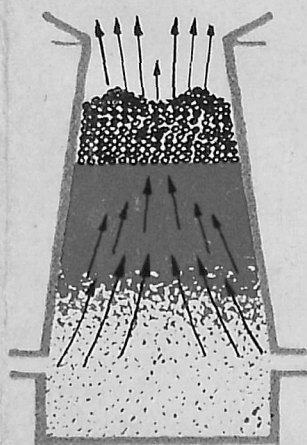


Б. Н. ЗАХАРОВ
В. А. ВОРОБЬЕВ

БИБЛИОТЕЧКА
РАБОЧЕГО
ЦВЕТНОЙ
МЕТАЛЛУРГИИ

**ШАХТНАЯ ПЛАВКА
ОКИСЛЕННЫХ
НИКЕЛЕВЫХ РУД
И КОНВЕРТИРОВАНИЕ
НИКЕЛЕВЫХ ШТЕЙНОВ**



1542

Б. Н. ЗАХАРОВ,
В. А. ВОРОБЬЕВ

БИБЛИОТЕЧКА
РАБОЧЕГО
ЦВЕТНОЙ
МЕТАЛЛУРГИИ

ШАХТНАЯ ПЛАВКА
ОКИСЛЕННЫХ НИКЕЛЕВЫХ РУД
И КОНВЕРТИРОВАНИЕ
НИКЕЛЕВЫХ ШТЕЙНОВ

ПОСОБИЕ
ДЛЯ РАБОЧИХ



МОСКВА
«МЕТАЛЛУРГИЯ»
1974

Контрольный экземпляр

Шахтная плавка окисленных никелевых руд и конвертирование никелевых штейнов. Захаров Б. Н., Воробьев В. А., М., «Металлургия», 1974, 168 с.

Дана теория и практика пирометаллургического процесса переработки окисленной никелевой руды в шахтных печах с последующим конвертированием штейна. Приведено описание конструкций основных металлургических агрегатов и практические приемы их обслуживания. Даны металлургические расчеты процессов восстановительно-сульфидирующей шахтной плавки и конвертирования. Описана экономика и организация труда этих главных переделов никелевой промышленности.

Предназначена в качестве пособия для рабочих.

Может быть полезна студентам вузов металлургических специальностей. Ил. 41. Табл. 15. Список лит. 8 назв.

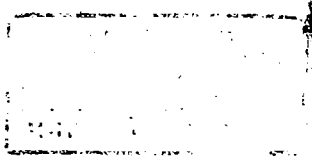
© Издательство «Металлургия», 1974

З $\frac{31006-060}{040(01)-74}$ 71-74

Оглавление

	Стр.
Введение	5
Глава I. Подготовка руды к плавке	10
Усреднение руд по химическому составу	10
Брикетиrowание	10
Агломерация	11
Глава II. Теоретические основы шахтной плавки	13
Процессы диссоциации	14
Процессы восстановления	14
Сульфидирование	16
Продукты плавки	19
Сжигание топлива и газовая фаза печи	22
Составление шихты. Определение расхода флюсов, сульфидизатора и кокса	24
Расход воздуха и упругость дутья	28
Некоторые примеры практического руководства по ведению плавки	30
Глава III. Практика ведения процесса плавки	34
Конструкция шахтной печи	34
Загрузка шихты	49
Практика обслуживания горна	53
Пуск и останов печи	60
Образование настелей и способы их ликвидации	65
Прогар кессонов	69
Практика обслуживания установки испарительного охлаждения	73
Пылеулавливание	76
Контроль за процессом	79
Технико-экономические показатели	80
Глава IV. Перспективы развития шахтной плавки	84
Обогащение дутья кислородом	84
Обеднение шлаков	85
Некоторые направления развития шахтной плавки	85
Глава V. Теоретические основы конвертирования никелевых штейнов	89
Состав и свойства никелевых штейнов	89
Сродство металлов к кислороду и давление диссоциации окислов	91
Реакции процесса конвертирования никелевых штейнов. Механизм процесса	94
Изменение состава и свойств штейна и шака по ходу процесса конвертирования	101
Теория современных способов обеднения конвертерных шлаков никелевого производства	109

Глава VI. Практика процесса переработки никелевого штейна	115
Конструкция агрегатов, применяемых для переработки никелевого штейна и обеднения конвертерных шлаков	115
Практика процесса конвертирования никелевого штейна до фанштейна	125
Практика процесса обеднения конвертерных шлаков	141
Контроль работы конвертеров	152
Очистка газов никелевых конвертеров	154
Неполадки в конвертерном переделе	157
Технико-экономические показатели	160
Расчет процесса обеднения конвертерных шлаков в отапливаемых конвертерах	161
Глава VII. Организация производства и заработной платы	164
Техника безопасности	164
Список рекомендуемой литературы	167



74-15423

ДЧ

25339

Введение

Бурно развивающаяся техника XX века способствовала и способствует дальнейшему прогрессу в развитии различных отраслей промышленности таких, например, как горнодобывающая, металлургическая, машино- и приборостроительная, транспортная и т. д. В последние десятилетия возникли совершенно новые отрасли — это атомная энергетика и электроника, реактивная техника, космонавтика, автоматика и телемеханика.

Подобные достижения в технике были бы невозможны без применения сплавов с особыми физико-химическими свойствами: высокой прочностью, жаростойкостью, антикоррозийностью и химической стойкостью. В производстве таких сплавов применяются различные металлы, в том числе и никель, мировое потребление (без СССР и стран социалистического лагеря) которого достигло к 1968 г. 366 тыс. т.

В Периодической таблице химических элементов порядковый номер никеля 28. Его атомная масса 58,69, атомный радиус 0,249 нм, (2,49 Å). Температура плавления никеля чистоты 99,99% составляет 1450°С, а температура кипения 3080°С. Металл имеет серебристо-белый цвет, в холодном состоянии хорошо обрабатывается давлением.

Плотность твердого никеля 8,907 г/см³. До температуры 360°С (точка Кюри) для него характерны магнитные свойства, которые при большей температуре утрачиваются. Металл имеет высокую прочность на растяжение, достигающую до 280—300 МПа (28—30 кгс/мм²). В расплавленном состоянии до температур 2000°С никель практически не испаряется. Это свойство используется в вакуумной металлургии для получения чистейшего никеля. Никель имеет низкую химическую активность, благодаря чему он мало подвержен окислению. При обычной температуре на поверхности никеля образуется тонкая, очень плотная окисная пленка, которая препятствует дальнейшему окислению водой или водными растворами некоторых солей.

Из истории открытия никеля известно, что его соединения использовали задолго до получения металла в чистом виде. В древнейших странах — Египте, Индии и Малой Азии, как пишет академик В. И. Вернадский в сво-

ем «Опыте описательной минералогии», более чем за 3000 лет до н. э. применяли природные сплавы никеля и железа.

Один из древнейших сплавов с 20% никеля за 200 лет до н. э. использовали в монетном деле в Средней Азии и Китае. Однако впервые на присутствие в природе никеля как самостоятельного химического элемента было указано только в 1751 г. в работах шведского металлурга Кронштедта. В 1775 г. химик-металлург Бергман подтвердил открытие Кронштедтом никеля, а в 1809 г. металл был получен в чистом виде и описан Рихтером.

Тем не менее производство никеля и его потребление стало расти только со второй половины XIX столетия после установления его легирующих и антикоррозионных свойств, а также открытия крупных месторождений в Новой Каледонии и Канаде.

В нашей стране развитие никелевой промышленности было заложено в годы первых пятилеток. В 1927—1929 гг. были разведаны месторождения окисленных никелевых руд в районе Верхнего Уфалея. На базе этих месторождений в 1930 г. было заложено строительство и в 1933 г. пущен первый никелевый завод в Верхнем Уфалее. В эти же годы были найдены месторождения никелевых руд на Южном Урале (Актюбинское, Кимперсайское), на Среднем Урале, и полуостровах Кольском и Таймыре. В 1936 г. был сдан в эксплуатацию Режский никелевый завод на Среднем Урале, а в 1938 г. — никелевый комбинат в Орске, работающий также на окисленных рудах.

В предвоенные годы велось проектирование и строительство крупных предприятий по переработке сульфидных руд в г. Мончегорске — комбинат «Североникель» и в г. Норильске. В настоящее время эти комбинаты являются ведущими отраслевыми предприятиями и производят основное количество никеля в СССР.

Никель является одним из распространенных в природе элементов: при среднем содержании в земной коре 0,02% он занимает 13-е место.

Образование месторождений окисленных никелевых руд обязано процессам выветривания ультраосновных пород, в результате чего происходило их разрушение с одновременным накоплением никеля в отдельных участках горных массивов. В состав окисленных никелевых

руд входит большое количество минералов, которые делятся на 14 групп: никелевые силикаты; нонтрониты; хлориты и гидрохлориты; окислы и гидроокислы железа; марганцевые минералы; серпентиниты; минералы свободного кремнезема; глинистые минералы; сульфиды; реликтовые первичные минералы ультраосновных пород; магнезиальные гидросиликаты и гидраты магнезия; гидраты глинозема; сульфаты; карбонаты.

Никель в рудах входит в состав различных магнезиальноникелевых гидросиликатов, имеющих общую формулу $(Ni, Mg)_{4-6}[Si_4O_{10}]OH_{4-8}nH_2O$. Наиболее часто встречаются в силикатных никелевых рудах минералы: гарниерит, непунт, ревдинскит и никелевый керолит.

По внешнему виду окисленные никелевые руды представляют собой рыхлую, сильно гидратированную глинистую массу. Содержание воды в отдельных случаях доходит до 35—40%. В зависимости от химического и минералогического состава цвет руды имеет различные оттенки: светло-коричневый, серовато-зеленый, бурый и т. д.

Для силикатных руд характерны следующие особенности: 1) сильная неоднородность по химическому составу; 2) относительно низкое содержание извлекаемых металлов; 3) отсутствие в настоящее время эффективных способов обогащения.

Основные месторождения окисленных никелевых руд в СССР находятся на Среднем и Южном Урале, а также на Юге Украины.

По технологическому признаку силикатные никелевые руды подразделяются на несколько групп: 1) магнезиальные; 2) железисто-магнезиальные; 3) глиноземисто-магнезиальные; 4) железисто-кремнистые. Сопутствующим ценным металлом в окисленных никелевых рудах является кобальт, отношение Ni:Co составляет $(8 \div 27) : 1$.

Химический состав различных руд, поступаемых на заводы, приводится в табл. 1.

Технологическая схема, применяемая в производстве никеля из силикатных руд отечественными заводами, приведена на рис. 1.

После усреднения по химическому составу и окискования способом брикетирования или агломерацией руда поступает на шахтную восстановительно-сульфидирую-

щую плавку. В печи в результате некоторых физико-химических превращений окислы никеля (совместно с частью окислов железа) восстанавливаются и сульфидиру-

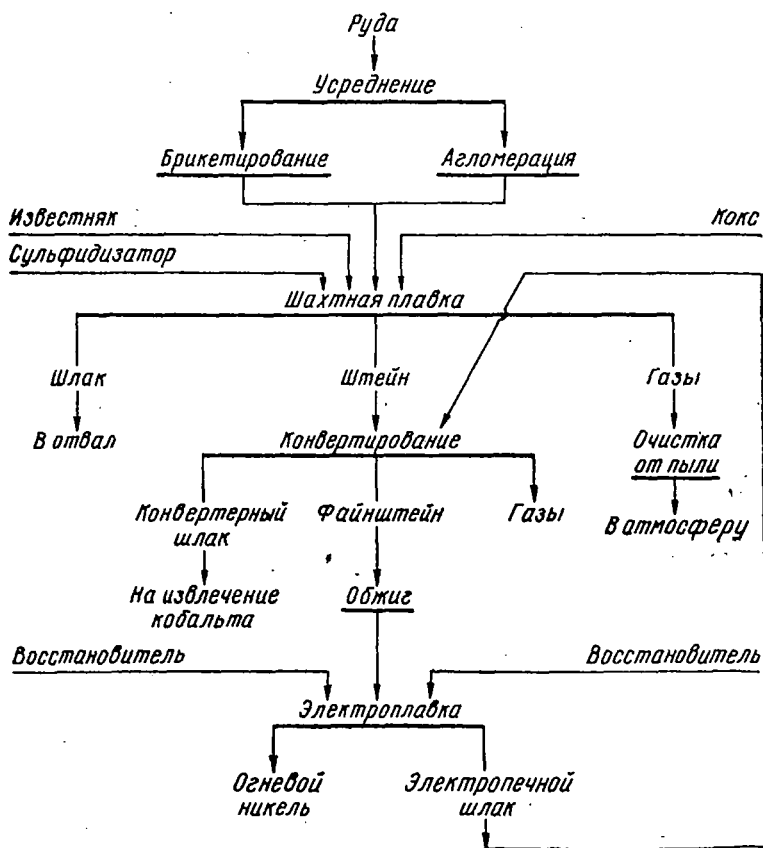


Рис. 1. Технологическая схема производства никеля из окисленных руд Советского Союза

ются (связываются с серой). Образовавшийся штейн обогащен никелем. Пустая порода совместно с флюсами при расплавлении образует отвальный шлак — обедненный никелем продукт.

Штейн представляет собой раствор металлов в их

Таблица 1. СОСТАВ ОКИСЛЕННЫХ НИКЕЛЕВЫХ РУД, % (ПО МАССЕ)

Руда	Ni	Co	Cu	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	CaO	MgO
Магнезиальная	1,22	—	—	50,8	11,4	2,8	3,1	18,3
Кремнистая . .	1,05	—	—	61,4	12,8	1,3	1,01	13,9
Железисто-магнезиальная . .	0,83	0,036	0,022	46,7	21,6	11,74	0,33	18,6
Железисто-кремнистая . .	1,12	—	—	—	—	—	—	—
Железисто-кремнистая . .	0,88	0,054	—	27,6	43,4	0,4	7,7	6,6
Глиноземисто-магнезиальная .	1,51	0,05	0,008	41,10	14,2	13,4	1,23	15,20

сульфидах и имеет переменный состав. Поэтому общая формула штейна может быть написана как — $xMe \cdot yMeS$ или Me_xS_y . Отношение железа к никелю в штейнах составляет $(4 \div 3) : 1$. Для дальнейшего отделения никеля от железа расплавленный штейн в конвертере в присутствии кварцевого флюса продувают воздухом. Железо, имеющее большее сродство к кислороду, чем никель, практически полностью окисляется и переходит в шлак. Никель же остается теперь уже в богатом штейне, называемом фاینштейном. Далее фاینштейн после охлаждения дробят, измельчают в мельницах и подвергают двухстадиальному обжигу. Сначала в печи кипящего слоя и после обезмеживания — в трубчатой печи. Полученную закись никеля NiO восстанавливают в электропечи, добавляя восстановитель и известняк. Расплавленный металлический никель выливают тонкой струей в воду и гранулируют. Гранулы огневого никеля — продукция предприятия. Для получения более чистого металла после электроплавки его разливают в анодные изложницы. Анодный никель поступает на электролиз для производства чистого катодного никеля.

Глава I

Подготовка руды к плавке

УСРЕДНЕНИЕ РУД ПО ХИМИЧЕСКОМУ СОСТАВУ

Руду в том виде, в котором она поступает на завод, нельзя направлять на шахтную плавку, так как она неодинакова по химическому составу и неоднородна по крупности. Различный состав руды потребовал бы частой смены технологического режима, что ухудшило бы технико-экономические показатели.

Поэтому для обеспечения нормальной работы шахтной печи руду предварительно усредняют по химическому составу до более или менее постоянного содержания шлакообразующих компонентов, дробят и сортируют по крупности и затем подвергают окускованию.

Усреднение руды начинается на рудниках, где руда из забоев загружается в железнодорожные вагоны. Затем отбирают повагонную пробу и на основании данных анализа составляют железнодорожный состав — «вертушку», в котором средняя проба руды должна отвечать техническим требованиям на содержание никеля и шлакообразующих компонентов.

После прибытия на завод «вертушку» разгружают в несколько траншей, причем определенный сорт: железистая, кремнистая или магнезиальная руда — имеет свою траншею.

В дальнейшем при составлении шихты для окускования из этих траншей руду забирают в определенном количестве и порядке с помощью грейферного крана и загружают в дробилки, где и происходит окончательное ее усреднение по химическому составу.

БРИКЕТИРОВАНИЕ

Сущность метода заключается в уплотнении руды на вальцовых брикетных прессах. Возникающие при этом силы межмолекулярного сцепления обеспечивают определенную прочность полученных брикетов.

Руда, поступаемая на брикетирование, должна быть пластичной, что обеспечивается наличием в ней глинистых составляющих и влаги.

Ввиду того что окисленные руды всегда содержат много влаги, их перед брикетированием подсушивают. Окисленные никелевые руды содержат 20—25% гигроскопической (не связанной) влаги и 8—10% кристаллизационной (или, что то же самое, — конституционной), которая входит в состав минералов.

Гигроскопическая влага легко удаляется из руды при нагреве до температуры, превышающей на несколько градусов точку кипения воды. Кристаллизационная же влага удаляется из руды после прокалки при температурах выше 400° С.

Для получения качественных брикетов большое значение имеет гигроскопическая влага, часть которой удаляется при подсушке в барабанных сушилках диаметром 1,9—2,2 и длиной 10,5—11,2 м. Производительность сушилки составляет 17—19 т/ч при расходе топлива 1—2% от массы руды.

Наличие излишней влаги отрицательно отражается на качестве брикетирования из-за обильного налипания руды на бандажах пресса при прессовании. Качество брикетов зависит и от давления, развиваемого прессом, а также от последующей сушки или прокалки брикетов. Как правило, в шихту брикетов вводят сульфидирующие добавки: гипс, пирит, а также иногда коксовую мелочь.

Брикеты хорошего качества получают на одном из заводов Урала прессованием рудной шихты, содержащей 11—12% глинозема и 16% влаги. Давление пресса составляет 50 МПа (500 кгс/см²).

АГЛОМЕРАЦИЯ

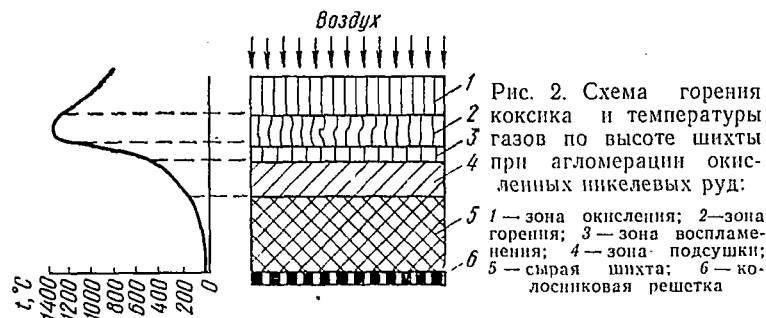
Термической обработке на агломашине подвергают измельченную и сшихтованную с коксиком руду. При этом наиболее легкоплавкие компоненты руды смачивают нерасплавившиеся кусочки и цементируют их. Механизм спекания руды может быть рассмотрен на эскизе распределения температурных зон по высоте слоя шихты (рис. 2).

В зоне горения коксика температура шихты достигает 1200° С. Наиболее легкоплавкие компоненты плавятся и смачивают шихту. По мере выгорания топлива температура на этом участке понижается за счет нагрева просасываемого воздуха. Нагретый воздух в свою очередь воспламеняет коксик нижележащего слоя. Таким

образом, высокотемпературная зона постепенно передвигается сверху вниз, спекая шихту по всей ее высоте.

Полученный агломерат отличается достаточной прочностью и хорошо развитой поверхностью благодаря наличию большого количества пор.

На составление шихты для агломерации поступает дробленая и отсортированная руда крупностью — 20 мм, возврат мелкого агломерата крупностью — 30 мм, пыль шахтных печей и агломашин и коксовая мелочь крупностью — 5 мм. Все компоненты перемешивают и шихту,



увлажняют до содержания влаги 20—22%. При составлении шихты количество коксика должно быть оптимальным. Недостаток топлива в шихте приводит к «недопеку» агломерата, плохому его качеству и повышенному выходу возврата. В то же время при избытке топлива часть коксика не успевает сгореть на агломашине и он догорает в агломераторах — железнодорожных вагонах, предназначенных для перевозки. При этом продолжается спекание с образованием крупных валунов, дальнейшая транспортировка которых очень затруднена.

Агломерация ведется на агломашинах ленточного типа непрерывного действия с площадью 50 и 75 м².

Технико-экономические показатели агломерации на машинах с площадью всасывания 50 и 75 м² приведены ниже:

	50 м ²	75 м ²
Производительность, т/(м ² ·сут)	19,3	20,7
Выход агломерата, %	68,9	65,7
Расход коксика натурального, кг/т	154,3	166,3
Расход газа натурального, кг/т	5,21	5,31
Расход руды на 1 т агломерата	1,23	1,38

Глава II

Теоретические основы шахтной плавки

Основной задачей шахтной плавки окисленных никелевых руд является восстановление и сульфидирование никеля, кобальта и частично железа из их окислов и силикатов. Отсюда и название процесса — восстановительно-сульфидирующая плавка.

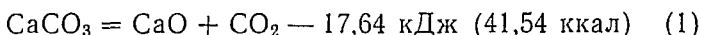
В общем виде работу шахтной печи можно представить следующим образом. В районе фурм при сжигании кокса развиваются высокие температуры, достигающие 1700°C и более, в результате чего твердые куски шихты плавятся и расплав стекает в горн в виде двух продуктов: штейна и шлака. Горячие газы, поднимаясь вверх, передают часть своего тепла шихте, которая в свою очередь постоянно движется вниз со скоростью, соответствующей скорости плавления. При этом по мере ее нагрева с компонентами шихты происходят физико-химические превращения: дегидратация (обезвоживание), диссоциация (разложение), восстановление, сульфидирование, и, наконец, расплавление. Расплавившиеся и стекшие в горн продукты плавки распределяются в ванне в зависимости от их удельного веса. Штейн, имеющий больший удельный вес, переходит в донный продукт, а шлак, как более легкий, — в верхний.

В горне заканчиваются реакции взаимодействия между отдельными компонентами штейна и шлака, а также шлака и углерода кокса, который там присутствует. Ввиду того что количество шлака получается примерно в 20 раз больше, чем штейна, его постоянно выводят из печи. Штейн же выпускают по мере накопления.

В состав шихты шахтной плавки входят: 1) рудные брикеты или агломерат (этот материал преимущественно состоит из окислов металлов и их силикатов); 2) сульфидизатор (обычно это гипс $\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$, или железный колчедан, пирит FeS_2); 3) флюсы (как правило, известняк, имеющий формулу CaCO_3).

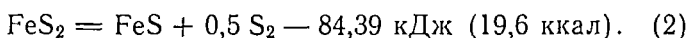
ПРОЦЕССЫ ДИССОЦИАЦИИ

Диссоциация известняка протекает по реакции



и идет с поглощением тепла. Температура разложения известняка 908°C .

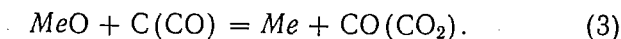
Пирит также диссоциирует при температурах шахтной плавки. Его разложение протекает при температурах выше 600°C по реакции



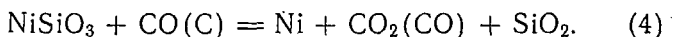
В отличие от диссоциации известняка, которая необходима для процессов шлакообразования, разложение пирита нежелательно, так как оно протекает в верхних горизонтах печи и около половины серы пирита теряется с отходящими газами, не принимая участия в реакциях сульфидирования. Кроме того, пирит при разложении имеет свойство рассыпаться (декрептировать) в порошок и частично выносится с пылью из рабочего пространства печи, увеличивая потери серы. Исходя из этих соображений крупность кусков пирита должна быть от 25 до 50 мм. Дальнейшее увеличение крупности лимитируется условием равномерного его распределения в объеме шихты.

ПРОЦЕССЫ ВОССТАНОВЛЕНИЯ

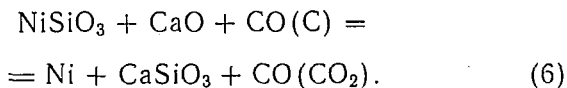
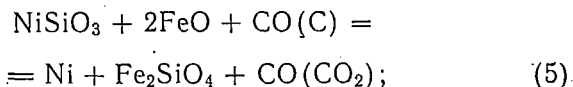
Восстановление окислов в печи происходит за счет газовой фазы, содержащей значительные количества окиси углерода и твердого углерода кокса. В общем виде реакцию восстановления можно представить следующим уравнением:



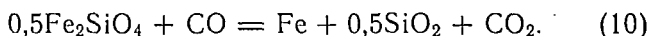
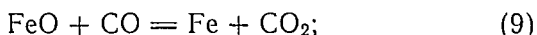
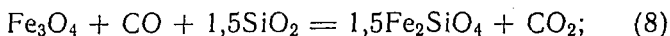
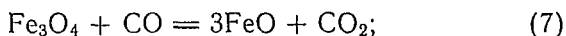
Наиболее легко восстанавливается закись никеля NiO , скорость реакции которой значительна в интервале температур $700\text{--}800^\circ\text{C}$. Гораздо труднее восстанавливается силикат закиси никеля NiSiO_3 по реакции



Тем не менее присутствие в шихте закиси железа FeO и окиси кальция CaO облегчает задачу восстановления, которая осуществляется по реакциям:



Восстановление окислов железа в условиях шахтной плавки может происходить по следующим реакциям:



Восстановление железа до металлического состояния в известных пределах желательны, так как облегчает процессы сульфидирования и образования штейна.

Увеличение степени восстановления приведет к образованию избыточного количества металлического железа в виде ферроникеля, который из-за ограниченной растворимости в штейне при температурах шахтной плавки будет выкристаллизовываться в горне, загромождая последний настылями. Снижение же степени восстановления отрицательно отразится на извлечении никеля в штейн.

Взаимодействие между никелем в шлаке и сернистым железом в штейне можно представить уравнением



где $[\text{Ni}]_{\text{шт}}$, $[\text{Fe}]_{\text{шт}}$ и $(\text{Ni}^{2+})_{\text{шл}}$, $(\text{Fe}^{2+})_{\text{шл}}$ — концентрации никеля и железа в штейне и шлаке.

Коэффициент распределения для этого уравнения равен

$$K = \frac{[\text{Ni}]_{\text{шт}} (\text{Fe}^{2+})_{\text{шл}}}{(\text{Ni}^{2+})_{\text{шл}} [\text{Fe}]_{\text{шт}}} \quad (12)$$

Исследованиями было определено, что при температурах 1300—1380°С интервал значений коэффициента распределения составляет 100—160. При отношении $(\text{Fe}^{2+})_{\text{шл}} : [\text{Fe}]_{\text{шт}} \approx 0,25$ (отношение, часто встречаемое на практике) содержание никеля в шлаке находится в следующей зависимости от его концентрации в штейне:

$$(\text{Ni}^{2+})_{\text{шл}} = \frac{0,25}{K} [\text{Ni}]_{\text{шт}} \approx \frac{1}{600} [\text{Ni}]_{\text{шт}}, \quad (13)$$

где K равно 150.

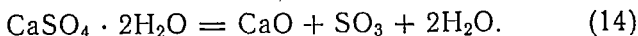
Из уравнения следует, что, во-первых, увеличение содержания никеля в штейне неизбежно приводит к росту потерь этого металла со шлаками. Во-вторых, содержание никеля в шлаке должно быть в 600 раз меньше, чем в штейне. На практике такое соотношение не достигается и равно примерно 0,01, что объясняется незавершенностью реакций восстановления и сульфидирования, а также наличием механических потерь никеля.

СУЛЬФИДИРОВАНИЕ

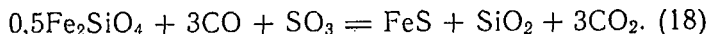
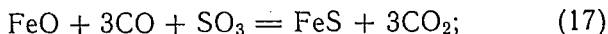
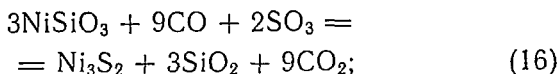
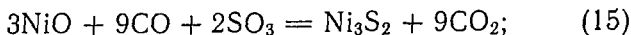
Рудные брикеты после их дегидратации (обезвоживания) в верхних горизонтах печи, а также агломерат имеют сильно пористую структуру, что обуславливает наличие у кусков этих материалов хорошо развитой активной поверхности.

Это обстоятельство и высокие температуры (от 300°С и выше) по всей высоте шахты, определяют взаимодействие окислов никеля, кобальта и железа, входящих в состав твердой шихты, с газовой фазой. В настоящее время в качестве сульфидизатора применяют такие материалы, как гипс или пирит, поведение которых в процессе плавки различно.

Гипс под действием высоких температур в присутствии шлака полностью диссоциирует по реакции



Затем газовая фаза, содержащая окись углерода и серный ангидрид, взаимодействует с окислами:



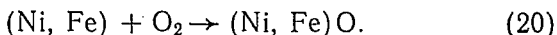
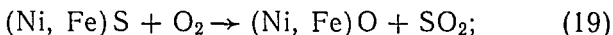
Установлено, что сульфидирование никеля сернистым газом в присутствии углерода происходит при температуре 600° С.

Образующаяся в результате восстановления и сульфидирования сульфидно-металлическая фаза находится в виде мелких включений, расположенных по границам пор твердых кусков агломерата.

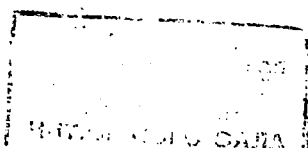
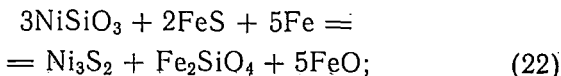
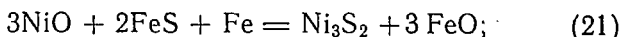
Составы включений штейна, образовавшегося в различных участках шахтной печи, приведены ниже, %:

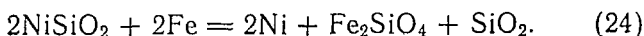
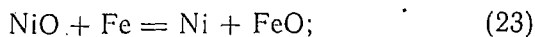
	Ni	Fe	S
В нерасплавившейся шихте, взятой из фурмы	8,0	67,5	24,5
В расплаве, взятом из фурмы	8,8	68,2	23,0
На выходе из горна	16,3	62,2	19,6

Образовавшаяся в результате восстановления и сульфидирования сульфидно-металлическая фаза расплавляется вместе со шлаком и стекает в горн. При этом некоторая ее часть может быть снова окислена при прохождении окислительных зон, присутствующих в фурменной области по реакциям:



Заканчиваются процессы сульфидирования в горне печи за счет обменных реакций между окислами никеля и металлическим и сульфидным железом, образовавшимся в шахте печи:





В случае применения пирита (колчедана) механизм штейнообразования аналогичен плавке с гипсом, но с некоторыми различиями. Пирит диссоциирует на элементарную серу и сульфид железа при температуре 600°C , обогащая газовую фазу серой и ее соединениями. Кроме этого, газовая фаза дополнительно обогащается соединениями серы за счет частичного окисления образовавшегося в печи FeS , чему способствует большая активная поверхность его кусков после диссоциации. Другая неокислившаяся часть сульфида железа расплавляется и, стекая в горн печи, играет там роль регулятора состава штейна. Таким образом, изменяя количество загружаемого пирита (или, иначе говоря, меняя содержание окислившегося в шахте печи сульфида железа), можно увеличивать или уменьшать выход штейна, снижая или повышая тем самым в нем концентрацию никеля. В то же время на состав штейна по-прежнему влияет полнота протекания в шахте печи восстановительно-сульфидирующих реакций.

При ухудшении этих условий, например снижении расхода кокса и увеличении концентрации кислорода в дутье, уменьшается так называемый восстановительно-сульфидирующий потенциал печи, представляющий собой совокупность условий, в результате которых может восстановиться (и просульфидироваться) в единицу времени то или иное количество металлов. При ухудшении условий восстановления и сульфидирования компоненты шихты с трудом усваивают серу, содержащуюся в газах, что приводит к росту степени десульфуризации и дополнительным расходам сульфидизатора.

Степень десульфуризации — отношение серы, не принявшей участие в реакциях и ушедшей с отходящими газами, к загруженной сере с шихтой — вычисляется по уравнению

$$D = \frac{S_{\text{ших}} - S_{\text{шт}}}{S_{\text{ших}}} 100\%, \quad (25)$$

где $S_{\text{шт}}$ и $S_{\text{ших}}$ — количество серы соответственно в штейне и шихте.

Например, для получения 100 кг штейна, содержащего 20% S, было загружено 100 кг колчедана, содержащего 40% S. Десульфуризация составила

$$D = \frac{40 - 20}{40} 100 = 50\%.$$

Основное различие использования пирита и гипса заключается в том, что в случае применения последнего регулировка состава штейна производится исключительно за счет восстановления и последующего сульфидирования разных количеств железа из шихты, что, конечно, осуществлять гораздо труднее.

ПРОДУКТЫ ПЛАВКИ

Штейн

Штейном называется сплав сульфидов металлов. Для никелевых штейнов, полученных при восстановительно-сульфидирующей шахтной плавке, характерно наличие в них растворенных металлов. Такие штейны называются металлизированными. Обычно заводские штейны содержат 15—18% Ni, 60—63% Fe, 16—20% S и 1—2% прочих. Степень металлизации, которая может быть оценена как отношение суммы свободных металлов к общему их количеству, достигает 50%.

Плотность штейна изменяется в пределах 5—6 г/см³ в зависимости от содержания растворенной в нем металлической составляющей. Исследование системы (трех основных компонентов никелевых штейнов) показывает, что в жидком состоянии штейн состоит из разных количеств FeS, Ni₃S₂, Fe и Ni, причем эти компоненты неограниченно растворяются друг в друге при определенных температурах, при которых расслаивания расплава не наблюдается. Температура штейна, выпускаемого из печи, равняется 1200—1250° С. При таком нагреве обычно обеспечивается получение однородного штейна. Однако по мере охлаждения из него начинают выпадать кристаллы ферроникеля. Этот процесс идет постоянно до температуры примерно 900° С, при которой происходит затвердевание сульфидов железа и никеля.

Шлак

Шлак шахтной плавки представляет собой сложную многокомпонентную систему. Обычно в состав заводских шлаков входят: 39—45% окиси кремния (SiO_2), 16—20% закиси железа (FeO), 14—18% окиси кальция (CaO), 6—8% окиси алюминия (Al_2O_3), 8—11% окиси магния (MgO) и 1—1,5% окиси хрома (Cr_2O_3).

Так как переработке в шахтных печах подвергают сравнительно бедные руды, плавку, по сути дела, ведут на получение шлака, выход которого составляет 100—110% от загружаемого никельсодержащего сырья.

