and Production. CIM, 2005, pp. 479–498.
6. Vanyukov A.V., Zaytsev V.Ya. *Shlaki i shteyny tsvetnoy metallurgii* [Slags and mattes of non-ferrous metallurgy]. Moscow: Metallurgy Publishing House, 1969, 408 p. (In Russ.)
7. Piskunen P., Avarmaa K., O'Brien H., Klemettinen L., Johto H., Taskinen P. Precious metal distributions in direct nickel matte smelting with low-Cu mattes. Metallurgical and materials transaction, published online: 15 November 2017.
8. Kaitmazov N.G. *Proizvodstvo metallov za polyarnym krugom* [Production of metals beyond the Polar Circle]. Moscow: Antey Limited, 2007, 296 p. (In Russ.)
9. Onishchin B.P. Nickel enterprises of the People's Republic of China. Moscow: Ore and metals, 1998, 77 p. (In Russ.)
10. Aspola L., Matusewicz R., Haavanlammi K., Hughes S. Outotec smelting solutions for the PGM industry. Fifth International Platinum Conference “A catalyst for change”. Sun City, South Africa, 17–21 September 2012, pp. 239–250.
11. Mostert J.C., Roberts P.N. Electric smelting of Ni-Cu concentrates containing platinum group metals at Rustenburg Platinum Mines Ltd. TMS Paper selection, 1978, New York. The Metallurgical Society of AIME, paper 48, pp. 290–299.
12. Sizyakov V.M., Bazhin V.Yu., Brichkin V.N., Petrov G.V. *Metallurgiya tsvetnykh metallov: uchebnik* [Non-ferrous metallurgy: textbook]. Saint Petersburg: National Mineral Resources University of Mining, 2015, 392 p. (In Russ.)
13. Petrov G.V., Greyver T.N., Lazarenkov V.G. *Sovremennoe sostoyanie i tekhnologicheskie perspektivy proizvodstva platinovykh metallov iz khromitovykh rud* [Current state and technological prospects for the production of platinum metals from chromite ores]. Saint Petersburg: Nedra, 2001, 200 p. (In Russ.)
14. Tsemekhman L.Sh., Tsybulov L.B., Pakhomov R.A., Popov V.A. Behavior of platinum metals during sulfide copper-nickel raw materials processing. *Tsvetnye metally* [Non-Ferrous Metals], 2016, no. 11, pp. 50–56. (In Russ.)
15. Nakamura S., Sano N. Solubility of platinum in molten fluxes as a measure of basicity. Metallurgical and materials transactions B, 2010, vol. 28, pp. 103–108.
16. Wiraseranee C., Yoshikawa T., Okabe T., Morita K. Dissolution behavior of platinum in $\text{Na}_2\text{O}-\text{SiO}_2$ -based slags. Material transactions, 2014, vol. 55, pp. 1083–1090.
17. Wiraseranee C., Yoshikawa T., Okabe T.H., Morita K. Effect of Al_2O_3 , MgO and CuO_x on the dissolution behavior of rhodium in the $\text{Na}_2\text{O}-\text{SiO}_2$ slags. Journal of mining and metallurgy, section B: Metallurgy, 2013, vol. 49, pp. 131–138.

References

- Thompson smelter, refinery closing in 2018. The Reminder. Available at: <https://www.thereminder.ca/news/local-news/thompsonsmelter-refinery-closing-in-2018-1.2119225>
- Warner A.E.M., Diaz C.M. et al. JOM: World nonferrous smelter survey. Part IV: Nickel: Sulfide. JOM, 2007, vol. 4, pp. 58–72.
- Sulphuric acid on the WebTM. Knowledge for the sulphuric acid industry. Acid Plant Database, 2016, February 23, Xstrata Nickel.
- Crundwell F.K., Moats M., Ramachandran V. et al. Extractive metallurgy of nickel, cobalt and platinum group metals. Elsevier Ltd, 2011, pp.199–214.

18. Aleksandrova T.N., O'Connor C. Processing of platinum group metal ores in Russia and South Africa: current state and prospects. *Zapiski Gornogo instituta* [Journal of Mining Institute], 2020, vol. 244, no. 4, pp. 462–473. (In Russ.)
19. Telyakov A.N., Rubis S.A., Gorlenkov D.V. Developing an effective technology for processing of industrial raw materials containing noble metals. *Zapiski Gornogo instituta* [Journal of Mining Institute], 2011, vol. 192, pp. 88–92. (In Russ.)
20. Petrov G.V., Diakite M., Spynu A.Yu. Overview of ways to include in the processing man-made platinum-containing waste from the mining and metallurgical complex. *Obogashchenie rud* [Ore Dressing], 2012, no. 1, pp. 25–28. (In Russ.)
21. Gorlenkov D.V., Gorlenkova I.V., Beloglazov I.I., Timofeev V.Yu. Selection of complete recovery of precious metals in the processing of copper-nickel alloys in hydrometallurgical way. Materials Science Forum, 2018, vol. 927, pp. 190–194.

Поступила 13.12.2021; принята к публикации 21.01.2021; опубликована 25.03.2022
Submitted 13/12/2021; revised 21/01/2021; published 25/03/2022

Богатырев Дмитрий Михайлович – аспирант кафедры металлургии, Санкт-Петербургский горный университет, Санкт-Петербург, Россия.
Email: dmitri.bogatyrev@gmail.com. ORCID 0000-0002-2297-6608

Петров Георгий Валентинович – доктор технических наук, профессор кафедры металлургии, Санкт-Петербургский горный университет, Санкт-Петербург, Россия.
Email: petroffg@yandex.ru. ORCID 0000-0003-2382-5235

Цымбулов Леонид Борисович – доктор технических наук, профессор, директор департамента по исследованиям и разработкам, ООО «Институт Гипроникель», Санкт-Петербург, Россия.

Dmitrii M. Bogatyrev – postgraduate student of the Department of Metallurgy, Saint Petersburg Mining University, Saint Petersburg, Russia.
Email: dmitri.bogatyrev@gmail.com. ORCID 0000-0002-2297-6608

Georgii V. Petrov – DrSc (Eng.), Professor of the Department of Metallurgy, Saint Petersburg Mining University, Saint Petersburg, Russia.
Email: petroffg@yandex.ru. ORCID 0000-0003-2382-5235

Leonid B. Tsymbulov – DrSc (Eng.), Professor, Director of the Research and Development Department, LLC Gipronickel Institute, Saint Petersburg, Russia.