Поэтому к физическим свойствам шлака предъявляют ряд требований: 1) плотность его должна быть меньше, чем штейна; 2) вязкость должна обеспечивать хорошую текучесть при температуре процесса; 3) натяжение между шлаком и штейном должно препятствовать взаимному растворению этих веществ. Рассмотрим указанные свойства шлаков более подробно.

Плотность. На плотность шлака оказывает влияние закись железа FeO . При изменении содержания ее от 16 до 36% плотность шлака при температуре 1350°C возрастает с 2,8 до 3,4 г/см³. Разница между плотностями шлака и штейна составляет 2—3 единицы. Поэтому можно считать, что при содержании закиси железа в этих пределах штейн должен хорошо отстаиваться из расплавов. Правда, для увеличения содержания закиси железа в шлаке выше 20% необходимо, чтобы высокожелезистая руда, поступаемая в плавку, отличалась относительно низкой восстановимостью железа, удовлетворяющей условиям процесса. В противном случае обильное образование ферроникеля приведет к расстройству плавки вследствие зарастания ванны горна.

Температура и вязкость. Шлак в отличие от многих веществ не имеет четко обозначенной температуры точки плавления. По мере нагрева первоначально твердый шлак начинает постепенно размягчаться. С дальнейшим повышением температуры вязкость его все более и более уменьшается и он становится жидкотекучим. Наилучшими свойствами характеризуется шлак, вязкость которого в интервале температур $1300\text{—}1350^\circ\text{C}$ равна 0,5—1 Па·с (5—10 П)¹.

¹ Для сравнения укажем, что при 20°C вязкость воды и глицерина соответственно равны 0,001 (0,01) и 1,5 (15) Па·с(П).

На увеличение вязкости шлака оказывают большое влияние окись магния MgO и окись кремния SiO_2 . Причем магнезиальные шлаки имеют более короткий интервал затвердевания, чем кремнистые, что объясняется различным влиянием этих компонентов на изменение вязкости при равном понижении температуры. Добавка окиси кальция CaO понижает вязкость высококремнистых шлаков (43—45% SiO_2) при недостатке в них закиси железа (14—16% FeO). В высококремнистых шлаках увеличение содержания закиси железа также уменьшает их вязкость.

При оценке характера шлака пользуются понятием кислотности, которое представляет собой отношение суммы кислотных окислов к основным. К кислотному окислу относится SiO_2 , а к основным CaO , MgO и FeO . Обычно кислотность шлаков шахтной плавки близка к единице и находится в пределах 0,9—0,95. Окись алюминия представляет собой амфотерный окисел: в шлаках с кислотностью более единицы Al_2O_3 ведет себя как основной, а в шлаках с кислотностью меньше единицы — как кислотный окисел. Таким образом, кислотность шлака определяется уравнением

$$K = \frac{\%SiO_2 + \%Al_2O_3}{\%CaO + \%MgO + \%FeO}$$

Величина, обратная кислотности, характеризует основность шлака

$$O = \frac{1}{K} \frac{\%CaO + \%MgO + \%FeO}{\%SiO_2 + \%Al_2O_3}$$

Натяжение на границе штейн — шлак (межфазное натяжение). Расплавленные шлаки и штейны, так же как и все жидкости, имеют поверхностное натяжение, которое вызывается силами межмолекулярного притяжения, действующими в объеме этих веществ. Если над расплавленным штейном поместить расплавленный шлак, то на границе их раздела будут действовать силы межфазного натяжения. В противном случае при отсутствии этих сил шлак и штейн не могли бы образовать два несмешивающихся слоя и были бы растворены друг в друге. Это свойство жидкостей оказывает влияние на потери никеля со шлаками в виде механически запутавшихся капель. Чем выше межфазное натяжение, тем бы-

стрее происходит укрупнение мелких капель штейна, присутствующих в шлаке. Шлак как бы выталкивает инородные включения, имеющие другие физические и химические свойства. В дальнейшем, укрупненные капли под действием силы тяжести, превосходящей силы внутреннего трения шлака (вязкости), опускаются вниз и выделяются в самостоятельный штейновый слой.

В шлаках никелевой плавки межфазное натяжение возрастает с повышением температуры и кислотностью. Благоприятное влияние оказывает также и металлизация штейна. Снижению межфазного натяжения способствует увеличение в шлаке трехвалентного железа (магнетита) и окиси хрома.

Таблица 2. СОСТАВ ЗАВОДСКИХ ШЛАКОВ, %

Характер руды	SiO ₂	FeO	MgO	CaO	Al ₂ O ₃
Кремнистая . . .	42,8— —44,6	7,4— —7,7	5,3— —9,6	21,4— —24,2	12,0— —16,5
Железистая . . .	35,8— —42,4	18,1— —23,53	6,5— —9,6	15,2— —24,4	10,3— —13,8
Железисто-магне- зальная	42,2— —45,1	23,5— —25,1	11,6— —11,9	12,3— —12,7	6,1— —8,4
Кремнисто-магне- зальная	42,05	18,4	10,0	16,1	6,7

Таким образом, для снижения механических потерь желательно работать на высокотемпературные кислые шлаки. Выбор наиболее рационального состава шлака на практике осуществляется в зависимости от химического состава руды, поступающей на плавку, с учетом всех тех явлений, которые были рассмотрены выше.

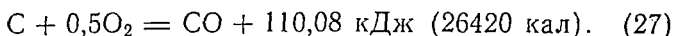
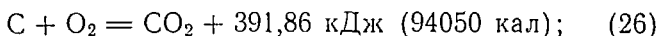
Наиболее часто употребляемые составы шлаков приведены в табл. 2.

СЖИГАНИЕ ТОПЛИВА И ГАЗОВАЯ ФАЗА ПЕЧИ

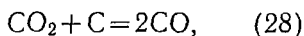
В качестве топлива применяется кокс крупностью 30—80 мм, содержащий 85% углерода. Выбор кокса для шахтной плавки не случаен. Благодаря большой пори-

стости, отсутствию летучих компонентов и хорошей прочностью кокс не измельчается при опускании к зонам горения и сгорает там очень быстро.

Сжигание кокса в шахтной печи и распределение газового потока являются едва ли не самыми главными процессами, так как от них зависят многие технологические параметры плавки: скорость плавления (производительность), расход топлива, извлечение металлов и т. д. В области фурм кокс сгорает по реакциям:



По реакции (26) кокс сжигается в условиях избытка кислорода, а по реакции (27) — при недостатке. При этом тепла выделяется примерно в 3,5 раза меньше. Горячие газы, поднимаясь вверх, нагревают шихту. Углекислый газ CO_2 взаимодействует с раскаленным коксом, лежащим в верхних горизонтах, по реакции



которая сопровождается поглощением тепла.

На выходе из печи газы состоят на 10—16% из углекислого газа, 8—16% окиси углерода и 0,5—1,0% кислорода. В шахте печи соотношение $CO:CO_2$ весьма разнообразно и зависит от условий сжигания кокса и распределения газового потока. Изменение температур по высоте шахтной печи приведено на рис. 3 (линии, показывающие постоянные температуры, называются изотермами).

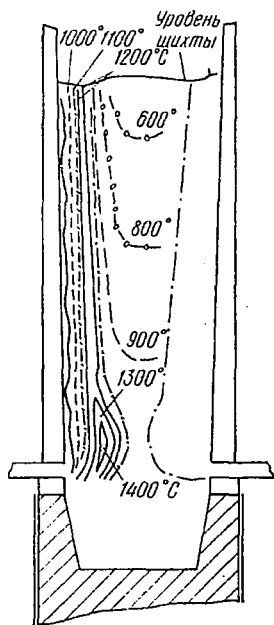


Рис. 3. Распределение температур по сечению шахтной печи

Зоны максимальных температур находятся в области фурм, через которые поступает воздух. Здесь температуры могут достигать 1500—1700° С и выше. Далее высокотемпературная зона (1100—1200° С) простирается по всей высоте столба шахты на расстоянии 300—500 мм от стенок кессонов. Вся область, ограниченная изотермами 1100—1400° С, занимает 40—50% от площади вертикального сечения. Только центральный столб печи имеет температуру 900—600° С, уменьшающуюся по мере продвижения к верхним горизонтам.

Такое распределение температурных зон обязано периферийному ходу газов, который вызывается неравномерным распределением кусков шихты по крупности при ее загрузке.

СОСТАВЛЕНИЕ ШИХТЫ. ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАСХОДА ФЛЮСОВ, СУЛЬФИДИЗАТОРА И КОКСА

Правильно составленная шихта во многом определяет нормальное развитие металлургических процессов шахтной плавки. Прежде чем приступить к соответствующим расчетам, надо знать химический состав руды или агломерата, а также флюсов (известняка) и сульфидизаторов (гипса или пирита). Ниже приведены анализы наиболее употребляемых флюсов и сульфидизаторов, имеющих, как правило, достаточно постоянный химический состав:

	CaO	S	Fe	Прочие
Известняк	52,0	—	—	48,0
Гипс	29,7	17,0	—	53,3
Колчедан (или пирит)*	—	40,0	38,0	22,0

* Химическая формула колчедана и пирита FeS_2 . По существующей традиции колчеданом называют материал, добываемый в рудниках, а пиритом — продукт обогащения каменных углей. Первый представлен более крупными фракциями, чем второй

При подборе шихты требуется высокая оперативность.

Для выбора и расчета флюсов и сульфидизаторов (на 100 кг сухого никельсодержащего сырья) при отношении

$\text{Fe}_2\text{O}_3/\text{Ni}$ в руде (агломерате), большем 20 и меньшем 19, можно предложить эмпирические формулы, приведенные в табл. 3.

Таблица 3. ЭМПИРИЧЕСКИЕ ФОРМУЛЫ
ДЛЯ ОПРЕДЕЛЕНИЯ РАСХОДА ГИПСА G_{Γ} ,
КОЛЧЕДАНА $G_{\text{К}}$ И ИЗВЕСТНЯКА $G_{\text{И}}$

$\frac{\text{Fe}_2\text{O}_3}{\text{Ni}}$	Расход сульфидизатора G_{Γ} и $G_{\text{К}}$, кг, при содержании Ni в штейне, %		Расход флюса $G_{\text{И}}$, кг
	16—17	7—8	
≥ 20	$G_{\Gamma} = (10 \div 11) \text{Ni}_{\text{P}}$	—	—
≤ 19	$G_{\text{К}} = (4 \div 4,5) \text{Ni}_{\text{P}}$	$G_{\text{К}} = (10 \div 11) \text{Ni}_{\text{P}}$	$G_{\text{И}} = 192 \frac{\text{SiO}_{2\text{P}}}{\text{SiO}_{2\text{шл}}}$

Примечание. Ni_{P} — содержание никеля в руде или агломерате, %; $\text{SiO}_{2\text{P}}$ и $\text{SiO}_{2\text{шл}}$ — содержание кремнезема соответственно в сухой пробе руды (агломерате) и в шлаке, %.

Эмпирические формулы позволяют с небольшой затратой времени производить необходимые вычисления. Следует предостеречь, что расчеты по этим формулам являются приближенными и степень точности их достаточна для подбора флюсов и сульфидизатора в условиях производства, но применять их для составления материальных балансов нельзя.

Как уже отмечалось, окисленные никелевые руды крайне неоднородны по химическому составу; содержание таких компонентов, как окислы кремния, железа и магния в них после усреднения колеблются в следующих пределах: 36—44% SiO_2 , 18—28% Fe_2O_3 и 8,0—15% MgO .

Поэтому в зависимости от химического состава руды, поступающей в данный момент на плавку, изменяется и расход кокса. При плавке руд с повышенным содержанием таких тугоплавких компонентов, как окись кремния и окись магния увеличивается расход топлива на плавку. И, наоборот, при поступлении легкоплавкой руды расход кокса снижается. Изменение количества кокса на плавку происходит независимо от желания лиц, ведущих процесс. Если увеличить тугоплавкость руды, то через неко-

торое время по ряду вторичных признаков, характеризующих наличие кокса в печи, будет заметно его уменьшение. Если повысится легкоплавкость руды, то через некоторое время будет видно, что в печи в области фурм происходит накопление кокса.

Рассмотрим анализ этих явлений, связанных с изменением расхода кокса в зависимости от тугоплавкости руды. Количество воздуха, вдуваемого в печь в единицу времени, не регулируется в зависимости от расхода кокса и представляет, как правило, постоянную величину.

На основании усредненных данных анализов фурменных газов принимаем, что горение кокса в фурменной зоне идет по реакции



где q — количество выделенного тепла.

Следовательно, увеличение количества сжигаемого кокса при постоянном дутье должно ухудшать использование топлива в печи, так как отношение $CO:CO_2$ в газах будет возрастать. Наоборот, уменьшение расхода кокса приведет к улучшению использования его тепловой энергии. В этом случае отношение $CO:CO_2$ в газах будет приближаться к нулю.

Тем не менее при плавке тугоплавкой руды все-таки приходится увеличивать расход кокса. Объясняется это тем, что для плавления шихты и получения шлака необходимо количество тепла, достаточное для расплавления шихты и сообщения шлаку желаемой вязкости.

При повышении тугоплавкости шихты образование шлака большей вязкости вызывает необходимость нагрева его до более высоких температур, чем это требуется для шлака, полученного из обычной руды. Поэтому когда на плавку поступает тугоплавкая руда, время пребывания ее в печи возрастает, что, естественно, снижает проплав (производительность печи).

В этом случае скорость поступления кокса в область фурм из верхних горизонтов соответственно снижается. Если в печь вдувается постоянное количество воздуха, а расход кокса не повышен, то количество сжигаемого на фурмах кокса будет постоянно сокращаться из-за недостаточного его поступления с последующей порцией металлсодержащего материала. В первую очередь недостаток кокса будет замечен на уровне фурм. Обычно

на фурмах образуются настывы, нарушается нормальное горение кокса, резко падает производительность печи, на выходе из шихты газы, догорая, развивают высокую температуру на колошнике и т. д.

В дополнение к сказанному следует отметить, что уменьшение поступления кокса в область фурм приводит к относительному увеличению расхода воздуха на единицу сжигаемого топлива. За этим, в конечном итоге, должно последовать неполное использование кислорода воздуха в области фурм и сжигание топлива в верхних горизонтах печи, что также приводит к расстройству шахтной плавки. Подобное несоответствие между количеством дутья и количеством кокса приводит к так называемому «передуву» печи. Этот термин достаточно хорошо характеризует причину данного явления. «Передув» печи может быть вызван и другой причиной, о которой будет сказано ниже. Таким образом, количество поступающего в область фурм кокса должно строго соответствовать определенному расходу вдуваемого в печь воздуха.

Поскольку повышение тугоплавкости руды снижает скорость поступления кокса в область фурм, необходимо компенсировать его недостачу увеличением расхода кокса по отношению к шихте.

Часть тепла от дополнительно сожженного кокса идет на повышение температуры шлака, большее же количество тепла не будет использовано, потому что при снижении производительности печи образование газов на единицу проплавленной шихты повышается и, следовательно, возрастают потери тепла с ними.

При разборе плавки легкоплавкой руды нетрудно заметить, что результаты будут противоположны описанному выше. Скорость плавления шихты возрастает в связи с тем, что температура шлака несколько ниже. Поэтому время пребывания металлсодержащей шихты и флюсов в печи сокращается. Скорость поступления кокса в область фурм по этой причине увеличивается, что приводит к накоплению его в печи.

Таким образом, при составлении шихты расход кокса задается в зависимости от хода печи или на основании отчетных данных за последний период времени. При плавке агломерата и рудных брикетов потребление топлива составляет соответственно 240—270 кг и 300—320 кг на 1 т никельсодержащего сырья.

РАСХОД ВОЗДУХА И УПРУГОСТЬ ДУТЬЯ

Кокс сжигается за счет кислорода, поступающего в печь с воздухом. Производительность печи, характеризующаяся скоростью плавления, во многом зависит от интенсивности сжигания топлива. Под интенсивностью подразумевается количество сожженного кокса в единицу времени на одном квадратном метре площади сечения в области фурм.

Кокс сгорает в слое с большой скоростью. Благодаря этому свойству интенсивность его сжигания зависит от количества расходуемого воздуха. Казалось бы, что для обеспечения высокой производительности достаточно просто увеличивать расход воздуха. На самом деле все

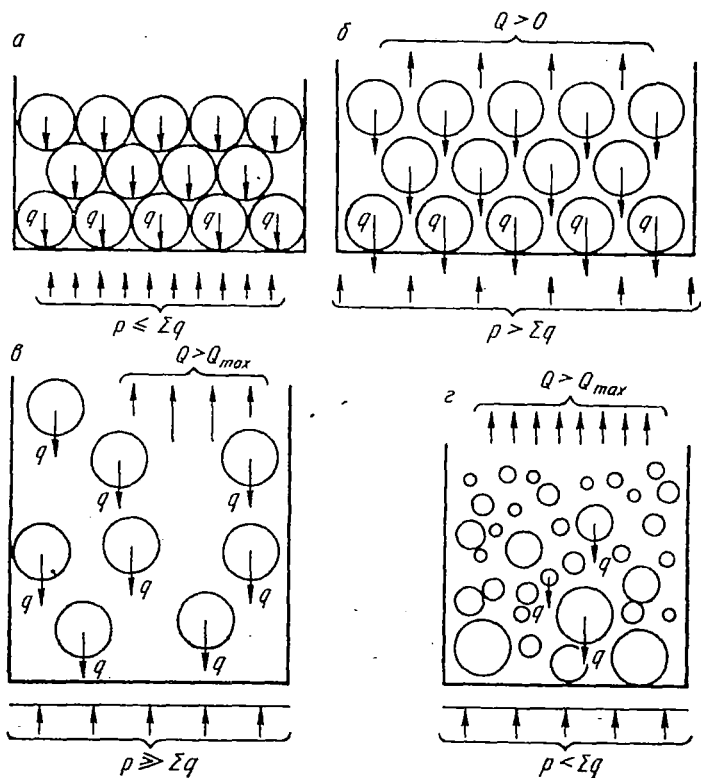


Рис. 4. Схема движения воздуха через слой

не так просто. Допустим, что в печи имеется слой шихты, состоящей из одинаковых по размеру и весу шариков (рис. 4). Для проталкивания воздуха через каналы между шариками надо создать какое-то давление p под слоем, и чем выше это давление, тем больше можно протолкнуть воздуха Q в единицу времени (рис. 4, а, б).

При достижении критической величины расхода воздуха (Q_{\max}), при которой давление воздуха под слоем окажется значительно выше суммарного веса шариков, нарушается стабильность слоя. Шарик начнут выноситься из слоя восходящим потоком воздуха или газа. Такое явление приводит к неравномерному распределению потока газов (рис. 4, в).

В реальных условиях, когда шихта состоит из различных по крупности и весу материалов, нарушение аэродинамической стабильности наступает при меньших значениях давления под слоем p , чем суммарный вес кусков шихты Σq (рис. 4, г). Расход воздуха при этом может превышать максимально возможное значение для случая равномерной по составу и крупности шихты.

Для окисленных никелевых руд критическая величина давления воздуха при высоте слоя 4,5—5 м составляет около 2000 мм вод. ст., что соответствует оптимальному расходу воздуха, равному 45—55 м³/(м²·мин).

Режим работы печи при расходе воздуха ниже оптимального приводит к неполному сжиганию кокса и, как следствие, — к снижению температуры расплавов и усиленному восстановлению окислов железа, что значительно затрудняет ведение плавки. Кроме того, повышается удельный расход кокса на плавку. Поэтому длительная работа на сбавленном расходе воздуха недопустима.

Нарушение работы печи при расходе воздуха выше оптимального носит иной характер. В первое время печь работает с повышенной производительностью. Затем вследствие постоянно ухудшающегося распределения газового потока в объеме шихты плавка расстраивается: возникает избирательное движение газов, образующее продувы. Объем печи зарастает настывшими, производительность падает, пылевынос повышается. Отходящие газы в колошнике имеют высокую температуру. Излишний расход воздуха является второй причиной «передуба» печи. Разница между первой причиной (уменьшени-

ем поступления кокса в область фурм) и второй заключается в следующем. Если в первом случае расход воздуха определяется сжиганием кокса (количество сгоревшего кокса компенсируется поступлением из верхних горизонтов с шихтой), то во втором случае расход воздуха лимитируется гранулометрическим составом и удельным весом шихты. Улучшением гранулометрического состава шихты можно добиться увеличения расхода воздуха без опасности передувания.

Подача воздуха к печам осуществляется воздуходувными машинами, способными создавать давление в воздуховодах до 3000 мм вод. ст. Современные воздуходувки имеют производительность до 3200 м³/мин воздуха.

НЕКОТОРЫЕ ПРИМЕРЫ

ПРАКТИЧЕСКОГО РУКОВОДСТВА ПО ВЕДЕНИЮ ПЛАВКИ

Для всех примеров исходные данные одинаковые. Плавке подвергаются агломерат. Расход топлива, флюсов и сульфидизатора в процентах от массы никельсодержащего сырья следующий: 25% кокса; 23% известняка; 5% колчедана.

Эти примеры наиболее характерны и встречаются довольно часто на практике. Однако количество возможных ситуаций не исчерпывается рассмотренными случаями. В действительности различных вариантов нарушения плавки значительно больше.

Способы определения состояния фурменного пояса приведены в табл. 4.

Расход воздуха составляет 1600 м³/мин, давление дутья 17 кПа (1700 мм вод. ст.).

Пример 1.

Результаты наблюдений. Колошник. В печи не заметно наличия больших настелей. Как говорят в этом случае, печь «чистая». Отходящие газы выходят из шахты равномерно, ярко выражен периферийный ход. Цвет горящих газов желтоватый.

На горне. Шлак, вытекающий из печи, жидкотекуч и не образует большого количества корок на поджелобках. Шпур открывается легко и расплавы хорошо выпускаются из печи. Если печь оборудована выносным горном, то при опускании в него ломика не ощущается наличия вязкого слоя. Кокса на уровне фурм достаточно.

Химический анализ. Состав сырья заметно не меняется. Содержание никеля в шлаке и штейне соответствует технологическим требованиям.

Вывод. Плавка ведется нормально.

Пример 2.

Результат наблюдений. Колошник. Газы на выходе из шихты горят синеватым пламенем за счет повышенного в них содержания окиси углерода. Колошник сильно разогрет.

На горне. Фурмы «светлые». Шлак имеет хорошую текучесть, шпур работает удовлетворительно, хотя и замечается некоторое уве-

Таблица 4. ОПРЕДЕЛЕНИЕ КОЛИЧЕСТВА КОКСА В ПЕЧИ

Наименование состояния фурм	Визуальное наблюдение через глазок фурмы	Определение введением в печь через фурму ломика (фурмовки)	Вывод
Светлые	У стенки кессонов виден раскаленный слой кокса	—	Фурменный пояс заполнен коксом
С ближним огнем	Видны раскаленные куски кокса через отверстия в тонкой корочке шлака, застывшего у стенки кессона	При вытаскивании ломика, введенного в печь на глубину 100—200 мм, током воздуха выбрасываются капельки расплава	В печи много кокса
С дальним огнем	Огня в печи не видно из-за толстого слоя шихты	Капельки расплава достаются из глубокой зоны	Количество кокса уменьшается
Темные на мелочи	—	Ломик легко заходит в холодную шихту, не достигая зоны плавления	Кокса мало
Со стенкой	—	Ломик не пробивает настыв, образовавшуюся у стенки кессона	Кокса очень мало

личение ферроникеля в штейне, что видно по заметному искрению при его выпуске. В наружном горне это определяется погружением в расплав ломика: на дне ощущается небольшой слой густой массы.

Химический анализ. Состав сырья существенно не изменяется. Наблюдается некоторое понижение никеля в шлаке и штейне.

Вывод. В печи избыток кокса, что, помимо бесполезного его расхода, приводит к увеличению восстановительной среды и образованию в связи с этим некоторого излишнего количества ферроникеля. Надо сократить расход кокса.

Пример 3.

Результат наблюдений. Колошник. Состояние колошника аналогично рассмотренному в примере 2.

На горне. Фурмы «светлые». Шлак легкотекуч, но наблюдается понижения его температуры. Это состояние заметно по измене-

нию окраски на выходе из печи: он имеет красноватый оттенок. Визуально определяем кислотность шлака. Делается это следующим образом: ломик на некоторое время опускают в шлак и затем после вытаскивания удерживают в горизонтальном положении. Образующиеся короткие нити от стекания каплей шлака с ломика позволяют судить о содержании кремнезема в пределах 40—42%. Более длинные нити указывают на содержание выше 42% SiO_2 . Их отсутствие говорит о низкой кислотности шлака, чему соответствует содержание кремнезема ниже 40%. В рассматриваемом примере ломковая проба показала заниженную кислотность шлака.

Образование ферроникеля очень обильное. Шпур открывается плохо, а выпускаемый штейн сильно искрит. В наружном горне прощупывается на дне слой вязкого вещества.

Химический анализ. Концентрация SiO_2 в сырье упала, а Fe_2O_3 возросла. В штейне — пониженное количество никеля по отношению к требуемому технологией. В шлаке же его содержание возросло.

Вывод. Изменился состав сырья, в нем появилось много железа, которое при существующих условиях восстанавливается в больших, чем это требуется, количествах. К этому выводу мы пришли бы, даже не зная данных химических анализов.

Следует изменить режим плавки. Во-первых, учитывая, что железа в шихте так много, желательнее сменить сульфидизатор и добавлять в шихту гипс. Если это сделать невозможно, то надо уменьшить расход колчедана. Во-вторых, надо снизить расход известняка для того, чтобы поднять кислотность шлака. Это будет способствовать снижению содержания в нем никеля и к тому же будет затруднять восстановление окислов железа. Наконец, необходимо снизить расход кокса, причем для очень легкоплавких руд не обязательно иметь такой расход, чтобы фурмы были «с огнем». Допустимо и меньшее количество топлива, характеризующее «дальним огнем» и даже состоянием «темных» фурм. Лишь бы плавка шла нормально. Тем не менее в этих случаях необходимо проявлять большую осторожность, так как внезапное изменение состава руды (увеличение ее тугоплавкости) может привести плавку к состоянию, близкому к аварийному, вследствие нехватки топлива. Этот случай будет рассмотрен в следующем примере.

Пример 4.

Результаты наблюдений. Колошник. Наблюдается сильное горение отходящих газов. Колошник светлый. Заметно образование настывлей, сопровождаемое большим количеством продувов газов.

На горне. Ухудшился фурменный пояс. Фурмы «с дальним огнем», «темные» или «со стенкой». Шлак потерял первоначальную свою подвижность. На ломковой пробе образуются длинные нити. Шлаки тянутся и образуют много корок, хотя температура их достаточно высока (цвет светло-желтый, или ослепительно белый).

Химический анализ. Возросло содержание SiO_2 и снизилось Fe_2O_3 в руде или агломерате.

Выводы. Вследствие изменения состава руды, ставшей более тугоплавкой, необходимо срочно увеличить расход кокса и известняка. Попутно следует сменить сульфидизатор; если до этого работали с гипсом, надо перейти на колчедан.

Пример 5.

Результаты наблюдений. Колошник. Те же явления, что и наблюдаемые в примере 4.

На горне. Все то же, что и в примере 4, с той только разницей, что шлаки не образуют нитей на ломковой пробе.

Вывод. Тугоплавкость руды поднялась за счет увеличения содержания окиси магния. Необходимо повысить расход кокса при одновременном снижении расхода известняка.

Пример 6.

Результаты наблюдений аналогичны описанным в четвертом и пятом примерах, но шлаки холодные, имеют красноватый оттенок. В этом случае трудно определить, не зная химических анализов, причину увеличения тугоплавкости. Поэтому, до выяснения причины надо только повысить расход кокса.

Пример 7.

Результаты наблюдений. Колошник. Отходящие газы сравнительно холодные. Образуются настывы и продувы. Сход шихты замедленный.

На горне. Фурмы «с огнем» или даже «светлые», но шлаки идут холодные. Шпур открывается плохо. Надо обратить внимание на воздушный режим. Вполне возможно, что имеет место снижение расхода воздуха и повышение давления дутья.

Выводы. Изменилось качество сырья: в агломерате появилось много мелочи (рудные брикеты плохого качества). В результате столб шихты забился пылью, что повысило сопротивление движению газов. Поэтому и упал расход воздуха. Надо на некоторое время понизить уровень загрузки для того, чтобы выдуть пыль. После восстановления нужной газопроницаемости и выправления хода печи уровень загрузки можно будте затем снова поднять.

Глава III

Практика ведения процесса плавки

КОНСТРУКЦИЯ ШАХТНОЙ ПЕЧИ

Значительные успехи, достигнутые в последнее десятилетие в развитии и интенсификации процесса шахтной плавки, неразрывно связаны с усовершенствованием конструкции шахтных печей.

На рис. 5 представлена одна из конструкций современной шахтной печи. Она состоит из пяти основных частей: фундамента 1, горна 2, шахты 3, колошника 6 и выносного горна 12 конструкции Л. К. Петрова.

Горн

Внутренний горн представляет собой прямоугольный ящик, который покоится на чугунных стойках, установленных на фундаменте. Чугунные стойки обеспечивают необходимый зазор между лещадыю печи и фундаментом. Воздушная прослойка способствует охлаждению лещади, которая испытывает большие тепловые нагрузки и, кроме этого, предохраняет от их воздействия фундамент.

Горн выполнен из комплекта чугунных плит с залитыми в них хромамагнетитовыми кирпичами. Часть плит, работающих в неблагоприятных температурных условиях, имеет водяное охлаждение, для этой цели в них залиты трубчатые змеевики. Применяются также облицовочные плиты, отлитые из чугуна или стали, без заливки в них огнеупорных кирпичей и водоохлаждаемых элементов. Облицовочные плиты крепят между собой болтами.

При работе печи возникающие в горне силы термического расширения стремятся распереть горн. Для противодействия этим силам и сохранения геометрического профиля горн усиливают наружными стойками-контрфорсами, которые устанавливаются на стыках плит.

Схема действия сил, возникающих в горне и уравновешивающихся контрфорсами, представлена на рис. 6.

Горн футеруют огнеупорными кирпичами. В основном применяются шамотные кирпичи, но в местах наи-

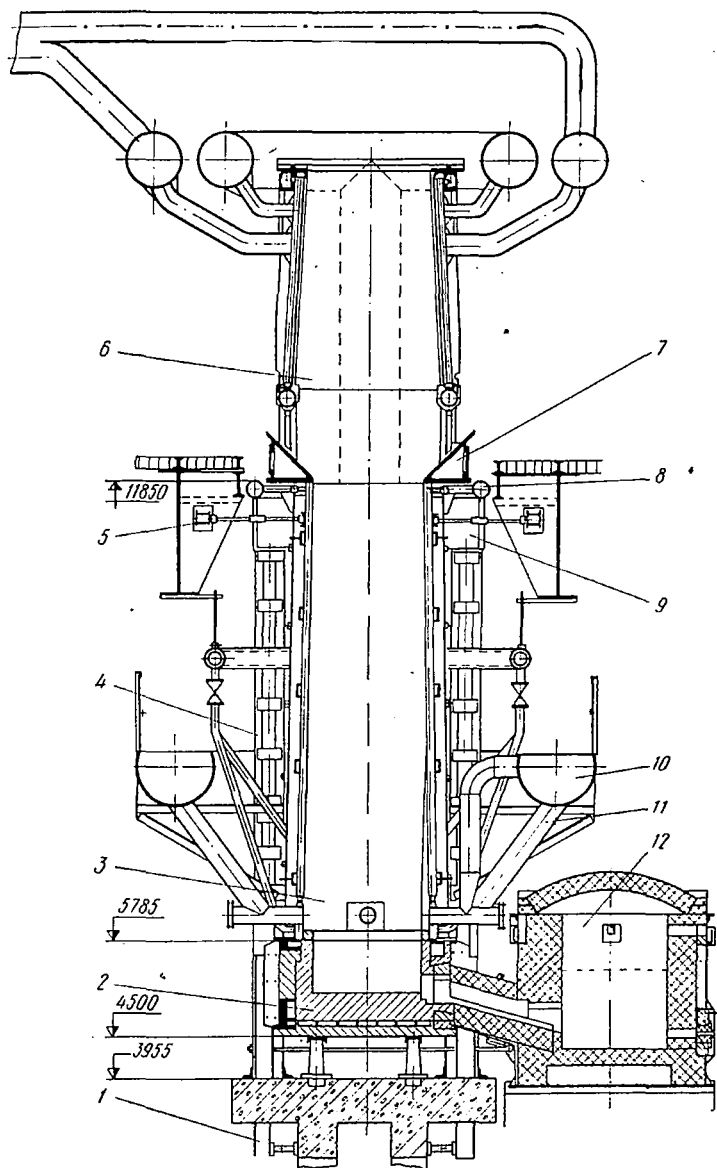


Рис. 5. Шахтная печь с испарительным охлаждением кессонов шахты и воздухоохлаждаемым колошником:

1 — фундамент; 2 — горн; 3 — шахта; 4 — колошниковая колонка; 5 — балка; 6 — колошник; 7 — загрузочный порог; 8 — коллектор пароволяной смеси; 9 — сливной желоб; 10 — воздухопровод; 11 — рукав фурмы; 12 — выносной горн

большого воздействия расплавов (летки, шпур, а в печах с выносным горном — район соединительного канала) ванну футеруют хромомagneзитовыми кирпичами. Прежде чем приступить к футеровке стыки между облицовочными плитками проконопачиваются шнуровым асбестом. Затем горн обкладывают листовым асбестом,

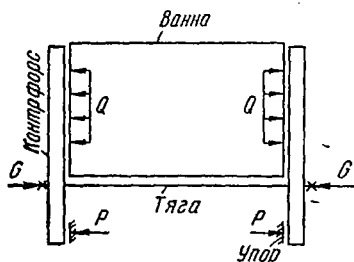


Рис. 6. Схема действия сил на крепление горна:

Q — сила расширения кладки горна под действием высоких температур; G и P — реакции, возникающие в креплении горна, под действием силы Q

играющим роль теплоизолятора, и между футеровкой и плитами оставляют зазор 60—80 мм, который заполняют магнетитовым порошком.

Пространство, заполненное огнеупорным порошком, служит своего рода амортизатором при термическом расширении огнеупорной кладки и предохраняет горн от разрушения. Конструкция горна должна быть достаточно крепкой, так как он выполняет еще и функцию несущей конструкции для шахты печи.

Наружный горн Л. К. Петрова

Наружный горн 1 (рис. 7) соединен с внутренним соединительным каналом 8. В месте примыкания соединительного канала с горном в фронтальной плите 6 установлены медные водоохлаждаемые элементы 4. Соединительный канал выполнен из котельной стали и футерован хромомagneзитовыми кирпичами. Сверху он закрыт двумя чугунными водоохлаждаемыми плитами 5 с залитыми в них хромомagneзитовыми кирпичами.

В последнее время эти плиты начинают делать без заливки указанных кирпичей, так как в результате длительной практики было установлено, что охлаждаемая поверхность плит способствует появлению гарниссажа, достаточного для безаварийной работы этого узла.

Наружный горн представляет собой вертикальный

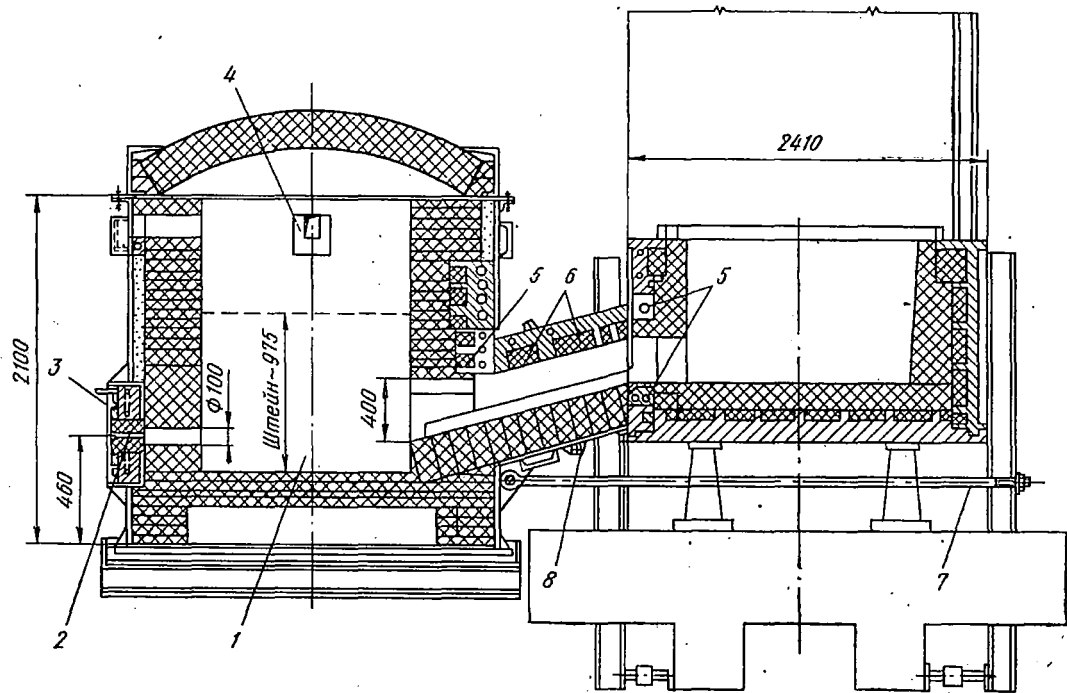


Рис. 7. Наружный горн конструкции инженера Л. К. Петрова

цилиндр из котельной стали с днищем и крышкой. Изнутри его футеруют хромомagneзитовыми кирпичами с засыпкой между кожухом и кладкой из магнезитового порошка. Участок выше врезки соединительного канала усилен двумя медными водоохлаждаемыми элементами 4. Наружный горн оборудован шпуровым устройством 3, состоящим из водоохлаждаемой и неводоохлаждаемой плиты и графитового вкладыша 2. Для выпуска шлака горн оборудован двумя шлаковыми летками, расположенными на оси, параллельной длинной оси печи. По высоте летки располагаются в зависимости от условий гидравлической работы двух сообщающихся сосудов: шахтной печи и наружного горна. Для предотвращения смещения горна его крепят к печи при помощи тяги 7.

Шахта печи

На рис. 5 шахта печи состоит из кессонов испарительного охлаждения.

Принцип испарительного охлаждения заключается в следующем. Из физики известно, что для нагревания одного грамма воды на один градус Цельсия расходуется 4,18 Дж (1 кал) тепла. При нагреве 1 л воды от 0 до 100°С расходуется, следовательно, 4,18 кДж (1 ккал) тепла. Однако, если это же количество нагреть и перевести в пар, то необходимо около 2666 кДж (640 ккал) тепла, т. е. более чем в 6 раз. Таким образом оказывается, что для отъема одного и того же тепла при испарении воды можно, во-первых, израсходовать ее в несколько раз меньше, и, во-вторых, получить пар для технологических нужд, т. е. регенерировать часть, ранее бесполезно теряемого тепла.

Кессон состоит из восьми сваренных между собой толстостенных труб диаметром 110 мм. В нижней и верхней части кессона расположены коллекторы для подвода умягченной воды и отвода пароводяной эмульсии. В целях увеличения теплопередающей поверхности в центре каждого трубчатого элемента коаксиально устанавливается труба меньшего диаметра с заглушенными торцами.

На современных шахтных печах, работающих на испарительном охлаждении, очень удачно решена пробле-

ма ликвидации продувов между торцовыми и боковыми кессонами. Вместо двух кессонов (одного торцового и одного бокового) сделан один фигурный кессон, имеющий в сечении вид угла.

Шахта может быть также сделана и из обычных кессонов водяного охлаждения (рис. 8). Изготавливают их из котельной стали. Внутри устанавливают ребра жесткости 2 для предотвращения деформации кессона под действием различных нагрузок. Внизу кессона имеется люк 1 для промывки и слива воды. Подвод воды осуществляется через патрубок 6, установленный либо посередине кессона, как это показано на рисунке, либо внизу. Отвод воды производится через сливной патрубок 5.

В месте слива воды сделан так называемый карман 4 для поддержания в кессоне воды на уровне заполнения. Кессоны крепят внизу к облицовочным плитам ванны болтами, а от смещения их внутрь печи сверху предохраняют растяжками (см. рис. 5). На печах старых конструкций устанавливали домкраты для предотвращения

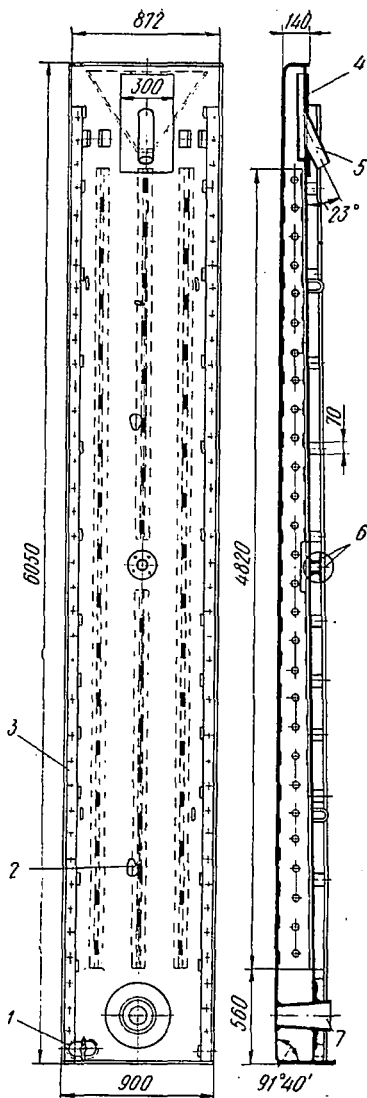


Рис. 8. Кессон:

- 1 — люк; 2 — ребра жесткости; 3 — крепление между кессонами; 4 — карман; 5 — сливной патрубок; 6 — патрубок подвода воды; 7 — фурма

сдвига кессонов наружу под действием веса шихты. На современных печах их не ставят, так как выяснилось, что они не выполняют предписываемых им ранее функций.

Изучение влияния скорости дутья на проплав, проведенных А. Н. Кудриным, А. В. Ванюковым и Д. П. Чернышевым, показали, что круглые фурмы име-

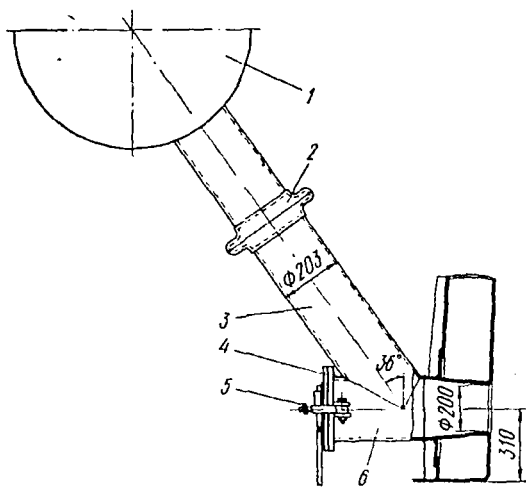


Рис. 9. Фурма:

1 — воздушный коллектор; 2 — компенсатор; 3 — рукав; 4 — крышка фурмы; 5 — крепление крышки; 6 — сопло

ют целый ряд преимуществ по сравнению с щелевидными. К достоинствам фурм данной конструкции относится хорошее уплотнение крышки с фурменным соплом, что позволяет избежать утечек воздуха (рис. 9). Вследствие хорошей жесткости круглые фурмы не деформируются при заливке их расплавами, что сплошь и рядом имеет место со щелевидными фурмами. Кроме того, круглые фурмы хорошо поддаются очистке после их заливки расплавом (явление довольно нередкое на практике). Каждое фурменное сопло 6 соединяется с воздушным коллектором 1, фурменным рукавом 3, имеющим компенсатор 2.

Фурмы расположены по всему периметру шахты. Однако сейчас появляется тенденция к ликвидации тор-

цовых фурм. Наличие торцовых фурм неизбежно приводит к увеличению количества вдуваемого воздуха в районах торцов, что может быть проиллюстрировано схемой (рис. 10). А так как шихтовые материалы, в особенности кокс, распределяются равномерно по длине печи, то на единицу сжигаемого кокса приходится примерно

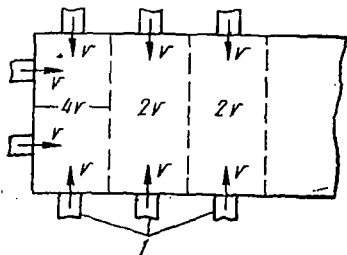


Рис. 10. Схема распределения воздуха по горизонтальному сечению печи:

1 — фурмы

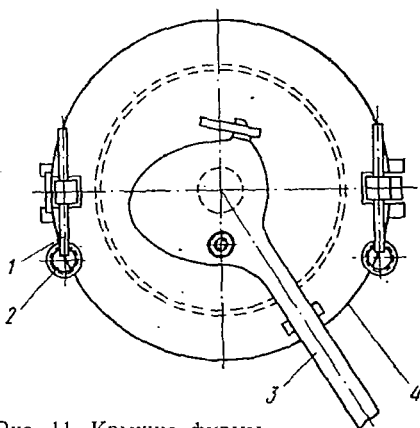


Рис. 11. Крышка фурмы.

в два раза большее количество воздуха, чем это требуется. На рис. 11 это соответствует $4V$ — в торцах и $2V$ — в середине, где V — объем воздуха, вдуваемого через 1 фурму. Такое anomальное распределение воздуха в конечном счете приводит к местному расстройству плавки. Из практики известно, что, как правило, в торцах печи образуются настывы и печь работает с продувами по торцам. Поэтому ликвидация торцовых фурм позволит устранить подобные нежелательные явления.

Фурма закрывается крышкой (рис. 11), которая представляет собой диск 4. С внутренней стороны диска имеется круглый выступ, проточенный на конус. На торце фурмы имеется тоже проточенный на конус участок с диаметром несколько меньшим, чем у крышки. Сопряжение крышки и фурмы получается плотное. По обеим сторонам сопла фурмы имеются два, шарнирно соединенных с ней, сухаря с прорезями для клиновых замков 1 со стопорными кольцами 2. Для снятия крышки достаточно выбить клинья и повернуть сухари. Сборка производится в обратном порядке. В центре крышки

имеется отверстие — «глазок». Закрывается он крышкой глазка 3, поворачивающейся вокруг оси, на которой имеется пружина с гайкой, позволяющая регулировать плотность прилегания фурмы к крышке. Участок прилегания крышки глазка и плоскость крышки глазка обрабатывают на шлифовальном станке. В закрытом положении крышка глазка фиксируется клиновым сопряжением выступа на нем и клиновым пазом — на крышке фурмы.

Колошник

За последние годы вопросу усовершенствования колошников шахтных печей уделялось много внимания. Тем не менее, несмотря на создание целого ряда новых конструкций, колошник не отвечает как технологическим, так и санитарно-гигиеническим требованиям.

На рис. 12 показан кирпичный колошник, который, несмотря на ряд усовершенствований, плохо выдерживает высокие температуры и быстро разрушается. Он состоит из чугунных песочниц 1, которые соединяют элементы газовой системы («свечи», «гусаки») с шатром. Каркас колошника представляет собой металлическую конструкцию, состоящую из стоек, связей, верхнего и нижнего 4 поясов. Все сооружение опирается на подколошниковые балки, которые лежат на колошниковых колоннах. Стены 3 и свод 2 выкладывают из шамотного кирпича. Балки верхнего и нижнего поясов вынесены за кладку и предохранены от воздействия высоких температур. Вдоль длинных сторон уложены загрузочные пороги 6. Загрузочные окна закрыты шторками 5, шарнирно подвешенными к балке нижнего пояса.

Наиболее уязвимым местом этого колошника является свод, который под действием высоких температур (700—900° С) отходящих газов начинает разрушаться на втором году кампании печи. Частые ремонты приводят к дополнительным затратам огнеупорных материалов, и снижают производительность агрегата. Другим элементом, низкая стойкость которого в условиях действия высоких температур приводит к разрушению колошника, являются балки нижнего пояса. Несмотря на вынос из рабочего пространства, они омываются частью колошниковых газов, иногда выходящих наружу. Нагреваясь, балки нижнего пояса деформируются и колошник теряет

геометрическую форму. Кирпичные колошники лучше стоят на печах, перерабатывающих ручные брикеты, так как отходящие газы имеют несколько меньшую температуру (500—700° С).

После кирпичных колошников были опробованы несколько конструкций водоохлаждаемых колошников. Од-

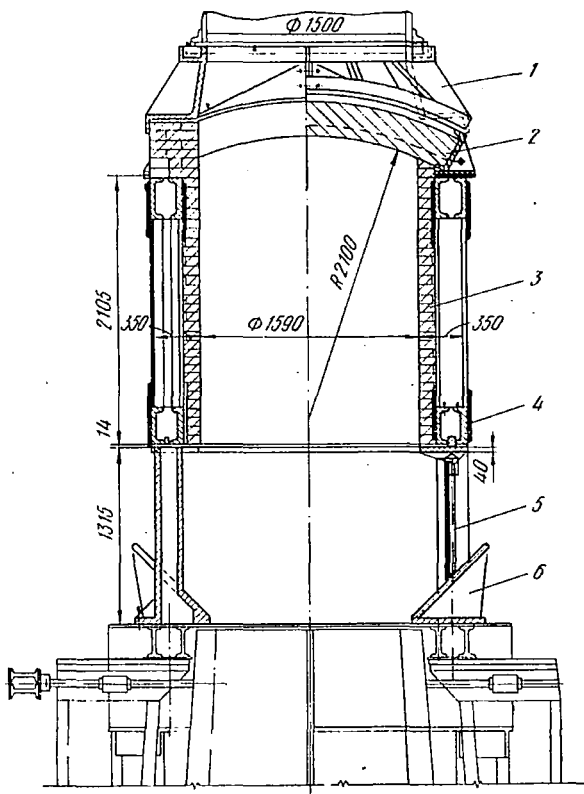


Рис. 12. Кирпичный колошник

на из конструкций представлена на рис. 13. Колошник состоит из боковых, торцовых и потолочных кессонов, принцип действия которых аналогичен водоохлаждаемым кессонам шахты. Внизу кессоны крепят к балке нижнего пояса 4, опирающейся на колошниковые стойки. Балка одновременно служит водяным коллектором, из которого вода распределяется по кессонам. Пото-

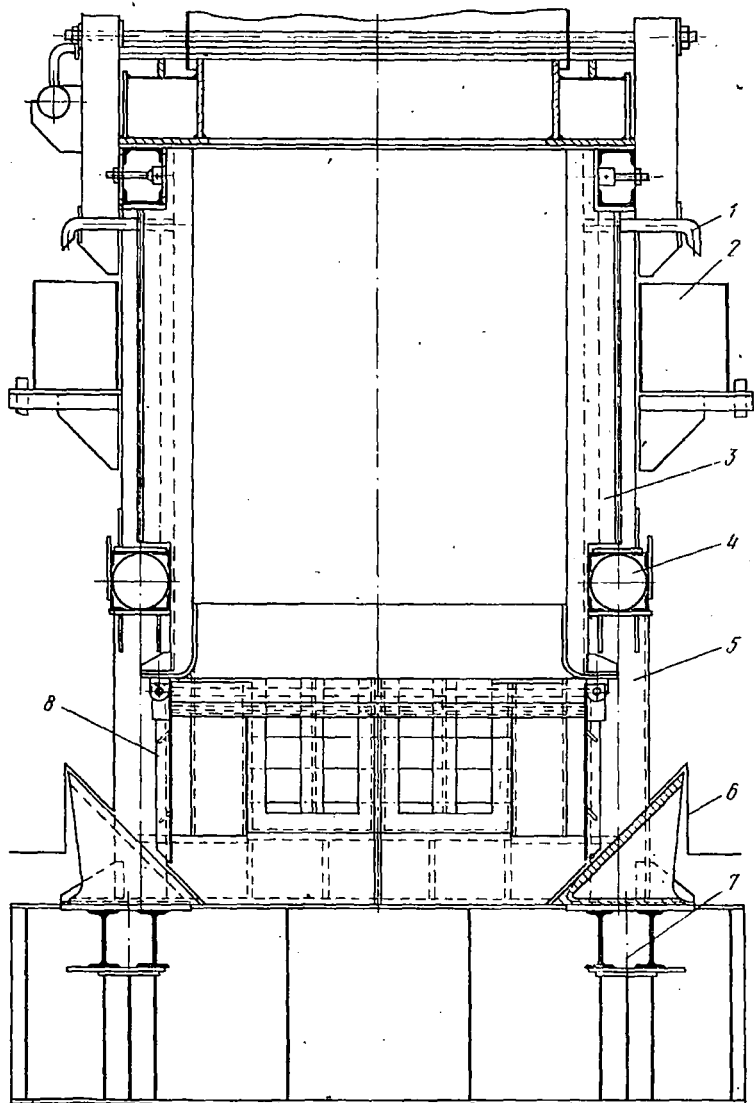


Рис. 13. Водоохлаждаемый колошник:

1 — сливной патрубок; 2 — сливной желоб; 3 — кессон; 4 — балка-коллектор; 5 — колонна; 6 — загрузочный порог; 7 — колошниковая балка; 8 — шторка

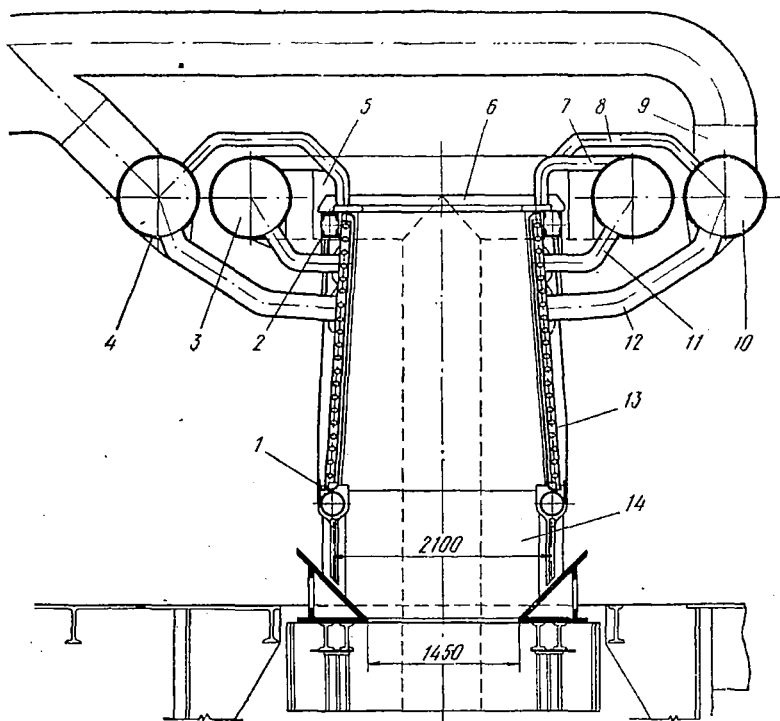


Рис. 14. Воздухоохлаждаемый колошник:

1 — балка-коллектор; 2 — верхний пояс; 3 — коллектор нагретого воздуха; 4, 10 — коллектор холодного воздуха; 5 — воздухопровод; 6 — потолочный кессон; 7, 11 — патрубок горячего воздуха; 8, 12 — патрубок холодного воздуха; 9 — воздухопровод холодного воздуха; 13 — кессон боковой; 14 — кессон торцовый

лочные кессоны имеют индивидуальный водяной коллектор. Слив воды из кессонов производится в сливной желоб 2.

Водоохлаждаемый кессонированный колошник позволяет резко улучшить условия труда загрузчиков за счет снижения тепловой радиации. Но его внедрение на большом количестве печей связано с трудностями по обеспечению водой.

На комбинате «Южуралникель» были распространены воздухоохлаждаемые кессонированные колошники (рис. 14).

Принцип его работы заключается в следующем. Воздух от воздуходувок поступает в коллектор 4, а от него по патрубкам 8, 12 распределяется по воздухоохлаждаемым кессонам. В каждом воздухоохлаждаемом кессоне имеется перегородка для создания нужного направления

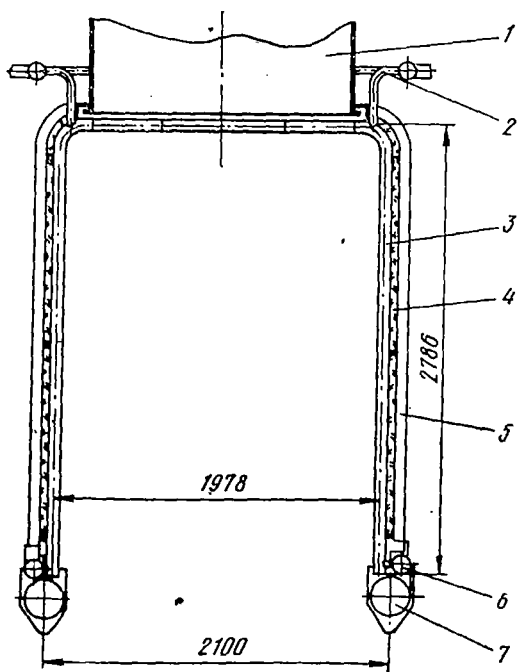


Рис. 15. Колошник испарительного охлаждения:

1 — свеча; 2 — коллектор паро-водяной смеси; 3 — кессон; 4 — тепловая изоляция; 5 — элемент крепления; 6 — коллектор умягченной воды; 7 — балка

воздуха. Сначала воздух движется по внешней половине кессона. Затем внизу он переходит во внутреннюю половину. Здесь, омывая огневую стенку, воздух нагревается и по патрубкам горячего воздуха 7, 11 поступает в коллектор нагретого воздуха 3 (см. рис. 16). Далее по двум воздушным стоякам нагретый воздух поступает в кольцевой воздухопровод, а оттуда в фурмы. Воздухоохлаж-

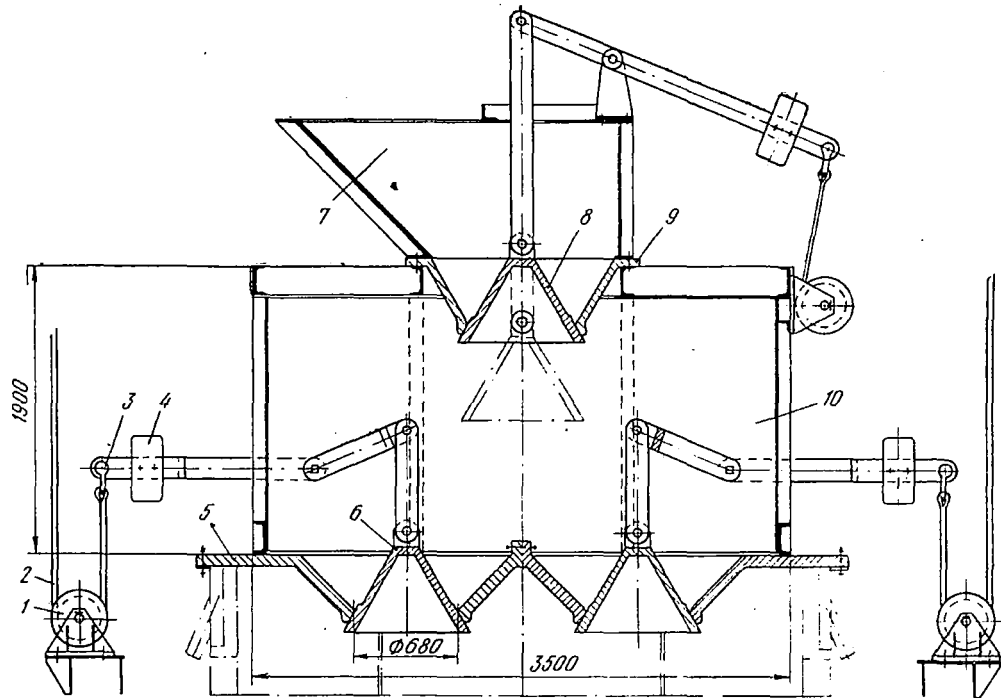


Рис. 16. Колошник колокольного типа:

1 — блок; 2 — трос; 3 — рычаг; 4 — груз; 5 — нижняя плита; 6 — нижний колокол; 7 — загрузочный бункер; 8 — верхний колокол; 9 — верхняя плита; 10 — загрузочная камера

даемый колошник позволяет частично регенерировать тепло отходящих газов и вернуть его в печь в виде нагретого до 80—100° С воздуха. В этом его достоинство. К недостаткам же относится низкая стойкость кессонов, что приводит порой к очень большим потерям дутьевого воздуха, обогащенного кислородом.

В последнее время была опробована конструкция колошника испарительного охлаждения. На рис. 15 показана одна из его конструкций. Его преимущество заключается в том, что испарительное охлаждение позволяет регенерировать тепло отходящих газов.

Целесообразно рассмотреть еще один колошник (рис. 16), установленный на одной из печей комбината «Южуралникель», работающей на плавке конвертерных шлаков и богатых кобальтосодержащих материалов. Это колошник колокольного типа, позволяющий герметизировать загрузку шихтовых материалов. В результате эксплуатации такого колошника, удалось резко облегчить условия труда загрузчиков. Герметичный колошник колокольного типа, широко распространенный в черной металлургии, имеет ряд очень серьезных преимуществ. Три наиболее важные из них приведены ниже.

1. Герметизация печного пространства, позволяющая, помимо улучшения санитарно-гигиенических условий на рабочих местах, снизить подсосы воздуха, доходящие на колошниках рассмотренных конструкций до 3—4-кратных количеств. Следовательно, при принудительном отсосе отходящих газов можно в 3—4 раза сократить мощность и расход электроэнергии, затрачиваемой на производство этой работы.

2. Отсутствие подсоса воздуха, содержащего кислород, что предотвращает сжигание на колошнике окиси углерода, содержавшейся в отходящих газах. Следовательно, отходящие газы можно эвакуировать из печного пространства с низкой температурой (150—200° С). Колошник и газоходный тракт будут находиться в благоприятных температурных условиях и не потребуют дополнительных расходов (на охлаждение, футеровку огнеупорами и т. д.).

3. Возможность полной механизации и автоматизации операции загрузки.

Представленный тип колошника (см. рис. 19) в отличие от колошников подобного типа, применяемых на за-

водах черной металлургии и в медеплавильной промышленности, работает под разряжением 58,5—78,5 Па (6—8 мм вод. ст.). Температура отходящих газов 150—200° С. Иногда имеет место воспламенение отходящих газов с резким повышением давления в газоходной системе. Поэтому для избежания разрушения на газоходном тракте установлены несколько самозакрывающихся взрывных клапанов.

Загрузка шихты в печь, оборудованной колошником колокольного типа, ведется следующим образом. После загрузки порции шихты в загрузочный бункер 7 колокол 8 опускается вниз и материал засыпается на нижние колокола 6 (см. рис. 16). Затем верхний колокол закрывается, а нижние опускаются вниз. Шихта через образующиеся кольцевые зазоры между колоколом и плитой попадает в печное пространство.

Опускание колокола производится за счет натяжения троса, один конец которого прикреплен к рычагу колокола 3, а другой — к барабану электромеханической лебедки. Поднимается он за счет ослабления натяжения троса и действия груза 4. Верхняя 9 и нижняя 5 плиты, а также колокола изготавливают из жаропрочной хромоникелевой стали. Плиты отлично противостоят разрушительному действию высоких температур.

ЗАГРУЗКА ШИХТЫ

Нормальная работа печи во многом зависит от соблюдения режима и правильной загрузки шихтовых материалов в печь. Отклонения нарушают ход печи и создают аварийные ситуации. Поэтому очень важно, чтобы обслуживающий персонал соблюдал все требования, предъявляемые к загрузке материалов. Колошниковая площадка оборудована бункерным хозяйством, обеспечивающим 3—6-ч запас шихтовых материалов. На рис. 17 приведен один из вариантов размещения бункеров, позволяющий производить забор материалов и доставку их к печам, с меньшими затратами времени. Загрузка ведется при помощи оборудованных электроприводом вагонов-троллейкар, движущихся по железнодорожным путям, расположенным по обеим сторонам печей.

Порция шихты, состоящая из никельсодержащего

сырья (руды, агломерата, брикетов, оборотного шлака), топлива (кокса), сульфидизаторов, (гипса или колчедана) и флюсов (известняка или мраморной крошки), называется колошей. Контроль за набором составляющих колошу материалов осуществляют тремя способами: 1) взвешиванием; 2) набором фиксированного объема; 3) фиксированием времени работы питателя, подающего материал.

Взвешивание осуществляется при помощи рычажных весов, установленных на раме троллейкара. Бункер для

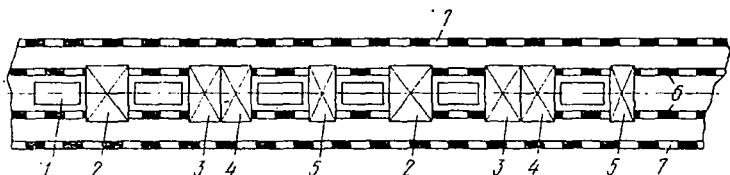


Рис. 17. Схема размещения шихтовых бункеров:

- 1 — шахтные печи; 2 — коксовый бункер; 3 — агломерационный бункер; 4 — бункер для флюсов; 5 — рудный питатель; 6 — основные троллейкарные пути; 7 — запасные троллейкарные пути

материалов смонтирован на подвижной раме весов. При наборе в него шихты вес определяют по показаниям циферблатного указателя, отградуированного в весовых единицах. Обычно применяются весовые троллейкары с бункером емкостью 2 м³ и грузоподъемностью до 3—5 т для печей с малой производительностью. К ним относятся шахтные печи с площадью сечения в области фурм до 6,4 м².

Рычажные весы, устанавливаемые на троллейкарах, имеют следующие два недостатка:

1) от динамических нагрузок, испытываемых весами при движении троллейкара и наборе материалов, рычажная система часто выходит из строя (весы сбиваются), что искажает их показания;

2) как уже отмечалось, они могут быть установлены на троллейкарах небольшой грузоподъемности. Для печей же высокой производительности с площадью сечения в области фурм 12 м² и больше нужны большегрузные троллейкары, для которых рычажные весы не подходят.

Объемная дозировка основана на предположении о постоянстве насыпной массы шихтовых материалов. На-

сыпная масса — это масса одного кубического метра материала. Насыпные массы шихтовых материалов приведены ниже, т/м³:

Агломерат	0,8—0,95	Гипс	1,5
Руда мелкая	1,1—1,2	Кокс	0,5
Комковатая руда	1,2—1,3	Колчедан	3—3,5
Рудные брикеты	1,15	Оборотный шлак	2,5—3
Известняк	1,8—2,0		

В зависимости от насыпной массы можно по известному объему бункера определить массу набранного материала. Например, в 6-кубометровом бункере поместится $6 \cdot 0,9 = 5,4$ т агломерата, в 2-кубометровом $2 \cdot 0,5 = 1,0$ т кокса и т. д. Для набора никельсодержащих материалов бункер троллейкара имеет постоянный объем, равный 4—6 м³. Бункер же для флюсов и кокса оборудован передвижными перегородками, при помощи которых можно изменять объемы, предназначенные для этих материалов и, следовательно, их массы. Способ набора шихтовых материалов, основанный на фиксировании времени работы питателей, осуществляется при помощи реле времени. В зависимости от продолжительности работы питателей можно регулировать весовую подачу того или иного количества материала. Набор колош производится следующим образом. Троллейкар подгоняется к коксовому бункеру. Одновременно с включением питателей троллейкару придают движение таким образом, чтобы порция кокса распределилась равномерным слоем по всей длине его бункера. Затем аналогичным способом набирается смесь известняка и сульфидизатора. Оставшийся объем заполняют агломератом. В печь колоша выгружается из троллейкарного бункера после установления его на фронте выгрузки (длина бункера соответствует длине печи).

Для обеспечения равномерного распределения газового потока загрузка шихты ведется таким образом, чтобы каждая последующая колоша загружалась с противоположной стороны печи. Особое внимание необходимо обращать на равномерность распределения шихтовых материалов по длине загрузочного слоя. В противном случае нарушится соответствие между шихтовыми материалами на отдельных участках и работа печи будет проходить ненормально.

При существующих способах загрузки большое вни-

манне на распределение газового потока в столбе шихты оказывает уровень, характеризующий расстояние от загрузочного порога до поверхности шихты. При падении шихтовых материалов в печь происходит их неравномерное распределение по крупности (сегрегация): крупные куски скатываются к подножию образующегося гребня,

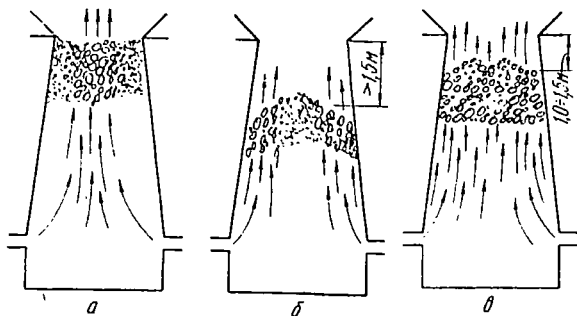


Рис. 18. Схема распределения шихтовых материалов по крупности в зависимости от высоты загрузочного уровня:

а — загрузка «по плиты»; б — загрузка низкая; в — загрузка нормальная

а мелочь концентрируется в центральной части насыпного конуса. Схематично влияние сегрегации показано на рис. 18.

При высоком уровне сыпи (см. рис. 18, а) к центру печи скатываются преимущественно крупные куски, а у стенок скапливается мелочь. В результате сопротивление в центре печи оказывается ниже, чем на периферии, и газы получают центральный ход, что отрицательно отражается на работе печи. В этом случае, плавильная зона перемещается к центру, тогда как восстановительная смещается к периферии. Это обстоятельство приводит к возрастанию скорости газового потока, так как площадь горизонтального сечения, сквозь которую движется основное количество газов, становится значительно меньшей, чем при периферийном ходе. При таком режиме нарушается аэродинамическая стабильность шихты, состояние которой начинает приближаться к режиму кипящего слоя. Газы покидают печь через образовавшуюся массу продувов и увлекают с собой большое количество шихты в виде пыли и капель расплава.

При таком состоянии дел печные газы не успевают завершить работу по нагреву всей шихты и частичному восстановлению металлов, как это предусмотрено процессом. Поэтому, покидая шахту, газы имеют повышенную температуру, которая еще более возрастает при догорании на колошнике окиси углерода. Кроме указанных ненормальных явлений, центральный ход характеризуется обильным настыеобразованием, а также снижением производительности печи и извлечения никеля в штейн.

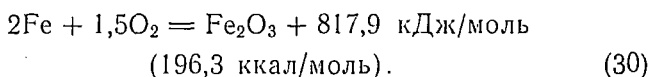
Следующий случай (см. рис. 18, б) характеризует ярковыраженный периферийный ход газов, наблюдаемый при понижении уровня загрузки, так как крупные куски преимущественно располагаются у стенок печи. Дальнейшее опускание сыпи до 3—3,5 м может привести к относительно равномерному распределению потока газов за счет общего снижения сопротивления столба шихты. Тем не менее этот режим также не удовлетворяет требованиям технологии по следующим причинам. Сокращение высоты столба шихты приводит: 1) к увеличению скорости газов, что влечет за собой дополнительный пылевынос; 2) время пребывания материала в печи сокращается, что снижает работу печных газов и отрицательно влияет на завершенность химических реакций; 3) колошник сильно разогревается.

Относительно нормальное распределение газов потока наблюдается при правильно подобранном расстоянии от уровня загрузочного порога до поверхности шихты (см. рис. 18, в). Это расстояние должно соответствовать 1,5—2,0 м перед началом загрузки. В таком случае в печи образуется два параллельных гребня, расположенных по обеим сторонам большой оси. Крупные куски при загрузке скатываются как к центру, так и к периферии, обеспечивая тем самым более или менее равномерное распределение шихты по крупности.

ПРАКТИКА ОБСЛУЖИВАНИЯ ГОРНА

Работа на горне сводится к выпуску расплавов из печи (штейна и шлака) и проведении различных подготовительных операций, связанных с этим. Кроме того, обслуживающий персонал отвечает за состояние фурменного пояса и соблюдение воздушного режима.

Для выполнения всех нужных операций горновые используют набор различных инструментов, в состав которых входят кувалды, стальные ломы с одним заостренным концом, совковые лопаты, ломы для прочистки фурм (фурмовки), ручные буры, ломы для проширения леток и шпура, заводные ломы, клинья с кольцами для выбивания ломов, пзтитычки и т. д. При открывании шпуров и леток широко используется метод прожигания отверстий кислородом. Этот метод основан на выделении большого количества тепла при окислении железа в токе технического кислорода:



Железную трубку диаметром 6,3 мм высоконапорным шлангом через редуктор подсоединяют к источнику технического кислорода, затем нагревают противоположный конец трубки до температуры 700—800° С и немного открывают кислородный вентиль. Как только конец трубки загорится, ее наставляют на то место, которое требуется прожечь и дают кислород под избыточным давлением 1,2—1,3 МДж (12—13 ат). Развивающаяся при этом температура, порядка выше 2000° С, позволяет осуществлять тепловое бурение стенок.

В тех случаях, когда требуется прожечь отверстие в застывшем слое шлака, используют сталь, применяемую для изготовления буров, так как трубочка диаметром 6,3 мм в состоянии прожигать только штейновые или металлические стенки.

Выпуск штейна из внутреннего горна

После накопления в ванне определенного количества штейна через шпур производится совместный выпуск расплавленных продуктов. При нормальной ванне шпур открывают вытаскиванием заведенного в него железного лома (рис. 19), после чего сначала вытекает штейн, а затем шлак. Выпуск производится до тех пор, пока ванна не освободится от расплавов и печные газы не продуют шпуровое отверстие. Такая мера является чисто профилактической, так как позволяет удалить из горна тугоплавкие компоненты — ферроникель и хромсодержащие соединения окиси железа (хром — шпинелиды).

Иногда после вытаскивания ломика шпур не всегда удается открыть. Происходит это из-за отложений тугоплавких веществ на дне ванны. Причем если не принять соответствующих мер, то с течением некоторого времени объем ванны резко сократится, возрастут потери никеля со шлаками и шахтная печь будет приведена в аварийное состояние. В таких случаях шпур открывают прожиганием кислородом в новом месте, расположенном выше

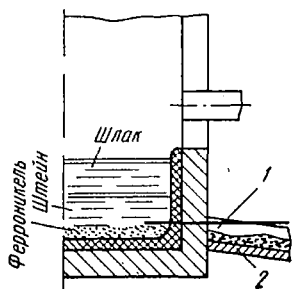


Рис. 19. Выпуск штейна из горна:

1 — штейновый желоб;
2 — ломик

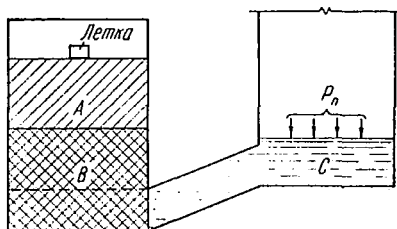


Рис. 20. Гидравлическая схема работы наружного горна Л. К. Петрова

старого шпура так, чтобы можно было произвести выпуск. Одним из способов, позволяющих восстановить ванну, будет продолжительная работа печи на шпур. Горячие расплавы, постоянно стекая в ванну и контактируя с настылями, постепенно растворяют их и выносятся из горна. Постепенно по мере размывания ванны шпуровое отверстие опускается все ниже и ниже до первоначальной отметки.

При работе на шпур продувы печными газами не приносят никакой пользы для восстановления объема ванны и только ухудшают условия обслуживания. Поэтому при образовании продува его также ликвидируют введением в шпур ломиков или притыканием время от времени разработанных участков шпура пробками из огнеупорной глины.

Работа наружного горна

Принцип работы наружного горна основан на конвективном теплообмене между штейном и более нагретым шлаком, непрерывно поступающим из печи в придонную область горна. В результате постоянного перемешивания штейна в наружном горне температура его достаточна для поддержания ферроникеля в растворенном виде. Обычно температура шлака на выходе из наружного горна составляет 1320—1360° С, а штейна 1250—1280° С, что вполне достаточно для выполнения этого условия.

Работа наружного горна и печи, связанных между собой соединительным каналом, подчиняется закону гидростатики для двух сообщающихся сосудов (рис. 20). Непременным условием должно являться равенство: $p_A + p_B = p_n + p_C$, где p_A, p_B, p_C — давления, создаваемые слоями жидкостей A, B и C ;

p_n — давление в печи.

Если $p_A + p_B$ будет превышать давление в печи, то во внутреннем горне произойдет накопление расплавленного слоя C до высоты, при которой снова восстановится равенство. И наоборот, в случае, когда $p_A + p_B$ окажется меньше давления в печи, то слой C будет уменьшаться вплоть до полного исчезновения (расплав из печи целиком перейдет в наружный горн). Если же и тогда равенства не будет и по-прежнему $p_A + p_B < p_n$, то из печи в наружный горн будут прорываться горновые газы. Это будет происходить до тех пор, пока он не заполнится расплавом и $p_A + p_B$ не станет равным p_n .

Выпуск штейна производится по мере накопления его в наружном горне до критического уровня, превышать который крайне рискованно из-за возможного переполнения расплавом внутреннего горна и заливки фурм. Достигнутая высота слоя штейна определяется ломковой пробой. Для этого ломик длиной 2—2,5 м опускают вертикально в горн через одну из леток так, чтобы его конец уперся в подину. После непродолжительной выдержки его вытаскивают. Участок ломака, который был в штейне, частично растворяется в нем. Длина этого участка и определяет высоту слоя штейна. Конец выпуска

штейна определяется по внешнему виду струн расплава. Штейн по сравнению со шлаком значительно более текучий и отличается по цвету: его окраска приближается к светло-красным оттенкам.

Шлак из горна не выпускают, так как это привело бы к нарушению равновесия между давлением в горне и печи и выдуву из печи вместе с горновыми газами большого количества кокса.

После выпуска штейна шпур притыкают при помощи специального механизма глиняной пробкой и в него заводят железный ломик. Следующий выпуск производится через 2—3 ч, когда наружный горн снова наполнится штейном.

Обычно срок службы наружного горна исчисляется шестью месяцами работы. В первую очередь разрушаются места примыкания соединительного канала к горну печи и к наружному горну. Нарушения целостности этих узлов приводит к аварийному выпуску расплавов через места прогаров в соединительном канале.

Принимаемые меры по ликвидации подобных аварий чаще всего носят временный характер. Отверстия заделывают огнеупорным кирпичом, который укладывают на связке из порошка асбеста, замешанного на жидком стекле (силикате), либо на связке из огнеупорной глины. В некоторых случаях заделанные отверстия некоторое время поливают водой или обдувают воздухом для охлаждения нарушенного участка и создания гарниссажа, предохраняющего от повторного выхода расплава наружу. После прогара соединительного канала, как правило, наружный горн подлежит замене.

Другой неприятностью, противоположной прогару, но не менее хлопотливой, является замораживание канала. Произойти это может по ряду причин, некоторые из них приведены ниже.

1. Печь работала на холодных вязких шлаках, в результате чего проходное сечение канала постепенно сокращалось до полного исчезновения. Чаще всего можно заранее заметить надвигающуюся опасность и принять экстренные меры по предотвращению аварии. Основными признаками служат появление вязких плохотекучих красноватых по цвету шлаков, или же шлаков высокой кислотности. Через летки горна сокращается вы-

ход шлаков, что заметно по уменьшению площади сечения струи. При опускании в горн шуровки и ее вытаскивании ощущается наличие очень вязкого слоя шлака. На шуровке будет виден увеличенный слой застывшей корки толщиной 25—30 мм и более. В таких случаях необходимо изменить состав руды и шихты. Если в период, предшествующий ухудшению работы печи, были замечены какие-либо нарушения технологического порядка, то они немедленно ликвидируются.

2. Канал пересыпан холодной шихтой, которая оказалась в районе соединения горна с печью вследствие нарушения режима загрузки или других технологических изменений, приведших к насталеобразованию.

3. Канал перекрыт опустившейся сверху печи насталью. Причины 2 и 3, как правило, предугадать трудно и, следовательно, невозможно принять соответствующие меры для предотвращения аварии.

4. Печь простояла долгое время, в результате чего канал охладился и находящаяся в нем масса затвердела. Простой печи с массой бывает исключительно из-за того, что во время не был открыт шпур и не произведен выпуск. Причиной, вызывающей плохую работу шпура, могут быть отложения ферроникеля или тугоплавких хромшпинелидов.

Как правило, в наружном горне всегда присутствует некоторое количество, не ухудшающее работы горна, выпавших на подину кристаллов ферроникеля и растворенных в шлаке или находящихся в нем в виде механической взвеси хромшпинелидов. Однако при определенных условиях (например, при повышении восстановительной способности печи или нарушении температурного режима), способствовавших охлаждению штейна, выпадение ферроникеля может достигнуть опасных размеров. При опускании ломика в горн можно ощутить вязкий слой («каши») ферроникеля толщиной 100 мм и более. Последующее затвердевание этой «каши» приводит к потере шпура.

Для предотвращения образования большого количества ферроникеля изменяют режим плавки, о чем рассказывалось в предыдущих главах. В то же время в качестве профилактической меры увеличивают в 1,5—

2 раза число выпусков штейна, чтобы очистить горн от ферроникелевых образований.

Иначе ведут себя хромшпинелиды. Удельный вес хромшпинелидов занимает промежуточное место между штейном и шлаком, поэтому они выпадают в самостоятельный слой, расположенный на границе продуктов плавки. При опускании лома в горн слой хромшпинелидов ощущается как плотная масса, сквозь которую он проникает с трудом. При небольшом перемещении лома в горизонтальной плоскости создается впечатление возникновения «скрипа» при трении лома о слой. Образовавшаяся корка на ломковой пробе по внешнему виду представляет плотный, крупнокристаллический материал черного цвета. Содержание окиси хрома в нем составляет 21—25%.

После каждого произведенного выпуска штейна раз за разом, слой хромшпинелидов оседает на подину горна, намораживается на ней, что со временем приводит шпур в нерабочее состояние.

В дополнение к сказанному следует добавить, что образование промежуточного слоя препятствует обменным реакциям между штейном и шлаком и осаждению из шлака капель штейна. В результате возрастают механические и химические потери никеля.

Для борьбы с отложениями в горне хромшпинелидов необходимо увеличить количество выпусков и не ограничиваться выпуском только одного штейна. Обязательно следует выпускать и некоторое количество шлака, вместе с которым выносятся фаза, обогащенная хромшпинелидом. Не всегда, однако, это можно осуществить. При недостаточно хорошо разработанном шпуре густая масса забивает его и препятствует выходу шлака. Если создается такая критическая ситуация, то шпуровое отверстие разрабатывают прожиганием кислородом с применением буровой стали. Предотвращение накапливания хромшпинелидов в горне осуществляется изменением состава шихты. Известно, что при возрастании в шлаке содержания закиси железа с 14,5 до 21,0% и уменьшении окиси кальция с 20,1 до 15,3% наблюдается увеличение концентрации в нем окиси хрома с 1,1 до 1,8% без образования промежуточного слоя, в шлаках при этом 42,9—44,7% SiO_2 . Содержание окиси хрома Cr_2O_3 в шлаке при различной концентрации в нем за-

киси железа FeO и окиси кальция CaO приведены ниже, %:

Cr ₂ O ₃	1,1	1,2	1,4	1,5	1,7	1,8
FeO	14,5	17,7	19,6	19,7	21,2	21,0
CaO	20,1	18,1	16,7	16,65	17,1	15,3

Подбор шихты производится таким образом, чтобы полученный шлак был малонизвестковым и высокожелезистым, что позволяет содержать окись хрома в шлаке в растворенном виде.

В периоды, характеризующиеся выделением хромистых шпинелей в самостоятельную фазу, необходимо снижать содержание хрома в руде до 1,0—1,3%. Промежуточный хромшпинелидный слой образуется не только в печах, оборудованных наружным горном. Практика показывает, что на ухудшение работы шахтных печей, имеющих только внутренний горн, периодические повышения содержания окиси хрома в руде влияют сильнее. Для восстановления нормальной их работы применяют те же меры, о которых было сказано выше.

При замораживании канала во избежание переполнения внутреннего горна и заливки фурм прекращают подачу воздуха. При этом из наружного горна выпускают как можно больше расплава. Одновременно в горне печи открывают аварийный шпур или летки и ванна также освобождается от расплавов. Для лучшего проведения этой операции в печь подают дутье и некоторое время работают с непрерывным выпуском через аварийное отверстие. После достаточно хорошего прогрева ванны, что видно по характеру вытекаемого из нее расплава, печь останавливают и приступают к ликвидации аварии. Прежде всего снимают плиты соединительного канала и очищают его от застывшей массы. В горне в месте примыкания канала отверстие диаметром 150—200 мм прожигают кислородом с применением буровой стали. После окончания подготовки соединительного канала его закрывают плитами и производят пуск печи.

ПУСК И ОСТАНОВ ПЕЧИ

Пуск печи после капитального ремонта

Операция пуска печи после капитального ремонта называется задувкой или задувом печи. После окончания ремонта и проверки работы всех механизмов в кес-

соны пускают воду. Затем в печь загружают дрова до уровня фурм и разжигают, как только они разгорятся, производят загрузку кокса так, чтобы его слой перекрыл фурмы. Летки, шпур и фурменные глазки должны быть открыты для доступа в печь воздуха. На слой раскаленного кокса загружают так называемые задувочные колоши.

Загрузка шихтовых материалов в виде задувочных колош ведется по нескольким вариантам. Рассмотрим два примерных состава задувочной колоши, %:

Вариант I

Агломерат или рудные брикеты	100
Кокс	30—35
Известняк+сульфидизатор	30—35

Вариант II

1. Обратный шлак	100
Кокс	30—35
2. Обратный шлак	100
Кокс	25—28
Известняк+сульфидизатор	25—28

Состав задувочных колош зависит от тугоплавкости руды, поступающей в данный момент на плавку. Например, если руда железистая, легкоплавкая, то можно принять вариант I. В противном случае целесообразен вариант II. Обусловливается такой выбор желанием получить в первое время подвижные шлаки, которыми легче пропитать футеровку ванны и ошлаковать ее.

После выбора состава задувочных колош и порядка их загрузки приступают к наполнению шахты печи шихтой. Задувочных колош загружают в количестве, соответствующем заполнению шахты примерно на половину ее рабочей высоты. Остальную часть шахты загружают колошами обычного состава. Воздух подают в печь только после окончания загрузки, причем летки и шпур перед этим закрывают глиной и в них заводят железные ломки.

В печь, оборудованную наружным горном, первое время подается от 400 до 800 м³/мин воздуха, так как создание высокого давления в печи способствует выносу через соединительный канал большой массы кокса. Впоследствии кокс, находящийся в наружном горне, плавая на поверхности шлака, будет постепенно содействовать образованию твердой корки шлака. Если своевременно кокс не удалить, то в нем может образоваться настывль («козел») и затруднить работу. Поэтому пуск печи ве-

дут таким образом, чтобы как можно меньше кокса выносилось в наружный горн.

По мере накопления в наружном горне шлака и прекращения выдува через соединительный канал горновых газов воздушное дутье постепенно увеличивают до режимных количеств 1200—1600 м³/мин.

Накопление шлака в наружном горне ведется до полного наполнения (под крышку), после чего дутье прекращают или оставляют давление дутья 3—4 кПа (300—400 мм вод. ст.). Делается это с целью ошлаковки ванны внутреннего горна и соединительного канала. Вследствие понижения давления в печи шлак из наружного горна перетекает во внутренний, в котором уровень его повышается до места соединения кессонов с облицовочными плитами ванны. При недостатке шлака работу печи ведут при давлении дутья 3—6 кПа (300—600 мм вод. ст.) до полной ошлаковки ванны. Конец этой операции определяется по прекращению выхода расплава через неплотности на некоторых участках горна, или по появлению расплава в фурмах. Хорошо ошлакованная ванна позволяет за время эксплуатации печи свести до минимума число случаев аварийного выпуска расплава из горна. После окончания ошлаковки открывают летки и работу печи выводят на режимные параметры. В конце задувки печи с наружным горном как обычно выпускают штейн.

Ванну печи без наружного горна ошлаковывают несколько иначе. Первоначально дают полный расход воздуха. По мере накопления ванны шлак может вытекать наружу через те или другие неплотности, которые тут же заделывают глиной или замораживают при помощи воды, поливаемой на место прогара из шланга. На это время частично или полностью прекращают дутье. Заполнение ванны производится до тех пор, пока уровень расплава не покажется в фурмах. Это хорошо заметно через глазок какой-нибудь «светлой» фурмы. При достижении желаемого уровня дутье прекращают и дают некоторую выдержку (15—20 мин), в течение которой в ванне происходит образование гарниссажа. Затем открывают летки шлак выпускают из печи до уровня леточных отверстий, после чего дают дутье и выводят работу печи на режимные параметры. Пуск печи также заканчивается первым выпуском штейна.

Пуск печи после текущих и планово-предупредительных ремонтов

Перед пуском печи после ремонта шлаковые летки и шпур должны быть в рабочем состоянии. Чтобы убедиться в этом, надо очистить леточные отверстия от застывшего шлака так, чтобы виднелась раскаленная шихта. Шпур необходимо прожечь кислородом. Затем летки и шпур заделывают огнеупорной глиной и в них заводят ломики. После проверки поступления воды в кессоны и все водоохлаждаемые элементы в печь дают дутье. При этом, если печь имеет наружный горн, к количеству вдуваемого воздуха предъявляют те же требования, что и при ее задувке. После наполнения шлаком ванны летки открывают. На этом пуск печи заканчивают.

Остановы печи

При останове печи выпускают расплавленные продукты плавки. На печи без наружного горна шпур продувают горновыми газами для очистки ванны от густых отложений тугоплавких веществ. Дутье при этом постепенно снижают до полного прекращения. Шпур и летки заделывают глиняными пробками и в них заводят ломики. Фурмы заделывают глиной для предотвращения подсосов воздуха. Если фурменные крышки подогнаны плотно, то эту операцию можно не проводить.

На печи с наружным горном выпуск расплавов осуществляют с постепенным снижением расхода воздуха с тем, чтобы постоянно сохранять равенство давления в печи и наружном горне. При давлении дутья 3—4 кПа (300—400 мм вод. ст.) выпускают остатки расплава и соединительный канал продувают горновыми газами. После появления кокса в наружном горне, что позволяет судить об удовлетворительном проходном сечении соединительного канала, подачу дутья останавливают. Большое поступление горнового газа в наружный горн также характеризует наличие хорошего канала, и поэтому дутье иногда прекращают, не дожидаясь появления кокса. При плохом канале печь должна некоторое время поработать с одновременным выпуском расплава из горна (поступающий из печи горячий шлак растворит гарниссаж в соединительном канале и его пропускное сечение увеличится).

После прекращения подачи воздуха через шпур выпускают остатки расплава. Затем на 1—2 мин дается воздух для проверки соединительного канала. Убедившись в его удовлетворительном состоянии, дутье прекращают, летки и шпур заделывают глиной.

Описанные способы относятся к останову печи на непродолжительное время — до 1—2 сут. Более длительные остановки — до 3—5 сут. выполняются несколько иначе.

Для успешного осуществления длительного останова без выдува необходимо учитывать скорость выгорания кокса в фурменной зоне, которое протекает за счет подсоса воздуха через щели в уплотнениях кессонов. По данным практики эта скорость составляет 0,063—0,1 т/(м²·сут). Однако и такой довольно небольшой расход кокса желательно снижать до минимума, так как накопление золы в ванне значительно усложняет пуск печи.

Подготовка печи к длительному останову состоит из нескольких операций. Прежде всего сразу следует ликвидировать источники подсоса воздуха. Перед остановом количество кокса в фурменной зоне регулируют с таким расчетом, чтобы к пуску печи оставшегося кокса было достаточно для развития температуры, обеспечивающей нормальное плавление шихты.

В период простоя печи нежелательно самоплавление легкоплавких компонентов шихты, так как к моменту пуска объем ванны горна резко сократится и первое время печь будет работать в аварийном режиме. Поэтому за 8—10 ч до останова прекращают подачу в шихту легкоплавких материалов, в частности оборотных и конвертерных шлаков.

Особое внимание перед остановом печи следует уделять целостности кессонов. В случае ненадежности одного или нескольких кессонов их нужно сменить или ликвидировать течь заваркой отверстий. В противном случае вода будет попадать в печь и температура шихты вследствие этого упадет ниже предельной, при которой происходит воспламенение кокса.

К моменту останова фурмы должны быть «с близким огнем» или «светлые». Из шахты печи методом подплавления предварительно удаляют настывшие.

Подготовка к останову печи производится следую-

щим образом. В состав загружаемой колоши вводят увеличенные количества кокса (относительно обычного) на 25% и флюсов на 66%. За счет улучшения гранулометрического состава шихты, большого количества кокса в фурменном поясе и повышения основности шлака в печи создаются условия для ликвидации настывлей. Затем приступают к заполнению коксом фурменной зоны, т. е. к одновременному увеличению количества кокса в плавильной зоне, минуя верхние горизонты, где он частично выгорает, развивая высокие температуры на колошнике. Для этого при постоянном расходе воздуха высоту столба шихты уменьшают до 1,5—2,0 м от оси фурма, после чего в печь подают до 12 т кокса.

Затем загружают четыре колоши состава: 50% кокса (от массы агломерата); 37% смеси флюсов; 5,4 т агломерата и колоши обычного состава до заполнения шахты. Примерно через 30 мин после разгрузки первых двух колош выпускают расплав через шпур. После схода основной массы расплава расход воздуха снижают до 300—350 м³/мин.

После осушения ванны подачу воздуха в печь прекращают. Источники подсоса воздуха — фурмы, леточные отверстия, шпур закрывают глиной.

Пуск печи не представляет трудностей и производится обычным способом. Первое время после пуска производительность печи возрастает приблизительно в 1,5 раза за счет прогрева нижнего слоя шихты при простое.

ОБРАЗОВАНИЕ НАСТЫЛЕЙ И СПОСОБЫ ИХ ЛИКВИДАЦИИ

Настыль представляет собой конгломерат, состоящий из кусков шихты: частично оплавленного агломерата, флюсов, сульфидизатора и кокса. Механизм образования настывлей следующий. На отдельных участках печи по каким-либо причинам возникают температуры, при которых легкоплавкие компоненты расплавляются. Но для основной части шихтовых материалов этой температуры для расплавления еще недостаточно. Образовавшаяся жидкая фаза пропитывает близлежащие куски шихты и цементирует их.

Температуры, при которых происходит спекание шихты, находятся в интервале 1000—1200° С. Формы настыв-

лей самые разнообразные. Тем не менее их можно распределить на две основные категории, в одну из которых входят настыли, образованные в верхних горизонтах печи (так называемые «верховые»), а в другую — настыли, полученные в нижних горизонтах («коренные»).

Указанные типы настылей могут быть различной конфигурации, некоторые сечения даны на рис. 21, а—ж. Количество таких сочетаний многообразно.

Причин, вызывающих настылеобразование, несколько. Коренные настыли появляются в результате хрониче-

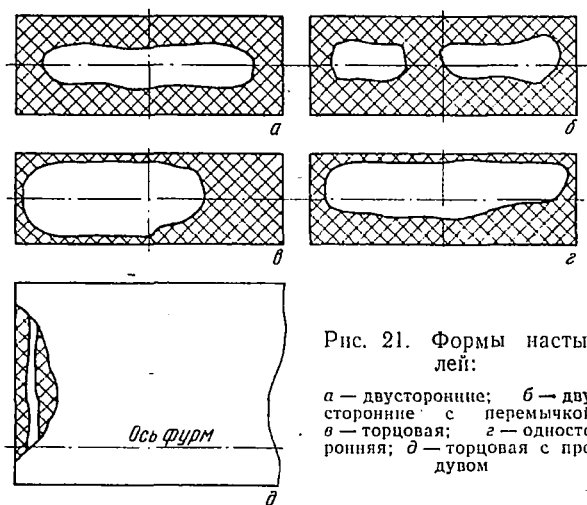


Рис. 21. Формы настылей:

а — двусторонние; б — двусторонние с перемычкой; в — торцовая; г — односторонняя; д — торцовая с продувом

ческого недостатка кокса при продолжительной работе печи. Обнаруживается коренная настыль по ряду признаков. Фурмы в районе ее образования либо «на мелочи», либо не поддаются пробивке ломиком. На колошнике при опускании уровня сыпи на 0,5—1 м ниже установленного заметно смещение периферийного движения газов к центру печи. Причем граница выхода газа из шихты четко видна как линия из раскаленных кусков шихты и повторяет проекцию настыли на горизонтальную плоскость поверхности шихты. На участке, ограниченном этой границей и кессонами, шихта холодная.

Для устранения коренных настылей недостаток кокса компенсируют введением в шихту дополнительного его

количества. Если же настыеобразование приняло характер, угрожающий дальнейшей работе агрегата, то принимаются за «профилактическое лечение печи», которое сводится к проведению некоторых мероприятий, позволяющих как можно быстрее заполнить фурменное пространство коксом.

К таким мероприятиям относится так называемая «перезадувка» печи. По этому способу печь временно прекращают загружать шихтой и опускают уровень сыпи до 1,5—2,5 м от оси фурм. По ходу опускания, дают небольшие порции кокса под отваливающиеся верховые настыли, если таковые имеются. При достижении указанного уровня кокс добавляют в большом количестве, иногда с легкоплавким обратным шлаком. После чего печь быстро загружают колошами, имеющими состав, отвечающий нормальной работе печи.

Масса коксовых колош, загружаемых одновременно в каждом конкретном случае, разная и устанавливается в зависимости от размера настелей и площади сечения печи. Обычно кокса добавляется в расчете создания коксовой постели на 0,3—0,6 м выше верхней отметки настелей. Слишком большая загрузка кокса может привести в дальнейшем к его газификации по реакции $C + CO_2 = 2CO$ и повышению в связи с этим температуры на колошнике.

Верховые настыли появляются при высокой температуре газов в верхних горизонтах. Содействовать этому может, например, поступление на плавку тугоплавких материалов, что приводит к дополнительному расходу кокса и недостаточно полному использованию его тепловой энергии в нижних горизонтах. В результате подъема высоты уровня столба шихты выше оптимального происходит перераспределение газового потока — он становится центральным, что также отражается на повышении температуры газов в верхних горизонтах. Загрузка большого количества мелочи создает неравномерную газопроницаемость, а это способствует возникновению продувов, повышению температуры на колошнике и другим неполадкам.

Борьбу с верховыми настелями ведут в два этапа. Во-первых, сначала ликвидируют настель, и, во — вторых, устраняют причину, вследствие которой она возникла. Метод ликвидации настели заключается в понижении

нии уровня столба шихты до предела, при котором настывль под силой собственного веса обваливается. Уровень сыпи опускается обычно до 3—3,5 м от загрузочного порога. Если при таком расстоянии настывль не упала, то на противоположную от настывли сторону загружают колошу с увеличенным на 25—50% расходом кокса. Создаются, таким образом, условия для преимущественного движения газов на стороне, где стоит настывль, так как на противоположной повышается сопротивление движению газового потока. Интенсивный теплообмен, созданный у основания настывли, позволяет подплавить и обрушить ее. Под отваливающуюся настывль загружают 2—3 т кокса.

Одной из разновидностей является настывль с продувом (см. рис. 21, д). Для ее ликвидации в районе образования настывли опускают шихту до тех пор, пока ее уровень не окажется ниже настывли. Затем под настывль загружают колошу, состоящую, из кокса, известняка и колчедана. Соотношение между компонентами следующее: кокс : известняк : колчедан = 1 : 1 : 0,5 или 1 : 1 : 1. Затем уровень сыпи поднимают до нормальной, а продув забивают сверху кусками известняка для ликвидации движения газов через отверстие в настывли. Через некоторое время основание настывли окажется подплавленным и тогда она либо сама уйдет вниз и расплавится в области фурм, либо, если этого не произойдет, снова опускают сыпь и отваливают настывль способом, описанным выше. Бывает, что основание настывли достаточно крепкое и после первой попытки ликвидировать ее не удается. Тогда все повторяют еще раз, а может и два.

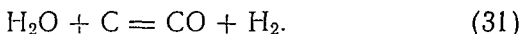
Приведем еще пример. На практике наблюдается подвисяние шихты. Признаком этого явления служит уменьшение скорости или полное прекращение схода шихты, на летке сокращается выход шлака, давление дутья повышается, а расход — падает.

Подвисяние происходит в результате образования в слое шихты на расстоянии 1—2 м от фурм сплошной горизонтальной перегородки (крыши), имеющей вид арки. Причины, способствующие возникновению таких перегородок, пока не вполне выяснены. Разрушение же их производится резким изменением давления в подсводовом пространстве. Для этого несколько раз подряд снимают и подают дутье в печь до ликвидации подвисяния.

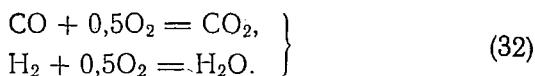
Перед обрушением шихты желательно произвести выпуск. В противном случае упавшая в ванну с расплавом шихта может выплеснуть его в фурмы и залить их.

ПРОГАР КЕССОНОВ

Прогар внутренней, огневой стенки кессонов и утечка охлаждающей воды в рабочее пространство печи — авария, довольно часто случающаяся на практике. Попадание воды в печь серьезно расстраивает плавку и сопровождается образованием настывлей как в шихте, так и в горне. Особенно опасно образование водяного газа по реакции взаимодействия между водой и раскаленным коксом.



Соединяясь с кислородом воздуха, водяной газ горит со скоростью взрыва:



В некоторых случаях давление взрывной волны приводит к разрушению конструкции шахты и воздухопроводов.

Взрыв разрушительной силы может также произойти и при попадании воды на штейн, которого в печи всегда достаточно. Тем не менее, случаи попадания воды на штейн в печи бывают редко, что объясняется изоляцией штейна шлаковым расплавом.

Прогар кессонов вызывается тремя причинами.

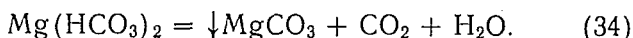
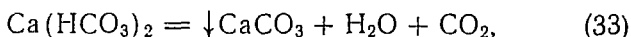
Первая причина. Образование слоя накипи на огневой стенке способствует ухудшению ее теплопроводности. Наружные слои материала, из которых сделан кессон, подвергаются тепловым воздействиям и постепенно разрушаются. Но накипь, как правило, плохо держится на стенке кессона. Под действием циркулирующей воды и собственной тяжести накипь отваливается и опускается вниз, где она со временем и накапливается.

Появлению слоя грязи в нижней части кессона способствует также присутствие в воде ила, который осаждается при попадании в кессон с водой. Особенно много ила находится в воде весной и осенью в период обильного выпадания атмосферных осадков и таяния снегов.

Слой грязи внизу кессона чаще всего служит причиной его разрушения в этом месте. Поэтому для предотвращения прогара кессонов производят систематическую промывку их от образовавшейся накипи и грязи.

Делают это на остановленной печи следующим образом. Закрывают подачу воды на промываемый кессон и вскрывают люк для спуска воды. После того как вода сойдет, из кессона специальной лопаточкой выгребают всю грязь. Затем подают в кессон немного воды для смыва остатков грязи и накипи с огневой стенки. Очистив кессон, ставят на место люк и дают воду.

Накипь образуется в результате выпадения карбонатов кальция и магния, которые всегда присутствуют в воде в растворенном виде. Содержащиеся в природной воде бикарбонаты кальция и магния разлагаются по реакциям.



Карбонаты кальция и магния нерастворимы в воде и в виде накипи выпадают на стенках кессонов. Снизить эффект выделения карбонатов можно, не допуская перегрева воды более чем на 20° С. Например, при поступлении воды с температурой 40° С расход устанавливается таким образом, чтобы из кессона вода выходила нагретой до 60° С.

Вторая причина. Прогар кессона может вызываться непоступлением в него воды или малым ее расходом. Первыми признаками непоступления воды служит обильное выделение пара через сливной патрубок, иногда сопровождаемое шумом. В дальнейшем по мере выкипания воды и понижения уровня заполнения пустая часть кессона прогревается и наружная стенка на этом участке начинает светиться.

Для предотвращения аварии печь должна быть немедленно остановлена и выявлена причина непоступления воды. Обычно это вызывается попаданием посторонних предметов в кран, регулирующий подачу воды. После прочистки крана воду на кессон надо подавать небольшими порциями, так как быстрое наполнение может вызвать, во-первых, мгновенное испарение воды и созда-

ние давления в кессоне, и, во-вторых, резкое охлаждение нагретой до температуры 700—800° С огневой стенки, что создает большие внутренние напряжения в материале, из которого он сделан. И то и другое приводит к разрушению кессона. После наполнения кессона водой и проверки его целостности, печь пускают в работу.

Третья причина. Огневая стенка разрушается вследствие истирающего воздействия шихтовых материалов. Влияние этой причины на прогар кессона устанавливают следующим образом. При осмотре разрушенного участка определяется толщина стенки. Если ее размеры значительно меньше первоначальной и при простукивании молотком или слесарным зубилом обнаруживается, что это относится к большой площади, то мы имеем дело с кессоном, поврежденным шихтой. Такой кессон подлежит замене, так как заваривать подобные места повреждения очень сложно и не всегда удается это сделать. Для выявления поврежденного кессона и места течи требуется высокая квалификация и опыт обслуживаемого персонала.

Признаком попадания воды в печь служит горение газа в одной или нескольких фурмах на остановленной печи. Обычно это бывает, когда течь незначительная. При обильном поступании воды часть ее выдавливается наружу через швы между кессонами и плитами ванны тем давлением, которое имеется в шахте. Если кессон прогорел выше фурмы, то в зависимости от величины отверстия шихта в районе этой фурмы будет сырая. При особенно сильной течи вода может вытекать через фурмы, расположенные под районом повреждения.

Рассмотрим на примере порядок обнаружения отверстия в кессоне. Допустим, что на одном из участков горна наблюдается выбивание воды через швы между двумя облицовочными плитами и кессонами, стоящими на них. Особенно заметно это при работе печи. Фурмы в районе течи светлые или с огнем или даже без огня, но шихта сухая. После анализа состояния печи предварительно заключаем, что какой-то из кессонов прохудился ниже фурм, так как вода в них не обнаружена.

После этого приступаем к проверке подозрительных кессонов на целостность. В эти кессоны прекращают подачу воды и дают выдержку 5—15 мин. За это время в поврежденном кессоне уровень воды понизится, и при по-

следующей подаче в него воды слива ее через сливной патрубок некоторое время не будет происходить. В целых же кессонах вода через сливной патрубок пойдет сразу. Непременным условием эффективности такого метода проверки служит надежная работа кранов, подающих воду; если они не держат, то проверка таким способом просто невозможна по следующим причинам. Допустим, что из кессона вытекает вода через разрушенный участок со скоростью 50 л в минуту, и что через закрытый кран проходит такое же количество воды. Ясно, что кессон всегда будет наполнен и при проверке можно придти в заблуждение относительно его целостности.

Краны всегда должны находиться в исправном состоянии и их следует своевременно заменять или ремонтировать. Иначе при необходимости немедленного прекращения подачи воды с целью избежания аварии сделать это не удастся, и авария произойдет.

Если все же краны не держат, то ремонту подвергается кессон, ниже которого особенно сильно выбивается вода. Воду спускают из кессона. Если кран не держит, то ставят на подводящем патрубке заглушку или его заменяют. Затем, после удаления накипи, осматривают внутреннюю стенку кессона через отверстие сливного люка. Для этой цели применяют переносную лампу и крючок с заостренным концом. Двигая крючок в разных направлениях, пытаются нащупать острым концом его отверстие в кессоне. Если прогар не обнаружен, то вырезают люк на наружной стенке кессона в другом месте и осмотр повторяют.

Утечка воды из кессона может происходить не только через образовавшееся отверстие, но и через образовавшуюся трещину. Трещина обнаруживается труднее, причем крючком это нельзя сделать. Подозрительный участок рассматривают при свете лампы. Иногда трещина видна отчетливо: на фоне сухой стенки наблюдается узкая полоска — след воды, просочившейся из печи. Иногда ее обнаруживают по трещине в слое накипи.

Отверстие в кессоне заделывают приваркой заплаты. Трещины лучше всего проваривать по всей длине в два—три слоя электродом из мягкой стали.

Допустим теперь, что кессон прохудился выше фурм. Это заметно по появлению воды в фурмах и выбиванию ее в стыке между кессонами на каком-то определенном

расстоянии выше фурменного пояса. Прежде чем начать обследование, следует посмотреть состояние кессонов с площадки колошника. Дело в том что если кессон дал течь в месте, расположенном выше уровня сыпи, то струя воды будет попадать на противоположную сторону печи и искажать местонахождение действительного источника течи. При отсутствии воды на колошнике, снижают уровень сыпи, но не ниже чем на 2,5 м от фурм, и снова осматривают кессоны с площадки колошника и определяют место течи. Если же опять не удастся определить источник попадания воды, то печь останавливают и проверяют подозрительные кессоны способом, изложенным выше.

После обнаружения поврежденного кессона приступают к отысканию отверстия, вырезая поочередно люки во внешней стенке.

После заварки отверстия в огневой стенке кессона заполняют его водой крайне осторожно, чтобы не переохладить швы и не вызвать их разрыв вследствие возникающих при этом сил внутреннего напряжения.

При прогаре кессона испарительного охлаждения место поврежденного участка определяют по сильному шуму, производимому выбрасываемым паром. Окончательно устанавливают место прогара после вскрывания наружной части худого элемента кессона. Заварку отверстия производят в соответствии с правилами по ремонту сосудов, работающих под высоким давлением.

ПРАКТИКА ОБСЛУЖИВАНИЯ УСТАНОВКИ ИСПАРИТЕЛЬНОГО ОХЛАЖДЕНИЯ

Установка испарительного охлаждения предназначена для охлаждения кессонов и получения пара и состоит (рис. 22) из кессонов 1, барабана-сепаратора 3, опускных 2, подъемных 4 и продувочных 5 трубопроводов, питательных линий 12 и паропровода 11. На барабане-сепараторе установлены предохранительные клапаны 8, сигнализатор предельных уровней 7, манометр 9, продувочная свеча с влагоотделителем 10, водомерная колонка 6. Производительность установки испарительного охлаждения 6—10 т пара в час, избыточное давление пара 6—10 ат, температура 160—180°С. Теплоносителем является-

ся химически очищенная деаэрированная вода, имеющая жесткость 0,02 миллиграмм — эквивалента на 1 л¹. Химически очищенная вода поступает в барабан-сепаратор под избыточным давлением, превышающем давление в нем на 150—200 кПа (1,5—2 ат). Уровень воды в барабане-сепараторе поддерживается в заданных пределах, нарушать которые категорически запрещается. Контроль за уровнем осуществляется по показателям водо-

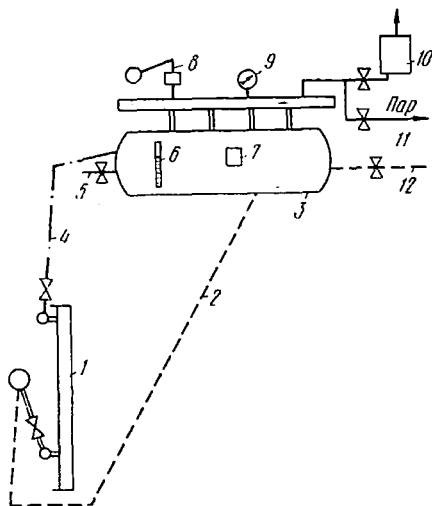


Рис. 22. Принципиальная схема установки испарительного охлаждения кессонов

замерной колонки и сигнализатора предельных уровней.

Из барабана-сепаратора вода по нескольким опускающим линиям поступает в заливные коллекторы, установленные на шахтной печи, откуда она распределяется по кессонам. Из кессонов паро-водяная смесь подается в подъемные коллекторы, из которых по подъемным линиям поступает в барабан-сепаратор, где пар отделяется от воды и направляется в паропровод. Из-

быточное давление пара в паропроводе должно быть на 20—40 кПа (0,2—0,4 ат) меньше, чем в барабане-сепараторе. Качество пара определяется наличием в нем хлоридов (2 мг/л) и щелочности (0,03 мг-экв/л). Контроль за давлением пара ведется по показаниям манометра. Для предотвращения аварии на барабане-сепараторе установлены предохранительные клапаны, отрегулированные на максимальное давление пара.

Перед пуском печи после длительного простоя (с вы-

¹ Единица жесткости — 1 мг-экв/л соответствует содержанию 20,01 мг/л ионов кальция или 12,16 мг/л ионов магния. Щелочность воды 9 мг-экв/л и содержание хлоридов — 600 мг/л.

дувом) или капитального ремонта на испарительной установке проверяется исправность водоуказательной колонки, предохранительных клапанов и манометров, а также всех магистралей и запорной арматуры. Затем всю установку заполняют химически очищенной водой до верхнего установленного предела, что проверяют по показаниям водомерного стекла барабана-сепаратора, открывают задвижку на сбросную свечу и закрывают вентиль на питание водой барабана-сепаратора. После пуска печи, поступления паро-водяной смеси в барабан-сепаратор и установления равномерного выделения пара в атмосферу через свечу начинают повышать в барабане-сепараторе избыточное давление до 20—40 кПа (0,2—0,4 ат) выше, чем в паропроводе, идущем в общую линию. Достигается это прикрытием задвижки на свече. После получения указанного давления установку подключают к общей сети медленным открыванием вентиля. В то же время открывают вентиль питания водой барабана-сепаратора для поддержания уровня воды и давления в заданных пределах. На этом пуск установки заканчивается. При остановке печи по технологическим причинам на длительное время (более 2 ч) работа установки переводится на режим без давления. Для этого открывают задвижку на сбросную свечу и установку отключают от общей паровой системы. В то же время производят регулировку подачи воды в барабан-сепаратор согласно установленным уровням. При непродолжительных остановках, на время менее 2-ч, установку не отключают от общей паровой системы и никаких переключений не производят.

Помимо испарительного охлаждения, для аварийных ситуаций предусматривается также режим проточного охлаждения. Перевод на проточный режим производится следующим образом. В барабане-сепараторе снижают давление до атмосферного сбросом пара на свечу и отключают его от общего паропровода. На подъемных коллекторах открывают вентили сбросных патрубков, а в барабане-сепараторе регулируют уровень воды. В проточном режиме охлаждение кессонов производится химически очищенной водой. Применение промышленной воды для этих целей опасно из-за образования накипи на стенках кессонов и попадания в них ила и грязи. Такие кессоны после перевода на испарительное охлаждение

быстро выходят из строя вследствие снижения теплопроводности стенок труб, из которых они изготовлены.

Перевод работы установки на проточный режим производится в случаях прогара одного или нескольких кессонов, трубопроводов, при выходе из строя контрольно-измерительных приборов или предохранительных устройств и т. д.

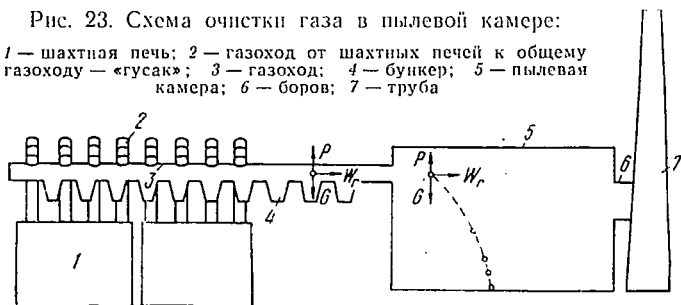
Признаком повреждения кессонов является сильный шум истекающей паро-водяной смеси внутри печи и повышенный расход питательной воды.

ПЫЛЕУЛАВЛИВАНИЕ

С отходящими газами шахтной печи выносятся значительное количество никеля в виде пыли, составляющее 13—16% от общей загрузки агломерата. Обычно газы содержат 8—10 г/м³ пыли. В период загрузки эта величина возрастает до 60—100 г/м³.

Рис. 23. Схема очистки газа в пылевой камере:

1 — шахтная печь; 2 — газоход от шахтных печей к общему газоходу — «гусак»; 3 — газоход; 4 — бункер; 5 — пылевая камера; 6 — бороз; 7 — труба



Для сокращения потерь металлов с пылью и улучшения воздушного бассейна в районе действия шахтных печей, их газы необходимо подвергать очистке. Очистку газов ведут по двум схемам, приведенным на рис. 23, 24.

Наиболее проста в аппаратном оснащении и эксплуатации очистка газов в пылевой камере. Принцип ее работы основан на резком снижении скорости потока запыленных газов. При этом уменьшается кинетическая энергия потока (W_r) и подъемная сила P , и частицы пыли под действием собственной тяжести (G) опускаются в бункера пылевой камеры (см. рис. 23). Далее очищен-

ные газы по борову поступают в трубу, через которую они выбрасываются в атмосферу.

Запыленный газ из колошника транспортируется по четырем газоходам («гусиным шеям») в общий газоход, футерованный шамотным кирпичом. По всей длине

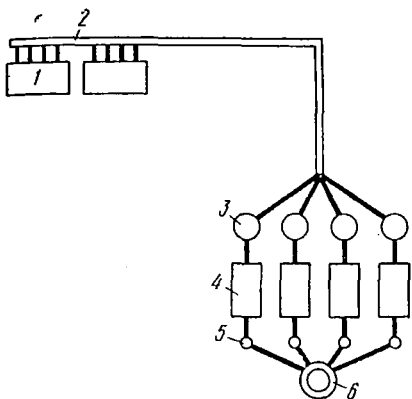


Рис. 24. Схема очистки газа от пыли:

1—шахтная печь; 2—газоход; 3—скруббер; 4—батарейный циклон; 5—дымоход; 6—труба

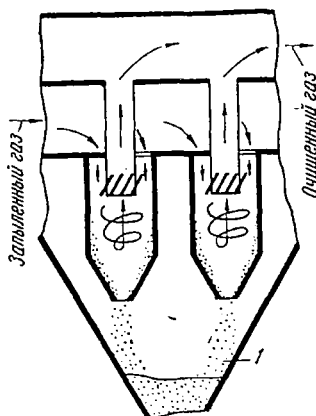


Рис. 25. Схема пылеулавливания в батарейном циклоне:

1—приемный бункер

коллектора имеются бункера для приема осаждающейся из газового потока пыли, снабженные затворами для выгрузки уловленной пыли.

К одной пылевой камере, имеющей трубу 110 м, подключаются две шахтные печи с площадью в области фурм 24,7 м².

Труба указанной высоты обеспечивает разряжение в колошнике, равное 40—60 кПа (4—6 мм вод. ст.) при производительности по газу 10000—12000 м³/ч. Коэффициент полезного действия установки составляет 90%. Определяется к. п. д. на основании замеров запыленности газов на входе в установку (G_1) и на выходе (G_2) по уравнению

$$\eta = \frac{G_1 - G_2}{G_1} \quad (35)$$

Запыленность газов на выходе из пылевой камеры составляет $1,75 \text{ г/м}^3$. Другая схема пылеулавливания, приведенная на рис. 24, более сложна и дорога. Отходящие газы двух шахтных печей транспортируются по восьми футерованным газопроводам («гусакам») в общий газоход, который также футеруют огнеупорными кирпичами. Газоход оборудован бункерами для приема осевшей из газового потока пыли, из которых ее периодически выгружают. После газохода отходящие газы, имеющие температуру $500\text{—}700^\circ \text{C}$, направляются в четыре скруббера. Вход газов осуществлен снизу, а вывод через врезанный вверху каждого скруббера газоход. Газы в скрубберах охлаждаются водой до температуры $200\text{—}250^\circ \text{C}$, вода разбрызгивается форсунками, установленными в верхней части.

Таблица 5. СИТОВЫЙ АНАЛИЗ ПЫЛИ

Участок установки	Выход, %, фракции крупностью, мм						Насыпная масса, г/см ³	Плотность, г/см ³	
	+2	+1	+0,6	+0,4	+0,25	+0,071			—0,071
Коллектор	4,3	7,9	36,5	13,8	18,5	18,0	0,8	0,85—	2,04—
Скруббер	—	0,7	1,5	4,3	22,5	69,1	1,9	—0,87 0,79	—2,5 2,22
Батарейный циклон	—	—	0,0— 0,1	0,0— —0,1	0,2— —0,4	51,7— —66,8	32,8— —47,9	0,83— —0,84	2,5— —2,86

Регулировка подачи воды ведется таким образом, чтобы вся поступившая вода испарилась. Часть пыли улавливается в скрубберах, принцип работы которых аналогичен в данном случае работе пылевой камеры. Далее отходящие газы направляются в четыре батарейных циклона, каждый из которых состоит из 450 элементов. Принцип пылеулавливания в циклонах показан на рис. 25. Газовому потоку направляющими патрубков сообщается движение по спирали. Частицы пыли при этом выделяются из газового потока за счет центробежной силы, действующей на каждую пылинку.

Очищенные газы при помощи дымососов транспортируются в трубу, через которую они выбрасываются в атмосферу. При работе описанной установки уловленная

пыль по отдельным участкам распределяется следующим образом, %:

Газоход	40—50
Скруббер	10—30
Батарейный циклон	35—40

Общий коэффициент полезного действия установки 90—95%.

Распределение пыли по участкам зависит от ее крупности (табл. 5). Крупная пыль (2—0,25 мм) осаждается в газоходе, а более мелкая (0,071 мм) улавливается преимущественно в скрубберах и батарейных циклонах.

КОНТРОЛЬ ЗА ПРОЦЕССОМ

При работе шахтной печи контролируется расход и давление дутьевого воздуха. Приборы, применяемые для этой цели, снабжены, помимо регистрирующей шкалы, самописцами, записи которых на диаграммах позволяют производить анализ работы печи за сутки.

Давление воздуха в печах имеет сравнительно низкое значение. Поэтому шкалу приборов, измеряющих давление, градуируют в миллиметрах водяного столба. Это означает, что давление воздуха может быть уравновешено столбом воды, исчисляемом в миллиметрах. Давление воздуха легко пересчитать в атмосферное ($1 \text{ ат} = 1 \text{ кг/см}^2$), если вспомнить, что $1 \text{ ат} = 10\,000 \text{ мм вод. ст.}$. Давление воздуха в печи, например 1700 мм вод. ст. , соответствует $1700,0 : 10\,000 = 0,17 \text{ ат}$. Упругость дутья всегда исчисляется в избыточных атмосферах. Иначе говоря, абсолютное давление будет состоять из суммы численных значений атмосферного и избыточного давлений.

Расход воздуха определяется в единицах объема (имеется в виду нормальный объем), поступающего в печь за единицу времени. Обычно шкалу расходомера градуируют в $\text{м}^3/\text{мин}$, или $\text{м}^3/\text{ч}$.

Контроль за продуктами плавки (штейном и шлаком) производится методом периодического отбора проб с последующим определением составляющих компонентов спектральным или химическим анализом.

Температуру расплавов измеряют переносными оптическими пирометрами.

ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ

Основные технико-экономические показатели шахтной плавки следующие: удельный проплав, извлечение никеля и кобальта в штейн, удельные расхода сырья, топлива, электроэнергии, огнеупоров и других материалов на единицу выпускаемой продукции.

Удельный проплав

Применяемые печи для плавки окисленных никелевых руд имеют различные размеры, а поэтому и неодинаковую суточную производительность по проплаву никельсодержащего сырья (брикетов агломерата). Для сопоставления их производительности существует удобный показатель — удельный проплав — производительность на 1 м² площади сечения печи в области фурм в сутки.

Вычисляется удельный проплав следующим образом: допустим, площадь сечения печи в области фурм 20 м² и за 30 сут. она проплавилась 21 000 т рудных брикетов, тогда

$$\text{удельный проплав} = \frac{21\,000}{30 \cdot 20} = 35 \text{ т}/(\text{м}^2 \cdot \text{сут}).$$

Извлечение

Извлечением называется отношение массы извлеченного в продукт металла к общей его массе в переработанном сырье. Например, было переработано 100 т никеля в руде, при этом перешло в штейн 80 т, в шлак 15 т и в пыль 5 т.

Извлечение никеля составит соответственно, %:

В штейн $I_{шт}$	$\frac{80}{100} \cdot 100 = 80$
В шлак $I_{шл}$	$\frac{15}{100} \cdot 100 = 15$
В пыль $I_{пыль}$	$\frac{5}{100} \cdot 100 = 5$

Извлечение — очень важный показатель, так как характеризует степень использования сырья. При опреде-

ленном уровне затрат на единицу сырья повышение извлечения в товарный продукт приводит к снижению удельных затрат на единицу выпускаемого металла. Например, для получения 1 т штейна при извлечении никеля 75% флюсов, топлива, электроэнергии затрачивалось на сумму 1000 руб. Повышение извлечения на 1% приведет к снижению указанных затрат на получение 1 т штейна и составит $75 : 76 \cdot 1000 = 986$ руб. Ясно, что увеличение извлечения никеля и кобальта в штейн должно производиться за счет уменьшения степени их перехода в другие продукты плавки—шлак и пыль, что достигается с помощью некоторых мероприятий.

Потери никеля со шлаками

Потери со шлаками могут быть снижены уменьшением либо концентрации никеля в шлаке, либо его общего выпуска.

Содержание никеля в шлаке можно снизить несколькими способами. В частности, на этот фактор оказывает влияние качество обслуживания печи на колошнике и горне. Правильная загрузка шихтовых материалов способствует наиболее полному протеканию восстановительно-сульфидирующих реакций, а также шлако- и штейнообразованию. Наоборот, некачественная загрузка может привести к самым неожиданным результатам.

Допустим, например, что в процессе загрузки в одну часть печи систематически недодают кокс, тогда как другую перегружают этим материалом. Недостаток кокса приведет в этом районе печи к снижению производительности и ослаблению влияния восстановительно-сульфидирующего воздействия печных газов. Другой район будет иметь избыток кокса, и, хотя, казалось бы, это должно снизить потери никеля со шлаками в результате повышения восстановительного потенциала, на самом деле положение ухудшится из-за сильного горения газов на колошнике. Возрастание температуры не позволяет вести работу шахтной печи на полном дутье. А снижение расхода дутья всегда уменьшает температуру расплавов, повышает их вязкость и, как следствие, механические потери никеля. К последствиям, вызываемым неравномерным распределением кокса, можно добавить еще настлеобразование, продувы, появление перегорок внутри ванны горна и т. д.

От правильного обслуживания горна также зависит количество никеля, потерянного со шлаками. Горновой обязан своевременно производить выпуск штейна и не допускать проскоков капель штейна со шлаками. Для этого на печах, не оборудованных наружными горнами, нельзя допускать работу леток с сильным продувом через них горновых газов. Иначе в районе леток из-за постоянного перемешивания расплавов газами в ванне не создаются условия для отстаивания штейна.

Своевременная замена отстойников также сокращает потери никеля со шлаками. В дополнение следует отметить, что на потери никеля влияет общее состояние горна, которое иногда зависит исключительно от квалифицированного обслуживания.

Поясним это на примере. Пусть при выпуске было ясно видно, что шпур плохой, с трудом открывается, из печи вытекает только штейн. Шлак же не выпускается из-за возникших трудностей. После выпуска штейна шпур приткнули, но ломик завели плохо, так как он быстро прихватился холодным шлаком. Налицо имеем неквалифицированное обслуживание. Необходимо было некоторое время поработать на шпур и продуть его, с тем чтобы следующий выпуск проходил нормально. Кроме того, к следующему выпуску не подготовились надлежащим образом. После того как на летках оказался штейн (признак того, что ванна наполнилась штейном), печь вынуждены были остановить для прожигания шпура. Печь простояла с массой длительное время. Результат — потеря ванны, наступившая вследствие охлаждения расплава и намораживания настыли на дне. Печь была приведена без видимых причин к аварийному режиму, и в результате — потери дополнительных количеств никеля со шлаками.

Сокращение общего количества шлака — следующий способ уменьшения потерь никеля. Достигается это путем шихтовки руды. Состав ее подбирается таким образом, чтобы получаемые шлаки имели заданный оптимальный химический анализ с минимальными добавками флюсов. В принципе можно получить руду, на переплавку которой не потребуется флюсов. Например, руда, содержащая 47,0% SiO_2 ; 35% Fe_2O_3 ; 10% MgO ; 8,0% Al_2O_3 , отвечает таким условиям. Но перерабатывать ее в шахтной печи нельзя, так как высокое содержание

оксида железа будет содействовать восстановлению железа в количествах, вредно отражающихся на ходе плавки из-за обильных ферроникелевых отложений. Поэтому шихтовку ведут в зависимости от создавшихся условий в печи и наличия различных по составу руд. Но правило о возможно меньшем расходе флюсов соблюдается неукоснительно.

Потери никеля с пылью

Потери с пылью, выносимой из шахтной печи потоком восходящего газа, зависят в основном от качества никельсодержащего сырья и его гранулометрического состава. Пылевынос при плавке сырой брикетированной руды значительно ниже, чем при плавке агломерата. Это объясняется наличием в агломерате большого количества мелочи, класса —5 мм, доходящего до 20—30%. Мелочь в агломерате образуется в результате многократных перегрузок при транспортировке. Извлечение никеля в пыль составляет при плавке агломерата 13—16%, а при переработке брикетов 1,5—2%. Класс —5 мм в шихте требуется хотя бы частично удалять после загрузки в печь. Иначе столб шихты, забившись пылевидной фракцией, потеряет нужную газопроницаемость. На практике при забивании печи пылью периодически производят отдувку ее методом опускания сыпи. При наличии же достаточно мощных воздуходувных средств удаление пыли происходит без опускания уровня сыпи.

В некоторых случаях потери никеля с пылью пытаются уменьшить снижением пылевыноса в результате поднятия уровня сыпи или некоторого снижения дутья. Как правило, эти меры расстраивают плавку вследствие ухудшения газопроницаемости шихты. Сократить потери металлов с пылью можно только улучшением качества агломерата или брикетов.

Расход кокса

Следующим очень важным показателем будет расход кокса на плавку. Кокс — дорогостоящее топливо и доля его в общих затратах при производстве никеля составляет около 50%. Поэтому понятно стремление уменьшить его расход.

Глава IV

Перспективы развития шахтной плавки

ОБОГАЩЕНИЕ ДУТЬЯ КИСЛОРОДОМ

После ряда исследований, проведенных металлургической лабораторией института «Гинцветмет» и работниками комбината «Южуралникель» в содружестве с институтом «Гипроникель» в лабораторных и полупромышленных условиях, обогащение дутья кислородом нашло промышленное применение. В настоящее время на комбинате «Южуралникель» на все шахтные печи подается воздушно-кислородное дутье с содержанием в нем около 24,5% O₂.

Таблица 6. ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ ШАХТНОЙ ПЛАВКИ АГЛОМЕРАТА

Показатели	Плавка брикетов на воздушном дутье	Плавка агломерата на воздушно-кислородном дутье		
		22% O ₂	23,2% O ₂	24,5% O ₂
Удельный проплавт/(м ² ·сут)	35,74	38,96	38,85	42,1
Расход кокса условного, %	26,04	21,36	20,82	20,0
Извлечение никеля, %				
в штейн	64,07	64,59	66,0	64,9
в шлак	—	—	—	15,5
в пыль	—	—	—	16,2
Содержание никеля, %				
в штейне	16,8	17,3	17,1	16,84
в шлаке	0,16	0,186	0,165	0,18

Промышленная эксплуатация выявила значительную эффективность использования кислорода: увеличился удельный проплавт, снизился расход кокса на плавку (табл. 6). Вместе с тем появились некоторые проблемы. Так, сокращение расхода кокса и повышение скорости плавления повлекло за собой снижения полноты проте-

кания восстановительно-сульфидирующих реакций. В результате содержание никеля в отвальных шлаках возросло на 10—12%, а кобальта в 1,5 раза. Последнее объясняется тем, что сродство кобальта к кислороду выше, чем никеля и для восстановления его требуется большая затрата химической энергии.

На практике о наличии в печи удовлетворительных условий для восстановления металлов и полноте перевода их в штейн судят иногда по концентрации кобальта в отвальных шлаках. Рост содержания кобальта говорит об ухудшении этих условий, а снижение — наоборот об улучшении.

Повышение концентрации кислорода отразилось на снижении стойкости конструкций горна и шахты печи вследствие приближения окислительной зоны к стенкам кессонов и повышения температурного воздействия на них, а также в результате увеличения количества расплавов, а в некоторых случаях и их температуры.

ОБЕДНЕНИЕ ШЛАКОВ

Обеднение шлаков в электрогорне предусматривает контакт расплавленного шлака, непрерывно вытекающего из печи в электрогорн, с бедным штейном, наплавляемым из колчедана, и коксом. Протекающие реакции



позволяют снизить концентрацию никеля в шлаке с 0,18—0,20% до 0,05—0,10% и получить штейны, содержащие 5—8% Ni. Из-за отсутствия производственных площадей для размещения электрогорнов в существующих цехах воспользоваться этим методом для обеднения шлаков очень часто не представляется возможным.

НЕКОТОРЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ РАЗВИТИЯ ШАХТНОЙ ПЛАВКИ

Как уже отмечалось, на шахтную плавку расходуются довольно много кокса, количество которого желательно свести до минимума, заменив его менее дорогим топливом. На комбинате «Южуралникель» проводятся работы по замене части кокса дешевым природным га-

зом. Газ подается в печь совместно с дутьевым воздухом (1—2% от дутья).

Предварительные результаты показывают, что при расходе природного газа 50—70 м³ на 1 т агломерата, удается несколько снизить расход кокса. Правда, при этом наблюдается некоторое снижение температуры образующихся расплавов. Тем не менее, комбинированное дутье, состоящее из обогащенного кислородом воздуха и природного газа, возможно позволит ликвидировать указанный недостаток.

Другой путь сокращения расхода кокса — подогрев (или нагрев) дутья, широко применяемый в доменном производстве черной металлургии. Подогрев дутья используется и на родственном по технологическому сырью зарубежном заводе в Новой Каледонии. Шахтная печь, работающая на окисленных никелевых рудах с подогревом воздуха до 800—900° С, имеет высокий удельный проплав, достигающий 47—48 т/(м²/сут), и низкий расход кокса, равный 21—23%.

Нагреть дутье можно либо косвенным способом, либо прямым. Косвенный подогрев дутья производится в аппарате с насадкой из огнеупорного кирпича (рекуператоре), предварительно насадка разогревается горячими продуктами от сжигания газообразного топлива, которым могут быть отходящие газы шахтных печей или природный газ, или их смесь. После разогрева насадки до определенной температуры подачу газообразного топлива переключают на следующий рекуператор, а через разогретый пропускают воздух. Обычно работают два рекуператора. В одном из них греется насадка, а в другом — воздух. При охлаждении одного до нужной температуры и нагреве другого и подачу газа и воздуха меняют.

Прямой подогрев дутьевого воздуха можно осуществить при сжигании газообразного топлива в специальных горелках, установленных непосредственно в воздухопроводе. Газ сжигается при этом за счет дутья, обедняя его по кислороду и обогащая дымовыми газами. Температуру дутьевого воздуха можно нагреть таким способом до 400—500° С.

Снижению расхода кокса и улучшению его теплового использования способствует утилизация тепла отходящих газов и отвальных шлаков. Отходящие газы шахт-

ной плавки имеют температуру 700—800° С и в настоящее время их тепло не используется. Нагрев дутьевого воздуха до 300 ° С за счет тепла отходящих газов позволил бы сократить потери тепла с ними более чем в два раза.

Решению этой задачи препятствует загрязнение отходящих газов пылью, представляющей собой абразивный материал. Поток запыленных газов, омывая элементы рекуператора, оказывает на них истирающее воздействие и в скором времени разрушает. Помимо этого, близкое

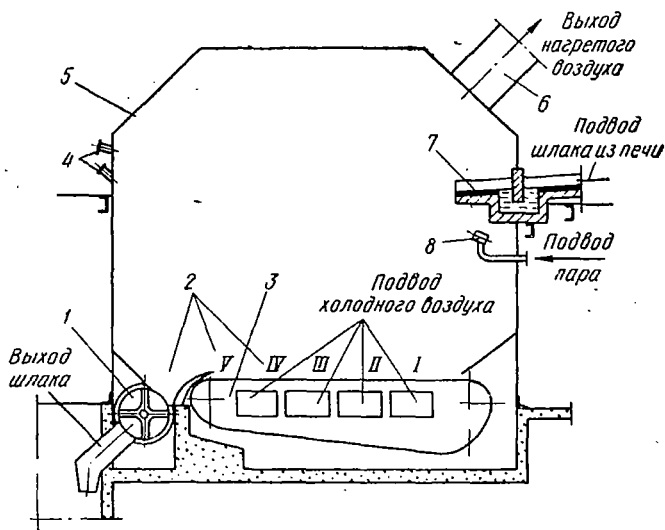


Рис. 26. Установка для паровой грануляции шлака:

1 — затвор сгранулированного шлака; 2 — места отбора проб сгранулированного шлака; 3 — беспровальная цепная решетка; 4 — гляделки; 5 — камера грануляции; 6 — воздухопровод для отвода воздуха из камеры; 7 — гидрозатвор; 8 — паровое сопло

расположение рекуператора к колошнику приводит к «зашлаковыванию» поверхности нагревательных элементов каплями расплава, которые образуются при возникновении продувов в шихте.

Тепло теряется не только с отходящими газами, но и с отвальными шлаками, каждый килограмм которых аккумулирует около 1249—1666 кДж (350—400 ккал).

На рис. 26* показан общий вид установки для сухой грануляции шлака, позволяющей использовать тепло. Работа установки заключается в следующем. Расплавленный шлак через гидрозатвор 7 подается ровной струей в камеру грануляции. Перегретый пар, выходящий под давлением до 1 МПа (10,0 ат) из сопла Лавала 8, разбивает струю шлака на капли, которые при падении на беспровальную цепную решетку 3 застывают в гранулы. Холодный воздух под избыточным давлением 20 кПа (0,2 ат) подается под беспровальную цепную решетку и при прохождении через слой горячих гранул нагревается до 300°С. Отвод нагретого воздуха осуществляется через патрубок 6 и направляется в воздушный коллектор шахтной печи. Гранулированный, охлажденный шлак выгружается из камеры через затвор 1. Тепловой к. п. д. установки составляет 70% и выше.

Дальнейшее усовершенствование шахтной плавки, по-видимому, будет развиваться по следующим направлениям.

1. Улучшение гранулометрического состава шихты.

2. Дальнейшая интенсификация процесса за счет подогрева дутья, обогащенного кислородом.

3. Изменение конструктивных размеров печи: увеличение высоты и ширины шахты.

4. Отыскание оптимальных решений по обеднению шлаков, как внутри печи, так и вне ее.

5. Использование природного газа в качестве топлива, или регулятора газовой фазы в реакционном пространстве печи.

6. Дальнейшее изыскание рациональных способов использования тепла отходящих газов и отвальных шлаков для нагрева дутьевого воздуха.

* Берлин З. Я., Чупятов В. М., Мурашев В. Д., Кудрин А. Н., Захаров Б. Н. Авт. свид. № 132 642. — «Изобретения, промышленные образцы и товарные знаки», 1966, № 9, с. 50.

Глава V

Теоретические основы конвертирования никелевых штейнов

Конвертирование остается пока одним из основных процессов в пиromеталлургическом способе получения меди и никеля из штейна.

Суть процесса конвертирования заключается в продувке жидких штейнов сжатым воздухом. При этом происходит полное или частичное окисление (соединение к кислородом воздуха) примесей штейна. Основные примеси в штейнах — железо и сера. Содержание этих примесей исчисляется десятками процентов.

В отличие от конвертирования штейнов при конвертировании чугуна удаляются примеси, содержание которых составляет всего несколько процентов. Большая концентрация примесей в продуваемом расплаве определяет особенности процесса конвертирования штейна: большую длительность процесса по времени, значительные расходы флюсов, большие количества шлаков.

Получающиеся окислы железа связываются кремнеземом флюса в силикаты и образуют шлак, который выводят из процесса, сливая из конвертера.

Окислы серы [главным образом сернистый газ (SO_2)] удаляются с отходящими газами.

Если конвертирование медных и медно-никелевых штейнов получило достаточное освещение в технической литературе, то конвертирование чисто никелевых штейнов описано недостаточно.

Особенно слабо освещена практическая часть этого процесса: ведение конвертирования, контроль за процессом, регулирование конечных продуктов конвертирования штейна и обеднения шлаков, подбор оптимального воздушного режима и т. д. В последующих главах делается попытка ответить на поставленные вопросы.

СОСТАВ И СВОЙСТВА НИКЕЛЕВЫХ ШТЕЙНОВ

В настоящее время никелевый штейн получают, как правило, из окисленных никелевых руд с помощью восстановительно-сульфидирующей плавки в шахтных пе-

чах. Возможны и другие пути получения никелевого штейна: электроплавкой, плавкой с погруженным факелом и т. д.

Основными компонентами никелевого штейна, получаемого при восстановительно-сульфидирующей плавке никелевого агломерата или руды в шахтных печах, являются никель, железо, сера. Кроме того, в нем в небольших количествах присутствуют медь и кобальт. Ниже даны составы никелевых штейнов, получаемых на трех заводах, %:

Завод	Ni	Co	Fe	S	Cu
I	16,0—17,5	0,6—0,8	62,0—65,0	18,0—20,0	0,3—0,4
II	15,5—16,5	0,40—0,45	60,0—65,0	19,0—21,0	0,1—0,15
III	12,0—15,0	0,35—0,40	61,0—63,0	20,0—23,0	0,1—0,3

Приведенные химические анализы штейнов говорят о том, что количество серы в них недостаточно для связывания всего никеля и железа в сульфиды. Чистый сульфид никеля (Ni_3S_2) содержит 26,7% серы, а чистый сульфид железа 36,5% серы. Если бы штейн состоял только из сульфидов железа и никеля, то содержание серы изменялось бы в нем от 26,7 до 36,5%. На самом деле содержание серы значительно ниже, следовательно, никелевые штейны содержат значительное количество свободных металлов.

Минералогические исследования проб застывшего штейна показали, что он состоит в основном из двух составляющих: высокотемпературной разновидности пентландита ($2FeSNi_3S_2$) и ферроникеля.

В отличие от медных штейнов никелевые штейны не расслаиваются в жидком виде на штейн и металл, т. е. они могут содержать любое количество серы в пределах от 0 до 36,5%, находясь при этом в виде однородной жидкости.

Содержание кислорода в никелевом штейне, получаемом при шахтной плавке, составляет 0,4—0,6%.

Значительная концентрация свободных металлов и низкое содержание кислорода в никелевых штейнах отражается на особенностях его конвертирования и на тепловом режиме процесса.

Плотность никелевого штейна, содержащего 16% Ni и 17% S при температуре 1250° C, составляет 5,88 г/см³.

Она снижается до $5,72 \text{ г/см}^3$ при повышении температуры до 1380°C .

Температура плавления заводских штейнов в зависимости от концентрации основных компонентов (железа, никеля, серы) лежит в пределах $800\text{—}900^\circ \text{C}$.

СРОДСТВО МЕТАЛЛОВ К КИСЛОРОДУ И ДАВЛЕНИЕ ДИССОЦИАЦИИ ОКИСЛОВ

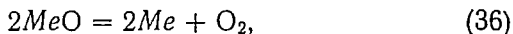
В основе теории окислительных металлургических процессов лежит учение о сродстве металлов к кислороду.

Металлы неодинаково относятся к кислороду и другим окислителям. Например, магний при нагревании вспыхивает на воздухе и сгорает до окиси MgO . Ни медь, ни железо при таких же условиях не загораются. Эти металлы медленно окисляются (железо быстрее, медь медленнее). Серебро почти совсем не окисляется. При нагревании закиси серебра или окиси ртути они начинают разлагаться с выделением кислорода при сравнительно низких температурах ($300\text{—}400^\circ \text{C}$), тогда как окислы других металлов, например Al_2O_3 и CaO , и при нагревании до 3000°C на воздухе не разлагаются.

На основании этих фактов сложилось представление о сродстве металлов к кислороду, которое характеризует различное стремление металлов к соединению с кислородом и разную прочность химических связей между кислородом и металлом.

О прочности химической связи между кислородом и металлом и сродстве металлов к кислороду можно судить по равновесному давлению кислорода, которое устанавливается при диссоциации (разложении) окисла.

Реакцию разложения окисла металла в общем виде можно написать как:



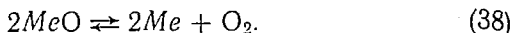
где Me — любой металл.

Эта реакция обратимая, т. е. одновременно с разложением окисла на металл и кислород проходит реакция соединения металла с кислородом:



Обратимые реакции обозначаются стрелками \rightleftharpoons на

месте равенства. Таким образом, реакцию диссоциации окисла металла надо записать так:



Если скорость реакции разложения окисла металла больше скорости реакции окисления металла, то в итоге идет разложение окисла.

Это разложение окисла может протекать до определенного количества образующихся металла и кислорода, так как с увеличением их растет скорость обратной реакции — окисления металла. При определенной концентрации металла и кислорода, когда скорости обеих реакций уравниваются, наступает состояние равновесия, характеризующееся определенным давлением кислорода в газовой фазе. Это давление кислорода называется равновесным давлением кислорода или давлением (упругостью) диссоциации окисла и обозначается p_{O_2} . Чем больше давление диссоциации, тем меньше сродство металла к кислороду. Так, прочность химической связи у окиси свинца больше, чем у Ag_2O и Cu_2O , но меньше, чем у NiO и FeO . Следовательно, сродство к кислороду у свинца меньше, чем у никеля и железа, но больше, чем у меди и серебра.

У всех металлов с повышением температуры увеличивается давление диссоциации окислов, а сродство металлов к кислороду уменьшается.

В металлургии чаще приходится иметь дело не с чистыми металлами, а их сплавами и не с чистыми окислами, а с их сплавами — шлаками. Поэтому для металлургов важно знать, как меняется сродство металла к кислороду, если он находится в сплаве, а образующийся при окислении этого металла окисел входит в состав шлака.

Сродство металла к кислороду будет тем больше, чем меньше концентрация окисла металла в шлаке и чем больше концентрация металла в сплаве. О сродстве металлов к кислороду можно приблизительно судить на основании сравнения тепловых эффектов образования окислов: чем больше тепловой эффект образования окисла, тем больше сродство металла к кислороду.

При этом тепловые эффекты образования окислов нужно относить к одному и тому же количеству кислорода, удобнее всего к 1 молю кислорода (или к 16 граммам кислорода).

Ниже приведены теплоты образования наиболее часто встречающихся окислов, кДж/моль O_2 (ккал/моль O_2):

Закись серебра Ag_2S	61 (14,6)
Окись алюминия Al_2O_3	1110 (266,8)
Окись углерода CO	220 (52,84)
Двуокись углерода CO_2	394 (94,25)
Окись кальция CaO	1265 (30,34)
Закись кобальта CoO	480 (114,4)
Окись хрома Cr_2O_3	754 (180,0)
Закись меди Cu_2O	332,5 (79,6)
Окись меди CuO	310 (74,2)
Закись железа FeO	530 (127,4)
Закись — окись железа Fe_3O_4	560 (134,0)
Окись железа Fe_2O_3	543 (131,0)
Окись ртути Hg_2O	181 (43,4)
Окись магния MgO	1200 (287,6)
Закись никеля NiO	485 (116,0)
Окись свинца PbO	435 (104,8)
Двуокись кремнезема SiO_2	880 (210,2)
Окись олова SnO	570 (136,8)
Двуокись титана TiO_2	940 (225,5)
Окись цинка ZnO	695 (166,4)

Вопрос о том, в каком направлении будет протекать вышеуказанная обратимая реакция (38) в сторону образования или в сторону разложения окисла, решается соотношением давления диссоциации окисла p_{O_2} , с одной стороны, и парциальным давлением кислорода в атмосфере в данный момент p'_{O_2} , с другой стороны.

Воздух представляет собой смесь нескольких газов, главные из которых — кислород и азот. В газовых смесях при невысоких давлениях газ ведет себя независимо от свойств остальных газов, входящих в состав смеси. Газовые смеси подчиняются закону парциальных давлений.

Парциальным давлением называется давление, которое будет иметь данный газ, если он один будет занимать объем всей смеси. Общее давление газовой смеси равно сумме парциальных давлений всех входящих в нее газов. Применительно к воздуху этот закон можно выразить так:

$$p = p'_{O_2} + p'_{N_2}, \quad (39)$$

где p — общее давление воздуха;
 p'_{O_2} — парциальное давление кислорода в воздухе;
 p'_{N_2} — парциальное давление азота в воздухе.

Давлением других газов, входящих в состав воздуха, мы пренебрегли.

Если давление диссоциации окисла меньше парциального давления кислорода в окружающей атмосфере ($p_{O_2} < p'_{O_2}$), то металл окисляется, если давление диссоциации окисла больше парциального давления кислорода в окружающей атмосфере ($p_{O_2} > p'_{O_2}$), то происходит разложение окисла.

Разным сродством металлов к кислороду объясняется неодинаковая степень выгорания различных металлов при продувке штейна воздухом.

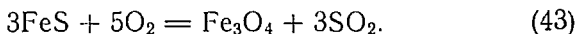
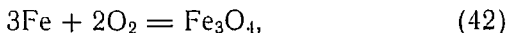
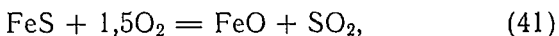
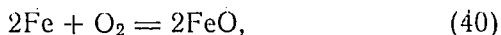
На различном сродстве металлов к кислороду основан процесс окислительного рафинирования от примесей металлов или их сплавов с другими металлами и элементами. Окислительное рафинирование можно осуществлять продувкой расплава воздухом (кислородом) или присадкой к нему окислов, легко отдающих свой кислород. В процессе рафинирования окислившиеся примеси в виде свободных или ошлакованных окислов всплывают на поверхность металлической ванны, откуда и удаляются.

При продувке металлической (штейновой) ванны воздухом может окисляться рафинируемый металл с образованием его окисла, который растворяется в расплавленной ванне и отдает свой кислород примесям, имеющим большее сродство к кислороду. Для наиболее полного удаления примесей из металла при окислительном рафинировании шлак, собирающийся по мере рафинирования на поверхности ванны и обогащающийся окислами примесей, необходимо удалять, нарушая таким образом равновесие и заставляя реакции протекать в сторону окисления примесей.

РЕАКЦИИ ПРОЦЕССА КОНВЕРТИРОВАНИЯ НИКЕЛЕВЫХ ШТЕЙНОВ. МЕХАНИЗМ ПРОЦЕССА

Основными реакциями при конвертировании никелевого штейна будут реакции окисления (соединения с кислородом) и шлакообразования.

К первым, прежде всего, относятся реакции окисления металлического и сернистого железа, содержащихся в штейне:



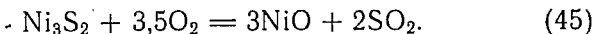
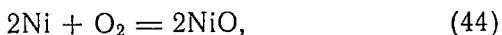
В технике возможность протекания тех или иных химических реакций, равно как и каких-либо процессов, определяется с помощью науки, которая называется термодинамикой.

Термодинамические расчеты показывают, что прохождение вышеприведенных реакций возможно. Все они сопровождаются выделением тепла. Но если подсчитать количество тепла на одинаковое количество кислорода, то реакции окисления металлического железа дадут больше тепла, чем реакции окисления сернистого железа.

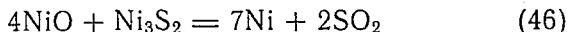
Так, по реакции (40) на 1 кг кислорода выделяется 16,928 МДж (4031 ккал) тепла, а по реакции (41) только 9,857 МДж (2347 ккал).

Поскольку производительность конвертера определяется количеством вдуваемого в него в единицу времени воздуха (кислорода), то в конвертере определенной производительности при продувке металлизированного штейна тепла будет выделяться в единицу времени больше, чем при продувке неметаллизированного штейна.

При продувке никелевого штейна, особенно имеющего высокое содержание никеля ($\sim 50\%$), возможно окисление никеля до его закиси NiO:

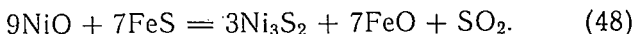
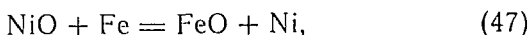


Реакция взаимодействия закиси никеля и его сульфида с получением металлического никеля



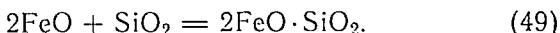
при температурах, характерных для обычных операций конвертирования (менее 1350°C), идет плохо. Поэтому в отличие от конвертирования медных штейнов, при котором получают металлическую медь, продувку никелевого штейна заканчивают получением фاینштейна — сплава сульфида никеля и металлического никеля с небольшим количеством других элементов.

Образующаяся при продувке штейнов закись никеля может реагировать с металлическим и сернистым железом штейна:



Реакции (47) и (48), называемые вторичными, приобретают все более и более значительную роль для процесса окисления железа и его перехода в шлак при обогащении продуваемого штейна никелем.

Полученная при окислении металлического и сульфидного железа закись ошлаковывается кремнеземом флюса, периодически загружаемым в конвертер:



Эта реакция также проходит с выделением тепла.

В качестве флюса при конвертировании никелевого штейна применяют и кварц, содержащий от 85 до 95% кремнезема.

Кобальт, присутствующий в никелевых штейнах, также окисляется до закиси кобальта с последующим его шлакованием кремнеземом.

Реакции шлакообразования не лимитируют скорость процесса конвертирования никелевого штейна. Это хорошо видно при определении коэффициента использования кислорода дутья по ходу продувки (табл. 7).

При продувке штейна без загрузки кварцевого флюса коэффициент использования кислорода дутья по ходу окисления постепенно падает до 78%, сразу же после за-

Таблица 7. ИЗМЕНЕНИЕ КОЭФФИЦИЕНТА ИСПОЛЬЗОВАНИЯ КИСЛОРОДА ДУТЬЯ ПО ХОДУ ПРОДУВКИ

Время отбора пробы газа	Содержание в отходящих газах, %		Коэффициент использования кислорода воздуха, %
	SO ₂	O ₂	
После начала продувки:			
через 10 мин	5,2	2,8	84
через 20 мин	6,2	3,8	80
Перед загрузкой флюса	5,2	4,0	78
После загрузки флюса	8,6	0,4	98
Перед сливом шлака	9,0	0,2	99

грузки кварца он резко возрастает до обычной величины (98—100%).

При отсутствии в конвертере кварца штейн постоянно до предела насыщен окислами железа, образующимися в результате реакций окисления. Без вывода окислов железа из штейна за счет связывания их кремнеземом в фаялит и расслаивания системы на шлак и штейн снижается скорость реакций окисления. В присутствии кремнезема ускоряется расслаивание расплава на шлак и штейн за счет связывания окислов железа с кремнеземом и уменьшения их растворимости в штейне. Все это повышает скорость окисления штейна.

Различная концентрация кислорода в штейне у фурм и в верхних слоях ванны свидетельствует о том, что шлакообразование идет через растворение окислов железа в штейне и последующее расслаивание расплава при контакте с кремнеземом.

Скорость окисления штейна определяет основные показатели конвертерного процесса. Она может характеризоваться изменением во времени количеств как компонентов штейна, так и второго участника процесса окисления — воздуха.

Для сложных веществ, таких как никелевый штейн, определение изменения количества его компонентов сложно, а на промышленных агрегатах вообще невозможно из-за трудностей определения массы расплава.

О суммарной скорости процесса окисления штейна нельзя судить по изменению его массы, так как наличие металлического железа делает убыль массы штейна неравномерной и непропорциональной суммарной скорости окисления его компонентов. Во второй период окисления, когда окисляется в основном сернистое железо, потребность в кислороде увеличивается, а убыль массы штейна значительно уменьшается.

При конвертировании никелевых штейнов о скорости процесса лучше всего судить по изменению количества кислорода воздуха, вдуваемого в конвертер в единицу времени. Практически это осуществляется определением состава отходящих газов (SO_2 и O_2). Отбирать пробы газа можно из горловины конвертера с помощью водоохлаждаемой газообразной трубки.

Подсчет количества кислорода воздуха, прореагировавшего со штейном в единицу времени, описан ниже.

Расходом кислорода на переокисление сернистого ангидрида SO_2 до серного SO_3 можно пренебречь.

Допустим, в отходящих газах никелевых конвертеров содержится 2% (объемн.) кислорода и 10% (объемн.) сернистого ангидрида, тогда остальные 88% (объемн.) — азот. Следовательно, объем газа, полученного из 100 единиц вдуваемого воздуха, будет равен

$$\frac{79}{88 \cdot 100} = 89,8 \text{ единиц.}$$

Отсюда количество кислорода (в объемных единицах), прореагировавшего со штейном в единицу времени, составит

$$21 - \frac{89,8 \cdot 2}{100} = 19,204.$$

Таким образом, анализируя через определенные промежутки времени конвертерные газы, можно составить (по изменению объемов прореагировавшего кислорода) график скорости окисления штейна (рис. 27).

Описанный способ расчета скорости окисления штейна прост. Однако он не учитывает переокисление двухвалентного железа шлака до трехвалентного. Следовательно, его можно использовать, если в шлаках разных слитков содержание трехвалентного железа примерно одинаково. Как будет показано ниже это имеет место при продувке никелевого штейна за исключением шлака последней продувки. Несмотря на это, расчет позволяет представить качественную картину изменения скорости окисления штейна с изменением его состава. Исследование изменения скорости окисления никелевого штейна по ходу операции конвертирования показало, что скорость процесса уменьшается с обогащением штейна по никелю.

В период набора снижение скорости идет медленно, а при достижении 15—20% железа в штейне скорость уменьшается значительно быстрее (см. рис. 27). С увеличением температуры перелом на кривой изменения скорости конвертирования никелевого штейна отодвигается в сторону более богатых штейнов, и само падение скорости становится не таким большим.

Скорость конвертирования штейнов может определяться: 1) кинетической стадией — скоростью химиче-

ских реакций; 2) диффузионной стадией — скоростью диффузии кислорода из внутреннего пространства воздушной струи к ее границе с расплавом, скоростью диффузии кислорода в расплаве, скоростью диффузии сульфидов к поверхности раздела расплава с воздушной

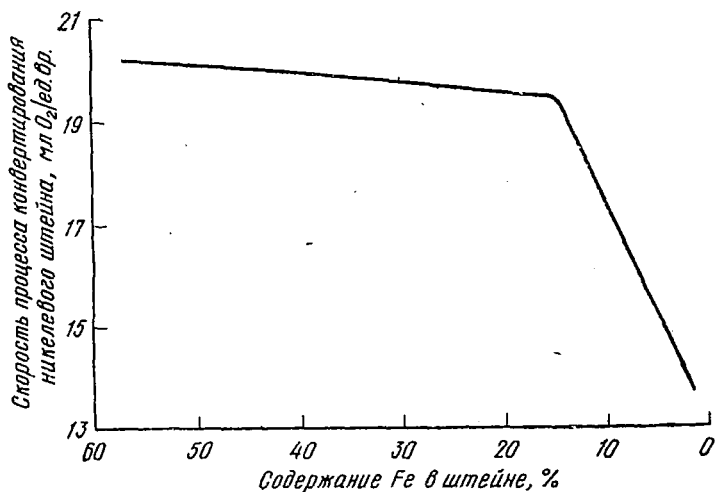


Рис. 27. Изменение скорости окисления никелевого штейна в зависимости от его состава

струей, скоростью диффузии образующихся окислов металлов.

Но может быть и такой случай, когда все перечисленные скорости достаточно велики, использование кислорода дутья высокое (в отходящих газах содержание кислорода низкое), но воздуха подается мало. Это ограничение может быть вызвано причинами гидродинамического (большие выбросы расплава через горловину конвертера), теплового (в конвертере развивается чрезмерно высокая температура), механического (возможности воздуходувного хозяйства и сопротивления воздухоподводящей системы конвертера) характера.

В этом случае для повышения окисления следует увеличить количество дутья. Ограничения же теплового, гидродинамического и механического характера при этом могут быть устранены изменением конструкции конве-

тера: его размеров, формы (на грушевидную, например) и т. д.

Сказанное можно проиллюстрировать рисунком (рис. 28), на котором по оси абсцисс откладывается расход воздуха, по оси ординат коэффициент использования кислорода дутья. Точка *A* соответствует режиму, характеризующемуся недостаточным количеством вдуваемого воздуха для полного взаимодействия его кислорода со штейном.

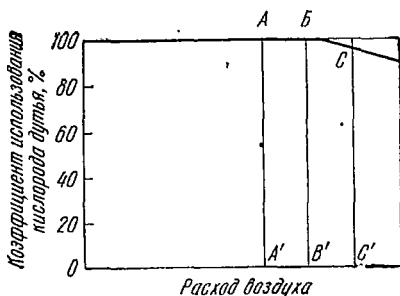


Рис. 28. Зависимость использования кислорода дутья от количества подаваемого в конвертер воздуха

Увеличение расхода воздуха (*B'*) приводит к росту производительности конвертера по воздуху, который можно определить по площади *ABBA'*. Дальнейшее увеличение расхода воздуха (*C'*) также повышает производительности (*BCC'B'*), но коэффициент использования кислорода дутья будет ниже. При этом расходе воздуха способность штейна к окислению

используется полностью и скорость процесса конвертирования определяется кинетической или диффузионной стадией.

Часть штейна при конвертировании окисляется в факеле воздушных струй, в которые вовлекается значительное количество штейна в виде капель (до 30% от всего штейна в конвертере). Окисление в воздушной струе идет очень быстро. За десятые доли секунды, в течение которых капли штейна находятся в воздушных струях, содержание серы в них уменьшается с 19—21% до 10—14%.

Минералогический анализ показывает, что в каплях штейна и на границе капель штейна со шлаком возникают струи жидких железистых фаз переменного состава. Они имеют четкие границы, характерные для несмешивающихся жидкостей. Состав их можно выразить как $x(\text{Fe, Ni})\text{O} + y\text{Fe}_2\text{O}_3 + z\text{FeS}$, где $x > y + z$.

ИЗМЕНЕНИЕ СОСТАВА И СВОЙСТВ ШТЕЙНА И ШЛАКА ПО ХОДУ ПРОЦЕССА КОНВЕРТИРОВАНИЯ

Первоначально залитый в конвертер штейн в ходе процесса изменяет свой состав, что в свою очередь влия-

Таблица 8. ИЗМЕНЕНИЕ СОДЕРЖАНИЯ КОМПОНЕНТОВ
ШТЕЙНА ОПЕРАЦИИ НАБОР — ВАРКА ФАЙНШТЕЙНА, %

№ про- бы штейна	Fe _{общ}	Fe _{мет}	Ni	Co	S	Fe ²⁺	Fe ³⁺
1*1	59,8	20,66	14,43	0,40	22,39	2,9	2,6
2	36,08	5,97	36,08	0,74	24,87	1,1	3,0
3	26,98	2,45	42,75	0,80	27,31	—	—
4	11,57	2,12	58,50	0,88	24,62	—	—
5	29,92	6,22	42,00	0,67	23,24	2,0	2,0
6	31,83	6,81	41,92	0,56	23,47	—	—
7	17,73	1,67	49,62	0,56	25,81	1,1	1,8
8	6,00	1,87	64,72	0,68	24,26	—	—
9	2,51	0,89	71,97	0,46	20,92	—	—
10*2	5,46	1,12	65,30	0,46	19,45	10,0	7,3
11	3,45	0,61	71,14	0,32	20,34	0,2	1,3

*1 Исходный штейн.
*2 Проба отобрана со шлаком.

Таблица 9. ИЗМЕНЕНИЕ СОДЕРЖАНИЯ КОМПОНЕНТОВ
ШЛАКА ОПЕРАЦИИ НАБОР-ВАРКА, %

№ про- бы шла- ка	Fe _{общ}	Ni	Co	S	SiO ₂	Fe ²⁺	Fe ³⁺
1	44,7	0,63	0,155	1,97	29,5	38,9	7,0
2*	41,7	12,5	0,47	6,42	18,6	40,3	4,5
3	45,5	2,13	0,46	1,00	28,2	38,9	7,7
4	51,10	0,46	0,14	2,67	22,0	Н. о.	Н. о.
5	45,9	0,71	0,15	1,87	30,1	39,2	7,0
6	43,9	0,85	0,13	1,64	31,08	Н. о.	Н. о.
7	40,3	2,23	0,58	0,45	38,14	26,0	8,5
8	30,1	5,00	0,87	0,36	47,3	Н. о.	Н. о.
9	39,4	5,59	0,77	0,28	35,05	25,5	8,4
10	34,8	6,49	0,59	0,44	40,9	21,3	13,4

* Проба со штейном.

ет на показатели процесса. В табл. 8 и 9 приводится изменение состава исходного штейна и шлаков по ходу одной операции цикла набор — варка.

На рис. 29 приводится зависимость содержания никеля, кобальта и серы в штейне от концентрации в нем железа. При снижении содержания железа в штейне концентрация серы в нем сначала растет, достигая 26—28%, а при дальнейшем обогащении штейна по никелю падает до 19—20%.

В первоначальный период продувки штейна происходит окисление металлического железа. Этот период отличается увеличенным расходом кварцевого флюса на ошлакование окислов железа и соответственно повышенным выходом шлака на объемную единицу дутья, поскольку весь кислород на этой стадии процесса расходуется на окисление железа, не производя окисления серы.

После максимального ошлакования металлических составляющих наблюдается вторичная металлизация штейна в конвертере, но уже за счет появления металлического никеля в результате реакции (47). Уменьшение металлизации исходного штейна сопровождается снижением плотности расплава и его поверхностного натяжения, которое характеризует силы сцепления между частицами в расплаве. С уменьшением содержания в расплаве металлического железа силы сцепления между компонентами штейна снижаются.

Вторичная металлизация штейна уже за счет металлического никеля сопровождается повышением его плотности и поверхностного натяжения (сливы 4—11 рис. 30).

В штейновом расплаве, содержащем до 30% Ni, растворяется значительное количество окислов железа. Растворимость окислов железа в штейне зависит от содержания в шлаке кремнезема. Так, при температуре 1450°С никелевый штейн с содержанием 30% Ni и закись железа, взятые в соотношении 1 : 1, образуют жидкий однородный расплав.

При содержании в шлаке 10% SiO₂ концентрация растворенного окисного железа в штейне снижается до 3,8%, а при 25% SiO₂ до 1,2%.

При уменьшении концентрации никеля в штейне возрастает растворимость в нем окислов железа. Наоборот, при обогащении штейна по никелю растворимость окислов железа в нем падает до десятых долей процента.

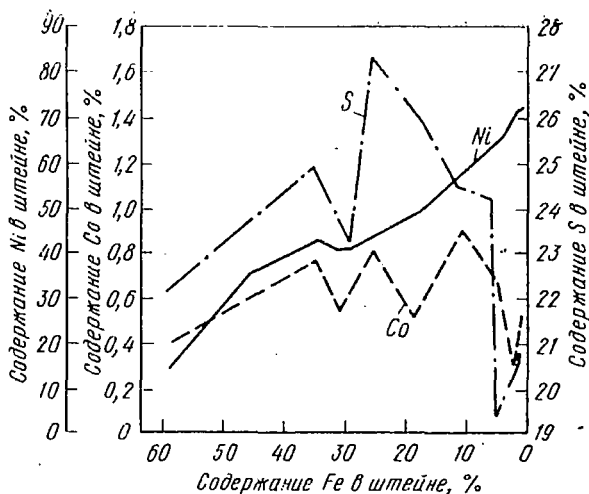


Рис. 29. Изменение содержания никеля, кобальта и серы в штейне при его конвертировании:

— Ni; - · - · S; - - - Co

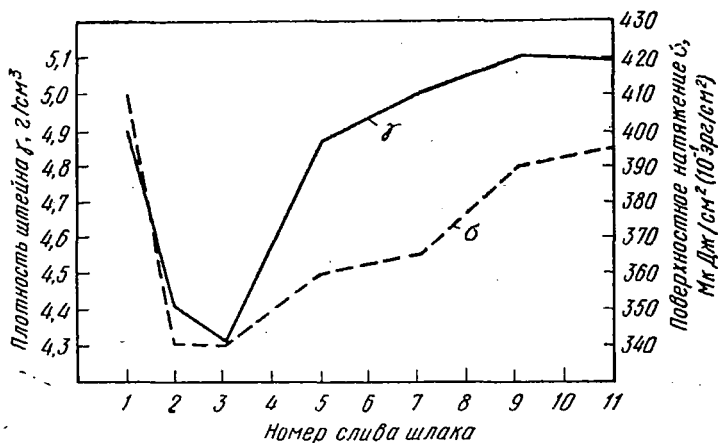


Рис. 30. Изменение плотности и поверхностного натяжения штейна при его конвертировании

Увеличение содержания кислорода в газовой фазе повышает взаимную растворимость компонентов штейна и шлака.

Файнштейн, получаемый в результате конвертирования никелевого штейна, имеет следующий состав: 76—78% Ni; 18—19% S; 0,40% Co; 0,26% Fe; 2,5% Si.

Химический анализ файнштейна показывает, что количество серы в нем меньше, чем следовало бы ожидать, если бы файнштейн представлял только сульфид никеля. Это объясняется присутствием в файнштейне металлического никеля. В то же время по химическому анализу файнштейна трудно судить о количестве содержащегося в нем металлического никеля.

Микроскопические исследования показали, что застывший файнштейн в основном состоит из двух компонентов: никелевого сульфида и металлического никеля. Приближенное определение металлического никеля по шлифам (по площади шлифа, занимаемой металлическим никелем) показывает, что его содержание в файнштейне составляет около 20%.

Получение металлического никеля непосредственно в конвертере продувкой никелевого штейна является очень заманчивым процессом, но неоднократные попытки осуществить его не имели успеха.

Это объясняется, во-первых, высокой температурой плавления никеля (1455° С), вследствие чего тепла, которое выделяется при окислении железа и серы штейна кислородом воздуха, недостаточно для поддержания продуктов продувки в жидкотекучем состоянии; во-вторых, трудностью протекания реакции $Ni_3S_2 + 4NiO = 7Ni + 2SO_2$, которая начинается, по данным разных исследователей, при температурах 1300—1400° С.

Поэтому продувка файнштейна воздухом приводит к одновременному окислению никеля и серы и практически полному переходу никеля в шлак.

Положение изменилось после того, как металлурги получили возможность широко применять кислородное дутье. Продувка никелевого штейна кислородом позволяет получить более высокую температуру в конвертере (1700—1750° С). Проведенные у нас в стране и за рубежом опыты по продувке никелевого штейна кислородом показали, что в этом случае можно получить металл, со-

держаций 0,5—0,6% S. Дальнейшая очистка никеля от серы может осуществляться вакуумированием.

При продувке никелевого штейна кислородом значительно уменьшается срок службы огнеупорной футеровки.

К файнштейну, получаемому из никелевых штейнов, предъявляются жесткие требования по содержанию железа (не более 0,26%): Это объясняется тем, что на заводах, работающих на окисленных никелевых рудах, файнштейн перерабатывают на огневой никель, в технологии получения которого не предусматривается очистка от железа.

Высшей маркой металлического никеля, получаемого пирометаллургическим способом из окисленных никелевых руд, будет НЗ, в котором суммарное содержание никеля и кобальта должно быть не ниже 98,6%. Это заставляет принимать меры к возможно более полному отделению железа от никеля в процессе конвертирования никелевого штейна, хотя содержание железа в металле марки НЗ и не ограничивается.

Экономически нецелесообразно поддерживать нужную сумму металлов в огневом никеле за счет увеличенного содержания кобальта. Поэтому металлурги принимают все меры к максимально глубокой очистке файнштейна от кобальта. В этом вопросе в последние годы достигнуты значительные успехи.

Наконец, увеличенное содержание меди в файнштейне требует при его дальнейшей переработке дополнительных затрат. Но пока металлурги не научились очищать файнштейн от меди в процессе конвертирования, хотя могут значительно влиять на очистку от меди в последующей технологии, изменяя режим охлаждения файнштейна.

Второй продукт продувки никелевого штейна — конвертерный шлак. На заводах, перерабатывающих окисленную никелевую руду через восстановительно-сульфидирующую плавку и конвертирование, конвертерные шлаки служат сырьем для получения кобальта. Поэтому на таких заводах кобальт стремятся максимально перевести в конвертерный шлак. В настоящее время в конвертерный шлак переходит 90—95% всего кобальта, поступающего со штейном, и 30—40% от всего кобальта, поступающего с рудой.

Ниже приведены средние составы конвертерных шлаков двух заводов:

	Ni	Co	SiO ₂	FeO	Al ₂ O ₃	CaO	MgO
Уфалейский никелевый комбинат	0,54	0,21	28,4	62,1	3,1	1,6	2,5
Комбинат «Южуралникель»	1,20	0,30	26,0	63,2	2,7	3,2	2,4

Шлаки от конвертирования никелевых штейнов содержат заметно меньше магнетита (10—19%) по сравнению с аналогичными расплавами медного и свинцового производства.

Содержание трехвалентного железа в шлаке в период набора остается примерно постоянным. В конце процесса при варке фэйнштейна, несмотря на очень высокую концентрацию кремнезема в шлаке (35—40%), содержание трехвалентного железа в нем растет.

Шлаки, сливаемые с богатых штейнов, имеют небольшое содержание серы (0,2—0,6%). Содержание серы в последних шлаках варочного конвертера может снижаться до 0,1—0,01%. Такие шлаки сливают со штейна, содержащего 18—19% S и, незначительное количество железа. По-видимому, присутствие серы в шлаках обуславливается главным образом растворимостью в нем сернистого железа. Низкое содержание серы в шлаках последних сливов, имеющих повышенное содержание кобальта и особенно никеля, исключает предположения о значительном присутствии их в этих шлаках в виде механически запутавшейся штейновой взвеси.

Содержание никеля в конвертерных шлаках по ходу операции возрастает, имеются небольшие отклонения в отдельных сливах, и особенно резко — в шлаках последних сливов, что соответствует снижению концентрации железа в продуваемом штейне до 10—15%.

Конвертерные шлаки первых сливов могут быть в некоторой степени обогащены никелем и кобальтом за счет растворения шлаковых настывей от предыдущей операции. В середине операции конвертирования содержание кобальта в шлаках составляет 0,10—0,15%, а к концу операции заметно повышается и в шлаках последних сливов достигает 0,6—0,8%. Таким образом, распределение кобальта при конвертировании никелевых штейнов между жидкими продуктами плавки в основном зависит от содержания железа в продуваемом штейне. При высо-

кой концентрации железа в штейне никель и кобальт, имеющие относительно железа более низкое сродство к кислороду, в заметной степени не окисляются и не шлакуются. С уменьшением концентрации железа в штейне до 10—15% начинается интенсивное окисление и ошлаковывание никеля. Особенно интенсивно идет процесс окисления кобальта при доведении содержания железа в штейне менее 1%.

Микроскопические исследования показывают, что в застывших конвертерных шлаках никелевого производства железо присутствует в основном в двух формах: в виде фаялита (2FeOSiO_2) и магнетита (Fe_3O_4). В небольших количествах железо в шлаках обнаруживается в формах сернистого железа и металлического железа.

Никель присутствует в шлаках в формах сульфида никеля (Ni_3S_2) и ошлакованного никеля. Сульфидный никель в пробах застывшего шлака представлен главным образом включениями механически увлеченного штейна и в незначительной степени в форме сернистого никеля, растворенного в сильножелезистом силикатном шлаке. Так как в состав штейна, получаемого при восстановительно-сульфидирующей плавке окисленных никелевых руд, всегда входит металлический никель и металлическое железо, то вместе с запутавшимся штейном в шлаках присутствуют в небольших количествах металлический никель и металлическое железо.

Ошлакованный никель содержится в конвертерных шлаках в форме силикатов ($m\text{NiO}_n\text{SiO}_2$), ферритов ($m\text{NiO}_n\text{Fe}_2\text{O}_3$), шпинелей ($m\text{NiO}_n\text{Al}_2\text{O}_3$) и других химических соединений и растворов.

Кобальт в шлаках обнаруживается в значительных количествах в ошлакованном виде, главным образом в форме фаялита и магнетита, в которых он замещает железо.

Рациональным анализом конвертерных шлаков установлено содержание в них 60—70% фаялита и 20% магнетита. Кроме того, в конвертерных шлаках присутствует стекло в виде включений в иголках фаялита, которое состоит в основном из кремнезема и небольшого количества других окислов.

Конвертерные шлаки никелевых заводов отличаются от аналогичных шлаков медеплавильных заводов более

высоким содержанием кремнезема (28—32% против 23—27%), окиси кальция (CaO) и глинозема (Al_2O_3).

Повышенное содержание кремнезема и других породообразующих компонентов в конвертерных шлаках никелевого производства объясняется тем обстоятельством, что вместе со штейном шахтной плавки в конвертер всегда поступает некоторое количество печного шлака, падающего в ковш при выпуске штейна из печи.

Важным свойством шлаков является вязкость, которая оказывает влияние на температуру в металлургиче-

Таблица 10. ВЯЗКОСТЬ
КОНВЕРТЕРНОГО ШЛАКА
НИКЕЛЕВОГО ПРОИЗВОДСТВА
В ЗАВИСИМОСТИ ОТ СОДЕРЖАНИЯ
КРЕМНЕЗЕМА

Содержание SiO_2 в шлаке, %	Вязкость, Па·с(Н) при температуре, °С	
	1250	1300
20	0,1 (1,0)	0,05 (0,5)
25	0,15 (1,5)	0,1 (1,0)
30	0,21 (2,1)	0,18 (1,8)
35	0,47 (4,7)	0,35 (3,5)

Таблица 11. СОДЕРЖАНИЕ
СЕРНИСТОГО ГАЗА
И КИСЛОРОДА
В ОТХОДЯЩИХ ГАЗАХ
ПРИ ПРОДУВКЕ НИКЕЛЕВОГО
ШТЕЙНА ВОЗДУХОМ

Содержание в штейне, % (по массе)		Концентрация в отходящих газах, % (объемн.)	
Ni	Fe	O ₂	SO ₂
17,1	57,3	0,7	0,8
23,1	49,2	0,2	1,8
45,5	26,9	0,6	4,0
55,8	14,3	0,6	10,2
56,3	13,1	0,4	13,2
66,4	7,21	0,9	7,6
75,8	1,42	4,0	0,8

ских агрегатах, на потери металлов со шлаками и т. д. Вязкость конвертерных шлаков никелевого производства в зависимости от температуры и содержания кремнезема приводится в табл. 10.

Плотность конвертерного шлака никелевого производства составляет 4,2—4,5 т/м³, поверхностное натяжение 30—40 мкДж/см² (300—400 эрг/см²).

Отходящие газы конвертеров содержат сернистый газ SO₂, азот N₂, неиспользованный кислород воздуха и незначительное количество серного газа SO₃.

В табл. 11 проведены анализы отходящих газов никелевых конвертеров на сернистый газ и кислород при продувке штейнов разного состава.

ТЕОРИЯ СОВРЕМЕННЫХ СПОСОБОВ ОБЕДНЕНИЯ КОНВЕРТЕРНЫХ ШЛАКОВ НИКЕЛЕВОГО ПРОИЗВОДСТВА

В конце 40-х и начале 50-х годов были разработаны новые эффективные методы извлечения никеля и кобальта из жидких конвертерных шлаков методом их перемешивания с металлизированным штейном рудной никелевой плавки в отапливаемых конвертерах и методом плавки с пиритом и восстановителем в электропечах.

Большое значение для разработки процессов обеднения жидких конвертерных шлаков имели работы по изучению состояния равновесия между различными расплавами, встречающимися в металлургической практике.

Как и обычные химические реакции, металлургические процессы по мере их протекания замедляются и, наконец, прекращаются. Это объясняется или исчезновением одного из исходных веществ реакции, или ускорением обратных реакций, скорость которых растет с накоплением продуктов реакции.

Например, по мере протекания реакции $\text{CoO} + \text{Fe} \rightleftharpoons \text{FeO} + \text{Co}$, происходящей между сплавом окислов (шлаком) и сплавом сульфидов (штейном), количество молекул закиси кобальта и железа становится меньше. Возможность соударений этих молекул уменьшается, и поэтому реакция образования закиси железа и кобальта замедляется. Напротив, количество молекул закиси железа и кобальта до определенного момента растет, число столкновений между ними тоже увеличивается, следовательно, повышается и скорость образования закиси кобальта и железа.

В известный момент скорости прямой и обратной реакции делаются равными и тогда, несмотря на продолжающиеся реакции, количество всех четырех веществ остается постоянным. Этот момент определяется как равновесие.

Состояние равновесия характеризуется законом действия масс, который выражается через константы равновесия и концентрации веществ, участвующих в реакции.

Для данного примера этот закон можно записать следующим образом:

$$K = \frac{[\text{CO}] (\text{FeO})}{[\text{Fe}] (\text{CoO})}, \quad (50)$$

где

K — постоянная величина, характеризующая коэффициент распределения;

$[Co]$, $[Fe]$ — концентрации Co и Fe в штейне;
 (FeO) и (CoO) — концентрации FeO и CoO в шлаке.

Согласно закону действия масс в условиях равновесия концентрации всех реагирующих веществ связаны между собой и нельзя изменить одну из них, чтобы тем самым не вызвать изменения всех остальных.

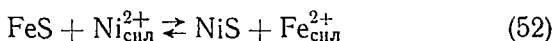
Если, например, меняется концентрация $[Fe]$, то $[Co]$, (FeO) , (CoO) также изменяются в направлении, обеспечивающем постоянство K .

Для реальных расплавов закон действия масс не выполняется так четко, как для идеальных растворов, но тем не менее он действует в большей или меньшей мере. Распределение кобальта и никеля между шлаком и штейном в расплавах удовлетворительно описывается уравнением закона действия масс:

$$K = \frac{(Me)[Fe]}{[Me](Fe)} \quad (51)$$

Квадратные скобки показывают, что металл (его окисел или сульфид) находится в металлической (сульфидной) фазе. Круглые скобки соответствуют веществам в шлаковых системах.

Исследование реакции сульфидирования силикатного никеля сернистым железом



показало, что константа равновесия лежит в пределах от 0,0037 до 0,0084, т. е. при взаимодействии силиката или закиси никеля с сульфидом железа реакция протекает почти нацело в сторону сульфида никеля.

Увеличение температуры способствует обратному переходу некоторой части никеля в силикатный расплав. Константа равновесия при 1250°С равна 0,0037, а при 1600°С 0,0072.

Большое влияние на величину константы равновесия оказывает содержание серы в штейне. Чем оно ниже, чем больше штейн металлизирован, тем меньше значение константы.

Содержание никеля в штейне практически не оказы-

вает влияния на распределение кобальта между железистым штейном и шлаком.

При переработке конвертерных шлаков в промышленных условиях неблагоприятное влияние на распределение кобальта оказывает магнетит конвертерного шлака, который частично переходит в конечный штейн процесса обеднения жидкого шлака. Промышленные штейны, получаемые при переработке конвертерных шлаков, в зависимости от способа переработки содержат от 0,2 до 4,8% O_2 . Растворимость кислорода в штейнах увеличивается с повышением содержания сернистого железа.

Переход кобальта из шлака в штейн складывается из трех стадий: передвижения кобальта к границе раздела шлака и штейна, преодоления этой границы и перемещения кобальта в штейне. Первая стадия является наиболее медленной и поэтому определяет суммарную скорость процесса. Увеличение поверхности соприкосновения штейна и шлака ускоряет переход кобальта в штейн.

Отмеченные теоретические исследования позволили установить основные условия, обеспечивающие хорошее извлечение кобальта и никеля при обеднении жидких конвертерных шлаков: достаточно высокое содержание металлического железа в извлекающем штейне; пониженное содержание в нем кислорода; довольно высокую температуру для ускорения движения никеля и кобальта в шлаке и разрушения магнетита и металлизации штейна; большую поверхность соприкосновения штейна и шлака!

Процесс обеднения жидких конвертерных шлаков металлизированным штейном шахтных печей осуществляется в отопляемых конвертерах. Схема этого процесса показана на рис. 31. При обеднении шлаков в конвертере применяется многоступенчатое обогащение штейна, при котором на одной порции залитого в конвертер штейна перерабатывают последовательно несколько порций конвертерного шлака. Наиболее полно обедняются по содержанию никеля и кобальта первые заливаемые в конвертер шлаки, а затем, по мере обогащения этими металлами извлекающего штейна, обеднение происходит все менее полно.

Недостатком штейна, получаемого при шахтной рудной плавке как извлекающей фазы, является присутст-

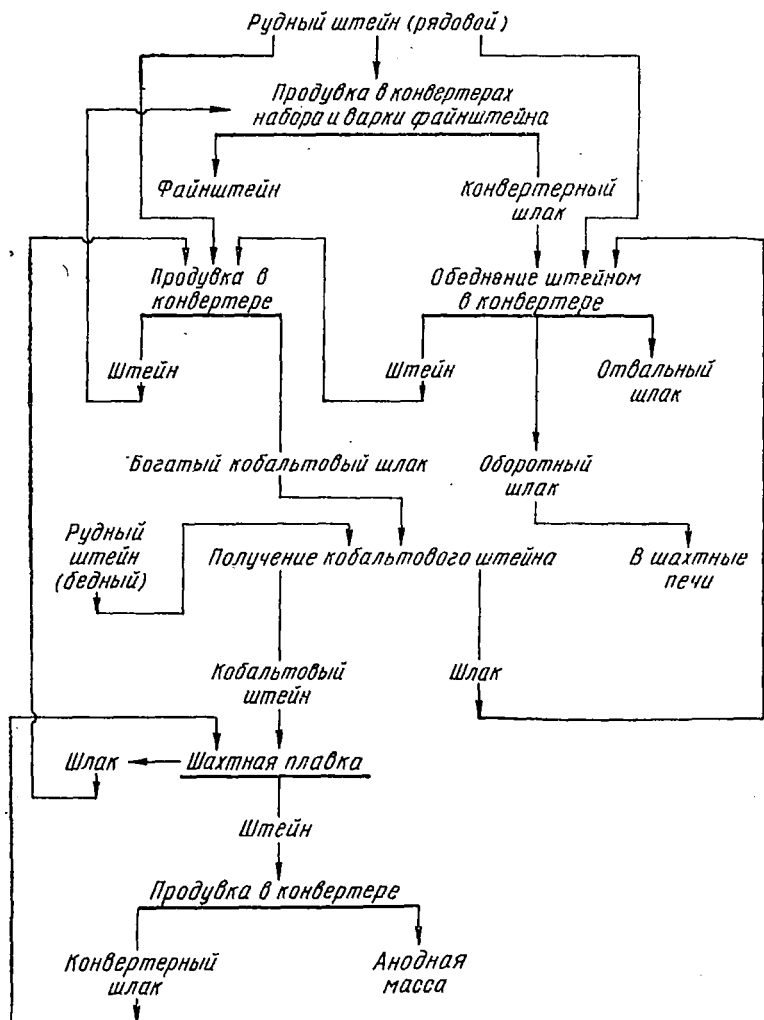


Рис. 31. Схема обеднения конвертерных шлаков от конвертирования никелевых штейнов методом перемешивания жидких фаз в конвертерах

вие в нем никеля и кобальта, что ограничивает возможность глубокого обеднения шлаков и приводит к получению конечных штейнов с высоким отношением содержания никеля к кобальту.

Для увеличения поверхности соприкосновения штейна и шлака при обеднении последнего в конвертере производят кратковременное перемешивание расплавов воздухом. Это значительно ускоряет протекание процесса.

Взаимодействия, проходящие при перемешивании штейна и шлака, имеют сложный характер. Это прежде всего переход никеля и кобальта в штейн из шлака, который может осуществляться в результате обменных реакций, реакций разрушения ферритов и осаждения штейновых королек из шлака в штейн. Кроме этих процессов, может идти насыщение шлака серой при переходе сульфида железа из штейна в шлак. Возможны также обратная реакция и разрушение магнетита шлака металлическим железом штейна.

Другой способ обеднения жидких конвертерных шлаков — переработка их в электрических печах с добавкой сульфидирующего реагента (пирита) и восстановителя.

Обеднение жидких конвертерных шлаков в электропечах имеет некоторые положительные стороны по сравнению с переработкой в конвертере. Изменяя расход восстановителя и режим плавки, можно регулировать металлизацию штейна в значительных пределах, а следовательно, контролировать и извлечение кобальта.

Применение в качестве сульфидизатора пирита, не содержащего никель и кобальт, благоприятно отражается на извлечении металлов в штейн. Преимуществом электроплавки жидких конвертерных шлаков нужно также считать возможность более полного разрушения магнетита, чем в любом другом металлургическом процессе.

К большим достоинствам этого процесса следует отнести его непрерывность и возможность более полной механизации и автоматизации управления по сравнению с процессом обеднения шлаков в конвертерах.

Недостатками процесса обеднения конвертерных шлаков в электропечах являются одностадийность процесса и медленное его протекание в связи с отсутствием готовой металлизированной фазы для обеднения. Кроме того, в электропечах чрезвычайно затруднительно осуществить воздушное или механическое перемешивание, ускоряющее процесс обеднения шлаков.

При обеднении шлаков в электропечи в процессе участвует углерод восстановителя и электродов, за счет которого восстанавливаются закись никеля, кобальта и же-

леза шлака, сульфидирование закисей никеля и кобальта осуществляется сернистым железом или другим сульфидизатором. Если при обеднении в конвертерах пользуются готовым металлизированным штейном, то в процессе обеднения конвертерных шлаков в электропечи металлизация штейна совмещается в одном и том же агрегате с процессом обеднения.

Для восстановления железа, необходимого для получения металлизированного штейна из шлаков, требуется значительное время (1,5—2 ч).

Изучение вещественного состава никель-кобальтового штейна, полученного при обеднении конвертерных шлаков никелевого завода в электрической печи, показало, что штейн содержит около 30% Fe, более 50% Ni и до 80% Co в металлическом виде.

Несмотря на восстановительную атмосферу процесса, в штейне наряду с большим содержанием металлической фазы обнаруживается всегда и некоторое количество кислорода, связанного в основном с железом в магнетит. Сернистое железо в штейне представлено в виде пирротина. Наряду с сульфидами в штейнах находится в больших количествах металлическая фаза.

В отвальных электропечных шлаках остается небольшое количество неразрушенного магнетита. Химический рациональный анализ установил в этом шлаке содержание около 4% Fe (от общего количества) в форме трехвалентного металла. Кобальт и никель со шлаками теряются в окисленной и сульфидной формах. Основная часть железа в шлаках находится в виде силиката.

Глава VI

Практика процесса переработки никелевого штейна

КОНСТРУКЦИЯ АГРЕГАТОВ, ПРИМЕНЯЕМЫХ ДЛЯ ПЕРЕРАБОТКИ НИКЕЛЕВОГО ШТЕЙНА И ОБЕДНЕНИЯ КОНВЕРТЕРНЫХ ШЛАКОВ

Переработка никелевого штейна до фанштейна продувкой сжатым воздухом осуществляется в конвертерах. Обеднение получаемых при этом конвертерных шлаков с целью извлечения никеля и кобальта можно проводить как в конвертерах, так и в электропечах.

Первоначально процесс конвертирования никелевых штейнов осуществляли в вертикальных конвертерах небольшой производительности. Был отмечен ряд недостатков: сложность конструкции при увеличении емкости, неравномерное погружение фурм в расплав. Поэтому с развитием конвертерных переделов никелевых заводов стали применять горизонтальные конвертеры.

Горизонтальный конвертер (рис. 32) — цилиндрическая бочка, изготовленная из стальных листов и футерованная изнутри огнеупорным кирпичом. Бочка (кожух) конвертера имеет стальные литые ободья 4. Ободья опираются на стальные ролики. Оси роликов вращаются в подшипниках специальных опор, крепящихся с помощью анкерных болтов. Бочка конвертера имеет также зубчатый обод 3, связанный через промежуточный узел шестерен и редуктор 2, с электромотором 1. Поворотный механизм конвертера позволяет вращать его в любую сторону на 360°. В верхней части бочки конвертера находится отверстие-горловина. Она расположена, как правило, в середине бочки. Для защиты кожуха от брызг вокруг горловины делают фартук 5 из котельного железа. Торцовые днища конвертерной бочки крепят стальными балками, которые притягивают к бочке болтами.

К днищам приварены короткие царги, входящие телескопически в бочку конвертера с торцов. На болты, крепящие днища к бочке, одеты пружины, позволяющие днищам отходить из торцов бочки при разогреве футеровки конвертера. При этом царги, приваренные к дни-

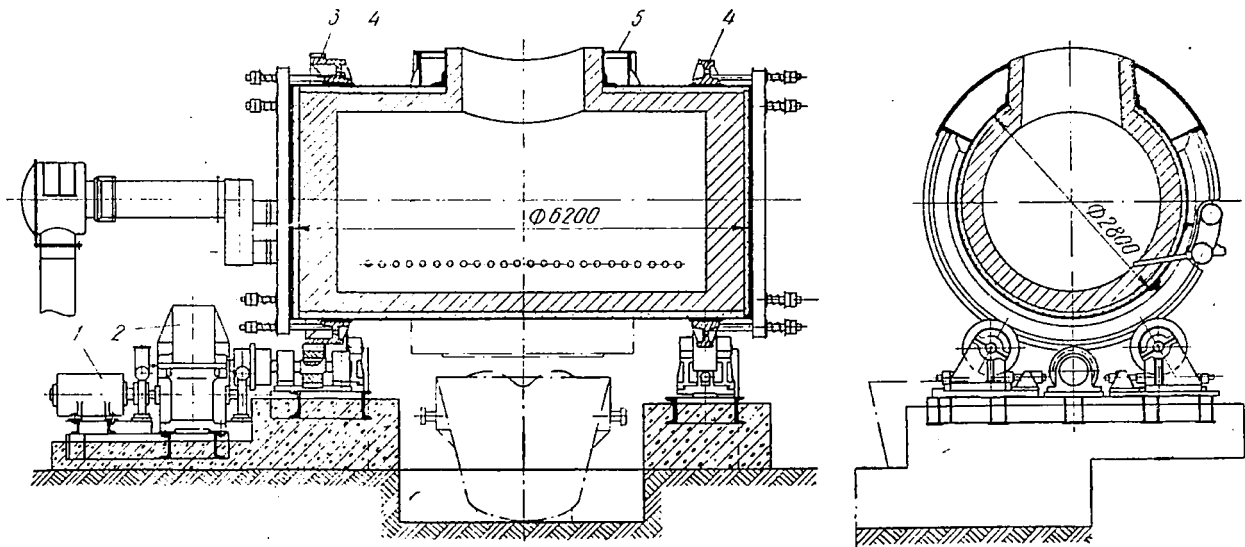


Рис. 32. Горизонтальный конвертер для переработки никелевого штейна

щам, не выходяют полностью из бочки, что позволяет сохранить необходимую плотность между днищами и бочкой. При останове конвертера на ремонт пружины сдвигают днища вплотную к торцам бочки конвертера.

Размеры бочек двух горизонтальных конвертеров емкостью 20 и 30 т для продувки никелевого штейна приведены ниже.

	20-т	30-т
Длина, м	5540	6200
Диаметр, мм	2300	2800

Кожух и днища горизонтальных конвертеров делают из котельного железа толщиной 25 мм, фартук для защиты кожуха из котельного железа толщиной 20 мм.

Горловина конвертера предназначена для заливки жидкого штейна, загрузки холодных присадок и кварцевого флюса, слива шлака и фанштейна, удаления из конвертера образующихся при продувке газов. В настоящее время горловины делают возможно больших размеров. Большую горловину легче очищать от настылей и она оказывает меньшее сопротивление газам, что позволяет форсировать работу конвертера. Отверстие горловины — квадратное с закругленными углами размером 1200×1600 мм для 20-т конвертера, и 1800×2000 мм для 30-т конвертера.

Для подачи воздуха в жидкую ванну штейна конвертер имеет фурмы, воздух к которым подводится от кольцеобразного коллектора. Количество фурм на конвертерах разной емкости колеблется в пределах 14—22.

Форсирование процесса конвертирования во многом зависит от конструкции всей воздухораспределительной системы конвертера.

В результате исследований, приведенных Ленинградским горным институтом, была найдена рациональная конструкция горизонтального конвертера, позволяющая увеличить его производительность на 40% за счет уменьшения гидравлического сопротивления воздухоподводящей системы.

На заводах, применяющих горизонтальные конвертеры, фурмы ЛГИ претерпели ряд изменений, направленных на упрощение монтажа и уменьшение потерь воздуха. Были заменены фланцевые соединения резьбовыми, отказались от соединяемого жестко с кожухом

конвертера патрубка фурмы, применили сферические соединения, гибкие рукава и т. д.

На комбинате «Южуралникель» впервые была опробована, а затем внедрена на всех конвертерах фурма-коллектор или фурма прямоточной конструкции (рис. 33). Особенность ее конструкции заключается в следующем: воздушный коллектор 2 опускается до уровня фурменных листов, к коллектору привариваются конусы 3, в которые вворачивают фурменные трубки. Конусы сделаны

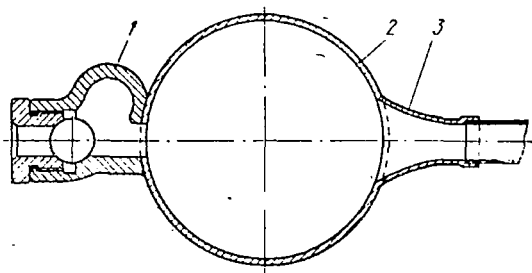


Рис. 33. Конвертерная фурма прямоточной конструкции (фурма — коллектор)

для плавного перехода. Запорные клапаны 1 приварены с противоположной стороны воздушного коллектора, точно против конусов. С торца воздушного коллектора сделана крышка на резьбе для продува коллектора воздухом во время ремонта конвертера.

Эксплуатация вышеописанных фурм показала, что они имеют ряд преимуществ по сравнению с ранее применявшимися.

Результаты замеров сопротивления воздухоподводящей системы с прямоточными фурмами показали, что устранение фурменного рукава и тела фурмы из фурменной системы позволяет радикально сократить гидравлическое сопротивление воздухораспределительной системы конвертера. Суммарное уменьшение потерь напора на участке от кольцевого коллектора до фурменной трубки в зависимости от удельной нагрузки находится в пределах 9—25 кПа (900—2500 мм вод. ст.).

Применение прямоточных фурм полностью устранило потери воздуха через неплотности соединений, упростило монтаж и ремонт фурм.

Отказ от индивидуального крепления каждой фурмы к кожуху и переходу к жесткому креплению фурменных трубок непосредственно к воздушному коллектору, не связанному с кожухом, позволил лучше выдерживать заданный угол наклона фурменных трубок.

Запорные клапаны у фурм (см. рис. 33) имеют стальные шарики, которые при прочистке фурмовкой отталкиваются в верхнее гнездо, отлитое в теле клапана. В результате фурмовка свободно проходит вперед, очищая фурменную трубку от настывающего на ее конце штейна. После выхода фурмовки из отверстия фурмы шарик возвращается (скатывается) в исходное положение, запирая входное отверстие для фурмовки и предотвращает утечку воздуха в атмосферу.

Производительность конвертера при прочих равных условиях определяется количеством вдуваемого в него воздуха, которое у 20-т конвертера находится обычно в пределах 120—200 м³/мин, а у 30-т составляет 200—250 м³/мин. Избыточное давление конвертерного воздуха равно 70—110 кПа (0,7—1,1 ат).

Кроме сопротивления воздухоподводящей системы, на увеличение подачи дутья в конвертер влияет число фурм и диаметр фурменных трубок. Чем больше на конвертер поставлено фурм, тем меньше общее сопротивление воздушного тракта и тем больше в конвертер можно подать воздуха.

Число фурм на конвертере ограничено длиной его бочки (чем бочка длиннее, тем больше, естественно, можно поставить фурм) и выбранным расстоянием между фурмами. Как правило, на конвертерах, перерабатывающих никелевый штейн, расстояние между осями фурм составляет 195—225 мм, что соответствует целому числу применяемых для кладки никелевых конвертеров огнеупорных кирпичей, установленных на ребро.

Попытки уменьшить расстояние между осями фурм до 150 мм с целью увеличения их числа резко сократили стойкость фурменной стенки конвертера.

Как показали исследования, повышение диаметра фурменной трубки с 38 до 46 и 51 мм не увеличивает заметно пропускную способность конвертера. Фурмы большего диаметра труднее чистить и они зарастают более интенсивно.

Конвертеры, перерабатывающие никелевый штейн,

футеруют хромомагнетитовым и периклазошпинелидным кирпичом.

Между огнеупорной кладкой и кожухом конвертера оставляют зазор толщиной примерно 65 мм, заполняемый во время кладки хромомагнетитовым порошком.

Больше всего огнеупорная кладка изнашивается

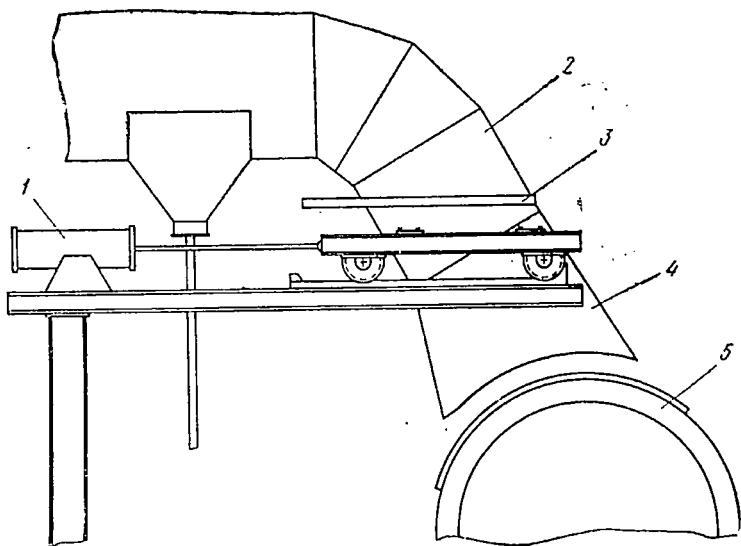


Рис. 34. Водоохлаждаемый напыльник конвертера с горизонтальной плоскостью сдвига подвижной части напыльника:

1 — пневмоцилиндр; 2 — неподвижная часть; 3 — плоскость сдвига; 4 — подвижная часть; 5 — конвертер

в фурменном поясе, который находится ближе всего к зоне наивысших температур. Кроме того, на повышенный износ футеровки в фурменном поясе влияет большое число теплоперемен (при каждом повороте конвертера «на дутье» или «с дутья» некоторое время фурменный пояс охлаждается холодным воздухом перед тем, как фурмы погрузятся в расплав или выйдут из расплава). Усиленному износу футеровки фурменного пояса способствует выкрашивание (скалывание) кирпича при прочистке фурм. В фурменном поясе толщина футеровки составляет обычно 460 мм. Торцы конвертера имеют

футеровку толщиной 345 мм, остальная часть бочки футеруется толщиной 230 мм.

Количество огнеупорного кирпича, затрачиваемого на футеровку конвертеров, приводится в табл. 12.

Конвертеры, перерабатывающие никелевый штейн, имеют в отличие от конвертеров, перерабатывающих медный и медно-никелевый штейн, очень низкий срок между ремонтами — 6—10 сут.

Таблица 12. РАСХОД ОГНЕУПОРНОГО КИРПИЧА
НА ОДИН КАПИТАЛЬНЫЙ РЕМОНТ ФУТЕРОВКИ
20-т и 30-т КОНВЕРТЕРА

Элемент кладки	Марка кирпича	20 т		30 т	
		количество кирпича, штуки	количество кирпича, т*	количество кирпича, штуки	количество кирпича, т**
Торцы контрольные	ХМ-1	478	2,390	770	3,85
Торцы рабочие	ХМ-1	560	2,800	900	4,500
Подина	ХМ-2	460	1,932	184	0,774
	ХМ-3	1380	6,340	2254	10,130
Фурменная стенка	ПШСО-5Ф	—	—	30	0,44
	ХМ-1	1400	7,000	—	—
	ПШСО-5	—	—	280	4,53
	ХМ-1	820	4,100	—	—
	ХМ-1	—	—	1070	5,35
	ПШСО-5	180	2,900	—	—
Свод	ХМ-2	736	3,091	311	1,306
	ХМ-3	640	2,944	1242	5,589
Свод в горловине	ХМ-11	300	1,300	400	1,740
Горловина	ХМ-1	120	0,600	180	0,900
Переход под свод	ХМ-10	180	0,616	135	0,520

* Всего 29,013 т.
** Всего 36,629 т.

При этом часто текущий ремонт футеровки чередуется с капитальным. После 6—10 сут. работы конвертера, прошедшего полную замену футеровки, производят текущий ремонт кладки (включающий обычно замену только фурменного пояса), а затем еще через 6—10 сут. опять полную замену футеровки. Если иметь в виду, что на охлаждение конвертера расходуется 1,5—2 сут. и на

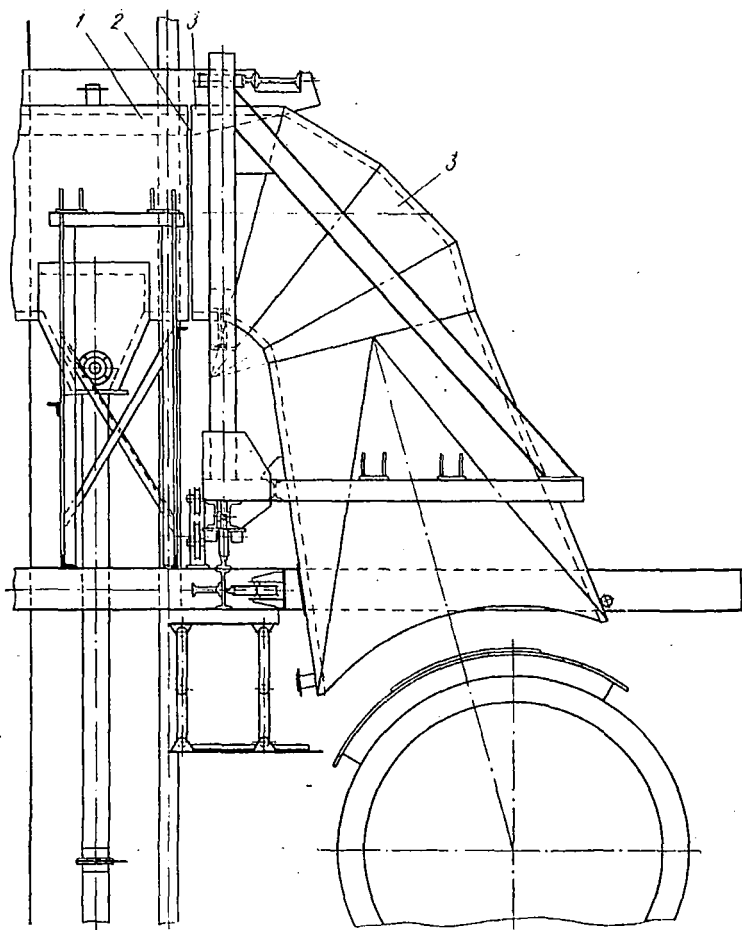


Рис. 35. Водоохлаждаемый напильник с вертикальной плоскостью сдвига подвижной части напильника:

1 — неподвижная часть; 2 — плоскость сдвига; 3 — подвижная часть

ремонт футеровки 1—2 сут., то рабочее время конвертера будет составлять ~70% от календарного времени.

Газы, выходящие из горловины конвертера, удаляются через напыльник. Напыльники применяют как простейшего типа (зонты), не обеспечивающие какой-либо герметизации, так и водоохлаждаемые. Зонты, помимо большого разубоживания газов, имеют и другие недостатки: при повороте конвертера до прекращения дутья из него выбрасывается сноп шлаковых брызг, могущих повредить мостовой кран, если он находится над конвертером; кроме того, загрязняется атмосфера в цехе.

Водоохлаждаемые напыльники более герметичны. На заводах цветной металлургии применяется несколько конструкций водоохлаждаемых напыльников. На никелевых заводах применяются два вида водоохлаждаемых напыльников: с горизонтальной плоскостью сдвига подвижной части напыльника (рис. 34) и вертикальной плоскостью сдвига подвижной части относительно неподвижной (рис. 35).

В первом случае подвижная часть напыльника сдвигается от горловины к стене цеха, во втором случае вбок от горловины. Отличаются они и приводом. Если в первом случае для перемещения подвижной части используется сжатый воздух, то во-втором оно осуществляется с помощью электролебедки.

Для подачи кварцевого флюса в конвертер существуют разные способы. Простейшим и самым несовершенным будет загрузка кварца в конвертер с помощью совка и мостового крана. Такой способ имеет много недостатков: приходится поворачивать конвертер в нерабочее положение, останавливать его или вести загрузку при слабом дутье; кварц подают сразу большими порциями, что резко снижает температуру, хотя потом она и поднимается до нормальной после усиленной проходки фурм; флюс ложится на ванну кучей.

Другой способ загрузки кварца, применяемый на никелевых заводах — подача его с помощью наклонного лотка с вибратором (рис. 36). При этом способе также требуется применение мостового крана, для засыпания кварца в лоток, кроме того, невозможно учесть количество флюса, пошедшего на одну продувку.

Конвертеры, применяемые для обеднения шлаков, отличаются от конвертеров, используемых для продувки

штейнов, только меньшим количеством фурм (для перемешивания расплавов достаточно 10 фурм) и наличием горелки (форсунки), устанавливаемой в торцевой стенке.

Для обеднения жидких конвертерных шлаков в электропечах используются трехэлектродные дуговые элек-

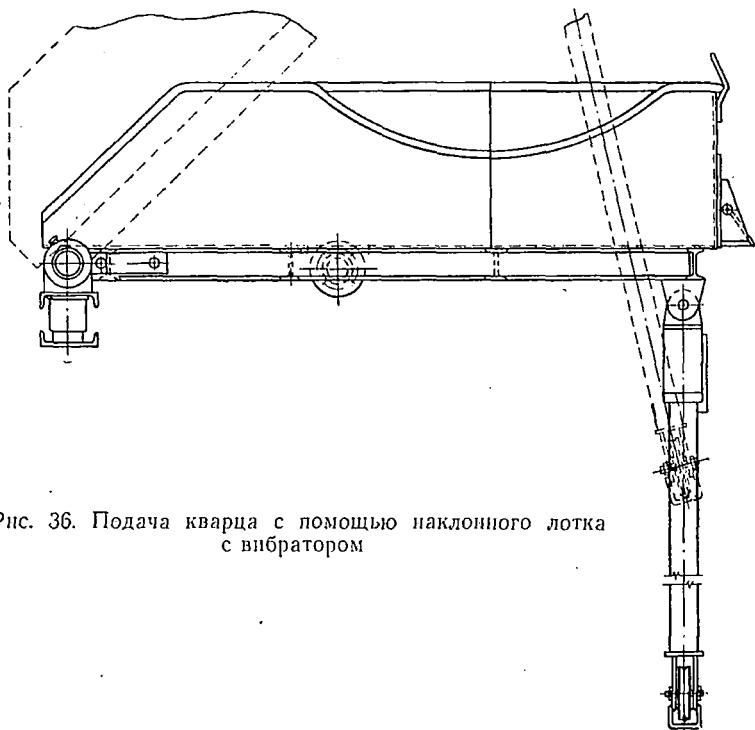


Рис. 36. Подача кварца с помощью наклонного лотка с вибратором

трические печи стационарного типа. Печь состоит из металлического кожуха с внешним водяным охлаждением. Стены печи футеруют магнезитовым кирпичом. Толщина стен увеличивается от свода к лещади, в верхней части она составляет 460 мм, в нижней у лещади 690 мм. Между магнезитовым кирпичом и кожухом укладывается слой шамота толщиной 113 мм и делается магнезитовая набивка толщиной 30 мм.

Лещадь печи выполняют в виде обратной арки из огнеупорного бетона, на арке укладывают слой шамота толщиной 230 мм. Арочный свод печи делают из высоко-

качественного динаса толщиной 300 мм. В своде имеются три отверстия, каждое диаметром 702 мм, через которые в печь вводят угольные электроды диаметром 600 мм. Распад между электродами составляет 1800 мм. В своде устраивают также два отверстия, каждое диаметром 300 мм для загрузки восстановителя и сульфидизатора, а также отверстие диаметром 600—1000 мм для отвода газа.

Диаметр ванны печи 4,24 м, мощность стандартной печи 2500 кВа, удельная мощность 178 кВа/м². Шлак выпускают через шпур, который расположен на высоте 600 мм от нижнего уровня лещади. Штейн выпускают через шпур в графитовой втулке, которую заделывают в кладке огнеупорного кирпича.

Особое внимание в конструкции обращают на герметизацию. Практика работы заводов показала, что при надлежащей герметизации печи можно заметно сократить расход электроэнергии. С целью герметизации загрузочные трубы снабжены гидравлическими затворами, а электроды специальными уплотнительными кольцами.

Опыт подтверждает целесообразность замены свода из динасового кирпича на металлический кессонированный. Последние оказываются более устойчивыми при хлопках, которые имеют место в печи при попадании в нее влажных материалов.

ПРАКТИКА ПРОЦЕССА КОНВЕРТИРОВАНИЯ НИКЕЛЕВОГО ШТЕЙНА ДО ФАЙНШТЕЙНА

На рис. 37 приводится хронокарта операции конвертирования никелевого штейна до файнштейна с данными по температуре в конвертере, расходу воздуха, коэффициенту использования кислорода дутья, величине слоя расплава над фурмами.

Любая операция получения никелевого файнштейна из штейна включает три последовательные стадии: зарядку конвертера, набор, варку.

Зарядка конвертера

Процесс конвертирования никелевого штейна начинается с зарядки конвертера, которая включает залив в конвертер жидкого штейна и загрузку «холодных» при-

садок, в качестве которых применяются корки от штейновых ковшей, корки штейновых желобов шахтных печей, замороженный штейн, всевозможные обороты.

Количество жидкого штейна, заливаемого в конвертер, должно обеспечивать при выбранном воздушном ре-

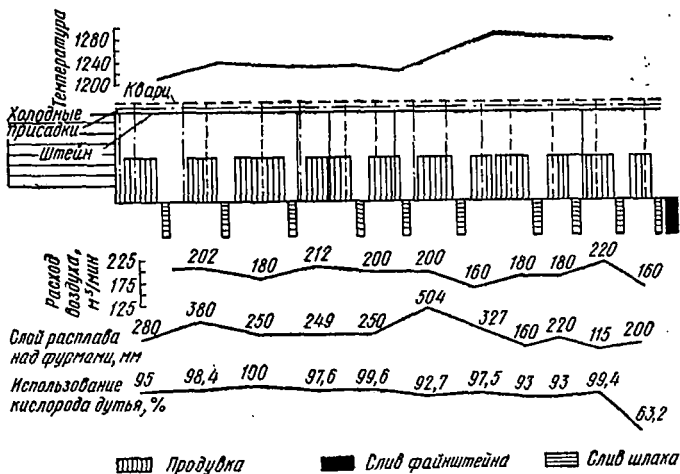


Рис. 37. Хронокарта операции конвертирования никелевого штейна до фэйнштейна

жиме нормальную работу конвертера без выбросов расплава из горловины и при хорошем использовании кислорода воздуха.

Выбросы расплава из горловины конвертера представляют очень распространенное явление, с которым приходится считаться на практике. Выбросы расплава из горловины конвертера зависят от ряда факторов: количества вдуваемого в единицу времени воздуха, внутреннего объема конвертера, удельного веса продуваемого расплава, его поверхностного натяжения, давления воздуха и т. д.

С увеличением количества вдуваемого воздуха выбросы расплава через горловину конвертера возрастают. С уменьшением внутреннего объема конвертера выбросы расплава из него также повышаются. Аналогично влияют на выбросы уменьшение удельного веса и поверхностного натяжения расплава, увеличение давления вдува-

емого воздуха. Присадки твердых веществ («холодные присадки») в конвертер ослабляют движение верхних слоев ванны и тем самым мешают возникновению выбросов.

На количество выбросов из горловины конвертера большое влияние оказывает уровень расплава в нем: с его подъемом выбросы через горловину увеличиваются. Повышение внутреннего объема конвертера при неизменном количестве заливаемого в него штейна снижает уровень расплава в конвертере. При этом количество выбросов расплава из горловины конвертера уменьшается. Определено, что 20-т конвертеры (диаметр бочки равен 2300 мм, длина бочки 5540 мм) при расходе воздуха 180 м³/мин работают нормально (без выбросов) при заполнении конвертера расплавом не выше центра его бочки, т. е. в них должно быть не более 15—20 т штейна.

После зарядки конвертера производят пуск дутья и поворот конвертера в рабочее положение. Необходимо иметь в виду, что при чрезмерно малом количестве штейна, взятом на зарядку конвертера, может быть и другая крайность — величина слоя расплава над фурмами окажется настолько мала, что воздух будет плохо использоваться. Величину слоя расплава над фурмами можно определять с помощью двух вертикальных линейек, установленных у конвертера (см. рис. 38). С помощью передней линейки измеряется уровень расплава в конвертере по отношению к центру бочки при наклоне конвертера на слив.

С помощью другой линейки, установленной у фурм, определяется положение фурм относительно центра боч-

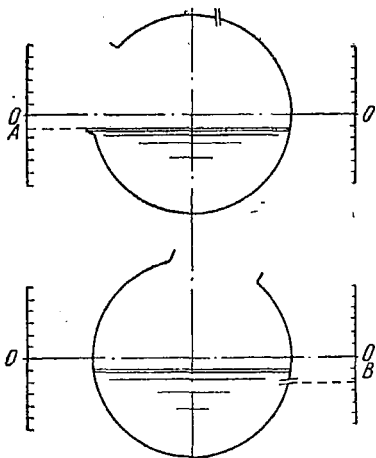


Рис. 38. Схема замера величины слоя расплава над фурмами конвертера

ки при постановке конвертера на дутье. Разница между показанием второй линейки (у фурм) и первой (у горловины) дает величину слоя расплава над фурмами.

Одним из условий производительной работы на конвертере и важным фактором, влияющим на ход конвертера, будет состояние горловины. Нормальное ее состояние облегчает загрузку холодных присадок, залив жидкого штейна, выход отходящих газов.

Заросшая горловина увеличивает время загрузки материалов в конвертер и затрудняет свободный выход газов из конвертера, что может значительно замедлить течение процессов в конвертерной ванне.

Поэтому заправке горловины перед постановкой конвертера на дутье необходимо уделять серьезное внимание. Перед пуском конвертера на дутье горловина должна быть обсыпана по всему периметру кварцем. Неподсыпанное место обязательно будет местом приварки горловинной настылки к кожуху или футеровке конвертера.

Пуск конвертера после ремонта футеровки (капитального или текущего) на разных заводах осуществляется неодинаково. На некоторых заводах проводят предварительный разогрев футеровки конвертера дровами и коксом до температуры 900—1000° С в течение суток и более, при этом дутье производится через фурмы. Перед зарядкой разогретый конвертер поворачивают горловинной вниз и освобождают от золы, а затем поворачивают вверх в положение для зарядки.

На других заводах разогрев конвертера производят шлаком непосредственно перед зарядкой. Для этого в конвертер, стоящий в положении для ремонта футеровки, подается дутье, а затем заливается два ковша обедненного конвертерного шлака и один ковш штейна. Нужно брать шлак, именно прошедший обработку в конвертере обеднения, так как он содержит меньше магнетита и меньше подвержен передуву (вспениванию). Продувку ведут не менее 20—25 мин. За это время футеровка разогревается и при последующем повороте конвертера не нарушается. Первую операцию после такого разогрева проводят без забора холодных присадок.

Первые шесть — восемь продувок штейна, называемые периодом набора, продолжаются, как правило, по 15—30 мин каждая. После окончания каждой продувки сливают шлак, заливают свежую порцию штейна, загружают холодные присадки и переходят к следующей продувке. По ходу каждой продувки загружают флюс, содержащий кремнезем.

Длительность продувки поддерживают такой, чтобы к концу ее содержание железа в штейне не снижалось ниже 15—20% (что способствует получению более бедных по никелю и кобальту конвертерных шлаков) и чтобы за продувку получить целый ковш шлака. Момент окончания продувки определяют по цвету штейновой пробы: ломковой или ложковой. Ломковая проба берется с помощью фурмовки, которую быстро вводят и выводят через фурму в продуваемый штейн. Ложечную пробу берут через горловину конвертера и разливают по железному листу в виде тонких лепешек.

В обоих случаях преследуют одну и ту же цель: получить тонкий слой штейна, прошедшего быстрое остывание.

Цвет ломковой или ложечной пробы к концу продувки в период набора должен быть серый, что соответствует содержанию железа в штейне не более 20%.

К концу каждой продувки в конвертере накапливается шлак, который затрудняет проведение процесса из-за увеличения выбросов расплава через горловину. Появление в конвертере значительного количества шлака хорошо заметно по крупным шлаковым брызгам, вылетающим вместе с газами из горловины. Для получения качественных шлаков, свободных от корольков штейна, их отстаивают в конвертере перед сливом в течение 3—4 мин.

Приемом, помогающим дополнительно обеднить шлак по никелю и кобальту, служит залив свежего штейна не после слива шлака, а до его слива. При этом происходит промывка шлака в конвертере свежим штейном, что, во-первых, способствует лучшему удалению корольков штейна из шлака, а во-вторых, приводит к дополнительному восстановлению и сульфидированию окислов нике-

ля и кобальта за счет металлического и сернистого железа заливаемого штейна.

Перед сливом шлака заправляют горловину конвертера глиной, чтобы в месте слива не произошло размывание и шлак сливался плоской тонкой струей.

Ковш, поставленный под конвертер для шлака, также требует предварительной подготовки. На его дно бросают 3—4 лопаты сухого кварца, на который сливают 100—150 кг шлака. После застывания этого шлака можно производить слив всего шлака, образовавшегося в конвертере. Указанные действия предохраняют ковши от приварки к ним корки в случае попадания со шлаком штейна.

Во время слива шлак систематически опробуют с целью предотвращения попадания штейна в шлак. Для этой цели струю шлака периодически пересекают ломиком. Жидкий, текучий, хорошо отстоявшийся шлак отлагается на ломике ровным слоем с блестящей поверхностью.

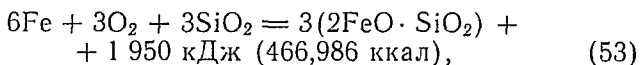
Если при пересечении ломиком струи шлака на нем отлагается бугристый слой с корольками штейна (в этом случае конвертерщики говорят, что шлак не получается), надо взять в конвертер свежую порцию штейна и продуть 10 мин. Слив шлака ведут до появления на ломике белых пятен — штейна.

Отдельные продувки проводят без загрузки в конвертер свежего штейна и холодных присадок. Такие продувки называются холостыми и применяют их, как правило, для некоторого обогащения продуваемого штейна по никелю, когда обычная продувка (с загрузкой холодных присадок) не обогащает его в достаточной мере.

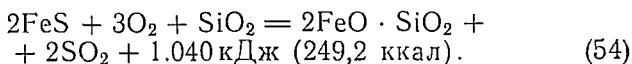
Заливку свежих порций штейна и загрузку холодных присадок продолжают до тех пор, пока конвертер не заполнится штейном, содержащим 15—20% Fe и около 60% Ni до уровня, обеспечивающего нормальную работу конвертера (без выбросов расплава через горловину и полном использовании кислорода дутья).

В процессе набора нужно различать два периода: 1) окисление металлического железа штейна; 2) окисление сернистого железа штейна.

Первый период можно характеризовать реакцией



а второй период реакцией



Согласно этим уравнениям на 1 кг вдуваемого кислорода по реакции (53) выделяется почти в два раза больше тепла, требуется в три раза больше кварца и образуется в три раза больше конвертерного шлака, чем по реакции (54).

Поскольку в конвертер подается определенное количество воздуха в единицу времени, то в первый период одинаковое количество шлака (один ковш) образуется в три раза быстрее, или продолжительность продувки в первом периоде должна быть примерно в три раза короче.

На практике продувка штейна ведется не отдельными порциями сразу до конца, а продолжительной операцией с набором большого количества ковшей штейна и с проведением холостых продувок.

При таком порядке продувки штейна первый и второй периоды точно не разграничены между собой. Но все равно с обогащением штейна отношение в нем металлического железа к сульфидному уменьшается, и продолжительность продувок увеличивается до 45—50 мин.

Наличие кварца в конвертере улучшает использование кислорода дутья (с. 000). Поэтому загружать кварц в конвертер нужно сразу после постановки его на дутье. Но на практике это не всегда возможно, поскольку в начале продувки температура в конвертере бывает недостаточно высокая для хорошего прохождения процессов шлакообразования и загрузка кварца еще больше ее снижает. Поэтому загрузку кварца начинают производить при достижении температуры в конвертере 1250—1300° С.

Поступаемый в цех кварц должен быть сухой для предотвращения хлопков и взрывов. Оптимальный размер зерен кварцевого флюса 5—20 мм. При таком размере кварц быстро расходуется по всей ванне конвертера. В то же время флюс с зернами такого размера не выдувается из агрегата во время подачи его на поверхность ванны работающего конвертера.

Расход воздуха на 20-т конвертере, перерабатываю-

щем никелевый штейн, обычно составляет 120—200 м³/мин. Избыточное давление воздуха равно 80—110 кПа (0,8—1,1 ат). Важным показателем процесса конвертирования является использование кислорода вдуваемого воздуха. По данным Х. К. Аветисяна, степень использования кислорода воздуха при конвертировании медных штейнов составляет 85—100%, причем чаще всего 94—100%. На горизонтальных конвертерах комбината «Южуралникель» были проведены многочисленные замеры состава отходящих газов. Подсчет коэффициента использования кислорода воздуха показал, что он равен в среднем 90%.

Пробы газа при продувке никелевого штейна отбирали до и после загрузки кварцевого флюса. Использование кислорода воздуха при конвертировании никелевых штейнов до загрузки флюса составляет 85%, после загрузки флюса 95%. Таким образом, наличие кремнезема в конвертере значительно влияет на использование кислорода дутья. В тех случаях, когда кварцевый флюс остается в конвертере от предыдущей операции или загружается с самого начала продувки, использование кислорода дутья высокое на протяжении всей операции (98—100%). Проведенные замеры также показали, что с обогащением штейна по никелю использование кислорода воздуха уменьшается. Причем это уменьшение идет неравномерно: при содержании железа в штейне до 10—15% использование кислорода дутья снижается плавно, а при дальнейшем снижении содержания железа использование кислорода дутья идет более резко. Приведенная зависимость говорит о том, что максимальный расход воздуха требуется в период набора. Таким образом, при определении расхода воздуха на конвертере следует учитывать не только возможность выбросов расплава из горловины, но и использование кислорода дутья.

Оптимальный расход воздуха для конкретного процесса в конвертере определенной емкости (имеющего определенные размеры) следует подбирать на основании замеров коэффициента использования кислорода вдуваемого воздуха и количества выбросов из горловины (например, по массе горловинной настылки) при различных расходах воздуха, разных уровнях расплава в конвертере и разных величинах слоя расплава над фурмами. Результаты подбора оптимального расхода воздуха по вы-

шеописанному методу для конвертера с длиной бочки 6200 мм и диаметром 2800 мм приведены в табл. 13. Согласно приведенным данным уменьшение толщины слоя расплава над фурмами менее 100 мм нежелательно из-за значительного ухудшения использования кислорода дутья. Оптимальным уровнем расплава в конвертере является 500—600 мм ниже центра бочки. При этом уровне расплава в конвертер можно подавать 250 м³/мин воздуха без заметных выбросов расплава через горловину.

Таблица 13. ИСПОЛЬЗОВАНИЕ КИСЛОРОДА ДУТЬЯ ПРИ КОНВЕРТИРОВАНИИ НИКЕЛЕВЫХ ШТЕЙНОВ В ЗАВИСИМОСТИ ОТ РАСХОДА ВОЗДУХА И СЛОЯ МАССЫ НАД ФУРМАМИ

Уровень массы в конвертере (ниже центра), мм	Слой массы над фурмами, мм	Использование O ₂ , %, при расходе воздуха, м ³ /мин				
		175	200	225	250	275
530	180	—	—	—	84,0*	93,0*
600	100	—	—	94,2	95,1	88,0*
780	80	—	85,0	85,0	82,5	78,5*
900	30	85,2	78,5	81,5	60,6	—

* Большие выбросы расплава через горловину.

Для практического проведения процесса конвертирования важно уметь регулировать температуру внутри конвертера. Так как первый период (выгорает металлическое железо штейна) четко не разграничен со вторым (выгорает сернистое железо) по причине залива свежего штейна в течение всего процесса набора, то температура в конвертере во время работы будет колебаться.

Во время чистки горловины, слива шлака, заливки штейна, загрузки флюса и холодных присадок температура в конвертере понижается тем сильнее, чем продолжительнее была остановка и чем больше холодных присадок введено в конвертер. С пуском дутья и переводом конвертера в рабочее положение начинается подъем температуры.

Снижение температуры расплава в конвертере во время его остановки составляет от 3 до 7° С/мин, а при од-

новременной загрузке холодных материалов 80—90° С/мин. Подъем температуры расплава во время дутья составляет от 1 до 7°С/мин:

При невнимательной работе легко «перегреть» конвертер, т. е. поднять температуру в нем слишком высоко. Или, наоборот, чрезмерно охладить конвертер, что сразу скажется отрицательно на технологических показателях процесса: производительности, потерях металла со шлаком, качестве файнштейна.

Среди металлургов нет единого мнения об оптимальной температуре конвертирования.

Сторонники умеренных температур (не выше 1200° С) мотивируют свою точку зрения увеличением стойкости футеровки. Сторонники более высоких температур доказывают их целесообразность возможностью получения лучших показателей конвертирования.

Нормальный ход процесса конвертирования требует, чтобы температура расплава в конвертере поддерживалась в пределах 1200—1300° С. Температуру в конвертере регулируют: 1) загрузкой холодных присадок; 2) изменением количества вдуваемого воздуха; 3) проведением холостых продувок.

Для снижения температуры применяют загрузку холодных присадок и снижение количества дутья. Количество холодных присадок, перерабатываемых конвертером, тем больше, чем беднее штейн, чем интенсивнее ход процесса (больше подается воздуха в единицу времени) и чем больше в самих холодных присадках металлов и сульфидов. В большие конвертеры вследствие меньших тепловых потерь можно загружать относительно больше холодных присадок, чем в конвертеры малых размеров. Количество холодных присадок, по данным практики различных заводов, составляет 50—200% от массы жидкого штейна.

При переработке холодных присадок очень важно следить, чтобы в конвертере не понизилась чрезмерно температура и не получился «стылый» ход процесса. К окончанию набора в конвертере должен быть создан запас тепла для того, чтобы в период подготовки к варке расплавить богатые обороты. Поэтому основное количество холодных присадок стараются переработать, когда штейн в конвертере еще сравнительно бедный.

На некоторых заводах не хватает холодных присадок

для снижения температуры в конвертере. В этом случае избыточную тепловую мощность конвертера можно использовать для расплавления и переработки в нем разных никельсодержащих материалов: например, никелевого агломерата, который подается в конвертер вместе с кварцем.

Для подъема температуры практикуют холостые продувки и усиленное фурмование, так как в результате удлинения интервала в проходке фурм на конце фурменных трубок нарастают настывы, которые уменьшают сечение трубок и, следовательно, количество вдуваемого воздуха.

Расчет потерь тепла через кожух и горловину показывает, что целесообразнее применять конвертеры большой емкости, так как доля этих потерь в общем расходе тепла у них ниже, чем у конвертеров малой емкости. Но при продувке высокометаллизированных никелевых штейнов, протекающей с большим избытком тепла, для поддержания температурного режима на нужном уровне недостаточно регулировать температуру в конвертере только холодными присадками, тем более, что количество их может быть ограниченным. В таких случаях для лучшего отвода избыточного тепла целесообразно конвертер большого размера заменить несколькими конвертерами меньшей емкости, у которых суммарные потери тепла через кожух и горловину больше.

Степень использования календарного времени работы конвертера под дутьем — основной показатель использования мощности конвертера. При конвертировании никелевых штейнов степень использования конвертеров под дутьем составляет 60—70% календарного времени, что объясняется большим количеством технологических простоев.

Технологические простои включают время, затраченное на следующие операции: слив шлака, загрузку «холодных» присадок, заливку горячего штейна, срыв и заправку горловины. Хотя эти простои полностью и нельзя устранить, их можно значительно сократить за счет применения передовых приемов. Например, при сливе шлака необходимо следить, чтобы струя была обязательно плоской. Для этого надо соответствующим образом направлять горловину глиной. Наклон конвертера для слива шлака надо производить плавно (включение контрол-

лера на короткое время — $\frac{1}{4}$ с), при сильном наклоне вместе со шлаком может пойти штейн. Первые порции шлака, когда в конвертере еще большой слой его, сливают большой струей и быстро. Последующие порции — замедленно и малой струей. Каждый последующий слив, как правило, более продолжителен, чем предыдущий.

Затраты времени на загрузку холодных присадок и заливку жидкого штейна можно сократить благодаря четко отработанным приемам работы машинистов кранов, сигналистов и конвертерщиков. Горловина конвертера должна быть в хорошем состоянии. Продолжительность удаления горловинной настывки зависит от своевременной и качественной ее заправки.

Особенность конвертирования никелевых штейнов — частые остановки для забора жидкого штейна, поскольку он выдается малыми порциями.

Кроме технологических простоев, есть организационные простои: отсутствие штейна, «холодных» присадок, ковшей и др. Эти простои зависят главным образом от работы кранового хозяйства.

Варка фанштейна

После набора достаточного количества штейна начинается продувка на фанштейн, которую называют варкой фанштейна. Часто практикуется варка в одном конвертере. Для этого богатые штейны с нескольких конвертеров сливают в один, в котором и доводят штейн до фанштейна. Но в этом случае штейн готовят к варке во всех конвертерах, что позволяет быстрее подготовить штейн, скорее освободить конвертеры для зарядки на следующую операцию и увеличить извлечение никеля в фанштейн из-за меньшего выхода богатых конвертерных шлаков.

Подготовка штейна в конвертерах к варке фанштейна заключается прежде всего в достаточном его обогащении. Обычно это обогащение проводят до красной ломковой или ложечной пробы, что соответствует содержанию в штейне 70—73% Ni и приблизительно 3% Fe. Кроме того, штейны должны быть очищены от кобальта (не более 0,5% Co).

Стадия варки фанштейна включает также перелив богатых штейнов в варочный конвертер, доводку их до

файнштейна, загрузку кварца, слив файнштейна в отстойник для очистки от железа, доводку файнштейна в изложницах.

Обогащение штейнов до красной пробы проводят холодными продувками с загрузкой богатых оборотов «горошкового» шлака из отстойника, песчаных изложниц и разливного ковша.

Очистку богатых штейнов от кобальта проводят с помощью дополнительных рафинировок. Для этой цели на богатый штейн заливают небольшое количество свежего штейна шахтных печей (0,5—1 т) или один ковш обедненного конвертерного шлака и приводят 10—15 мин продувку. При заливе в конвертер свежего штейна или обедненного конвертерного шлака в богатый штейн переходит железо: при заливе свежего штейна — за счет разубоживания богатого штейна; при заливе шлака — за счет уменьшения растворимости сернистого железа в конвертерном шлаке, вошедшем в контакт с богатым штейном.

В том и другом случае в подготавливаемом к варке штейне растет содержание железа и соответственно меняется цвет ломковой или ложечной пробы.

Добавка железа в богатый штейн позволяет при последующей продувке повысить температуру в конвертере и тем самым создать более благоприятные условия для окисления сульфида кобальта. Но главное, добавка железа в штейн позволяет при последующей продувке вместе с окислением железа окислить сульфид кобальта, замедлив одновременно окисление сульфида никеля.

После продувки, которую ведут до получения исходной пробы (перед рафинированием) и во время которой в конвертер загружают кварцевый флюс, сливают шлак и анализируют штейн на кобальт. Если кобальта в исходном штейне много, проводят несколько последовательных операций рафинирования.

Таблица 14. ПОКАЗАТЕЛИ ПО РАФИНИРОВАНИЮ

Содержание Со в штейне до рафинирования	Содержание Со в штейне после рафинирования	
	первого	второго
1,83	1,00	0,54
1,65	0,65	—
0,94	0,65	—
2,06	1,19	0,79
1,82	1,42	0,59
1,92	1,25	0,77

Содержание кобальта в богатом штейне перед рафинированием колеблется от 0,9 до 2%. В табл. 14 показано изменение его содержания в богатом штейне при проведении двух операций рафинирования.

На удаление кобальта из штейна при проведении рафинирования влияет ряд факторов, главные из них: степень обогащения штейна перед забором свежего штейна (обедненного шлака) и после продувки, температура в конвертере при проведении рафинирования, способ ввода железа в богатый штейн (со свежим штейном шахтных печей или из обедненного конвертерного шлака), количество богатого штейна в конвертере.

Необходимо иметь в виду, что уже шлак, сливаемый перед забором свежего штейна или конвертерного шлака на рафинирование, содержит значительное количество кобальта и, следовательно, существенно влияет на очистку штейна от кобальта.

Поэтому при обогащении штейна перед рафинированием необходимо помнить, что чем сильнее изменится проба за последнюю продувку перед забором свежего штейна (шлака), тем больше уйдет со шлаком от этой продувки кобальта. Так, штейн, содержащий 20—25% Fe, необходимо продувать сразу до содержания железа в нем 3—5%, исключив промежуточный слив шлака со штейна, содержащего 10—15% Fe. В обоих случаях (с промежуточным сливом шлака и без него) общее количество шлака будет одинаковым. Но без промежуточного слива со шлаком уйдет кобальта больше, так как весь шлак сливается после установления равновесия с богатым штейном. В случае с промежуточным сливом часть шлака сливается после контакта и установления равновесия с более бедным штейном (не 3%, а 15% Fe), при продувке которого нет еще усиленного перехода кобальта в шлак.

Поэтому конвертерщик должен набрать столько штейна в период набора, чтобы к концу продувки при обогащении штейна (с 20—25% до 3—5% Fe) его хватило для закрытия фурм. В противном случае воздух будет продувать шлак, произойдет передув (вспенивание) последнего, что приведет к преждевременному окончанию продувки (на штейне, содержанием 10—15% Fe).

При проведении последующих операций рафинирования (с забором в конвертер штейна шахтных печей или

обедненного конвертерного шлака) также следует к концу продувок иметь возможно более богатый штейн.

Процессы рафинирования штейном шахтных печей и обедненным конвертерным шлаком имеют некоторые различия. При рафинировании штейном в конвертер вводится 300—600 кг железа, которое при последующей продувке образует 600—1200 кг шлака. При рафинировании шлаком в штейн переходит 200—250 кг железа, количество конечного шлака в этом случае значительно больше: 400—500 кг шлака, образовавшегося от выжигания введенного железа, плюс ковш (5 т), залитого для рафинирования конвертерного шлака и минус 240—280 кг сернистого железа, перешедшего в штейн.

Получается, что при рафинировании шлаком продувку делать нужно короче (меньшее количество железа требуется выжечь), а конечного шлака, сливаемого с богатого штейна, получается значительно больше. Это, естественно, приводит к большему переходу кобальта из штейна в шлак, т.е. рафинирование шлаком очищает богатый штейн от кобальта быстрее и лучше.

Операции перелива штейнов с нескольких конвертеров в один для варки фاینштейна должна предшествовать одновременная подготовка штейнов по содержанию никеля и кобальта. При разной степени готовности затягивается варка фاینштейна или увеличиваются простои конвертеров, в которых штейн не подготовлен во-время.

Большое значение имеет подготовка переливного ковша. Переливной ковш ошлаковывают обязательно печным шлаком (имеющим более высокую температуру плавления, чем конвертерный), толщина корки должна быть не менее 200 мм на боковых стенках, не менее 300 мм на донной части. Нужную толщину корки получают при определенной выдержке ковша с печным шлаком.

После перелива богатых штейнов в варочный конвертер производят окончательную доводку. Для этого очищают (если это требуется) общий штейн со всех конвертеров от кобальта дополнительной рафинировкой. Слив шлака производят тонкой струей, чтобы как можно меньше оставить его в конвертере. Затем конвертер ставят на дутье и дают кварц в таком количестве, чтобы оставшийся шлак стал густым и при наклоне конвертера фاینштейн, вытекая из-под него, сливался в ковш, а сам

шлак оставался в конвертере. После сворачивания шлака продолжают продувку расплава до тех пор, пока проба на фурмовке, постепенно изменяя цвет, не перейдет от синего через красный, оранжевый до светло-желтого (соломенного). Устойчивый светло-желтый цвет на фурмовке (2—3 пробы) показывает готовность файнштейна по содержанию железа. После этого файнштейн сливают в разливной ковш.

После последней очистки общего (слитого в один со всех конвертеров) штейна от кобальта перед варкой важно как можно меньше оставить шлака в конвертере. Необходимо помнить, что хотя рафинирование шлаком осуществляет очистку от кобальта быстрее и глубже, при таком рафинировании шлака в конвертере остается больше.

Поэтому очистку штейна от кобальта перед варкой лучше производить штейном. Конвертер при этом меньше «заматывается», т. е. в нем меньше остается на стенках свернутого шлака, который содержит кобальт и может быть причиной выдачи бракованного по содержанию кобальта файнштейна.

Готовый файнштейн, сливаемый из конвертера, обычно содержит 0,8—1,0% Fe. Многочисленные попытки получить файнштейн с меньшим содержанием железа за счет удлинения заключительной продувки положительных результатов не дали, так как при указанной концентрации железа в файнштейне упругость диссоциации его окислов уравнивается с упругостью диссоциации закиси никеля и окисление железа перестает носить избирательный характер.

Исследования показали, что в файнштейне, сливаемом из конвертера, имеется запас кислорода, достаточный для обеспечения требуемой степени очистки файнштейна от железа для получения никеля марки НЗ. Но для более полного выделения из файнштейна окислов железа продолжительность нахождения его в жидком состоянии должна быть продлена по сравнению с практикой охлаждения файнштейна в песчаных изложницах.

Поэтому файнштейн, сливаемый с конвертера, заливают в отстойник. Отстойник представляет собой открытый неотпливаемый металлический короб, футерованный внутри шамотным кирпичом. В отстойнике файнштейн медленно охлаждается с температуры

1250—1300° С до 900° С (что на 100° С) выше температуры затвердевания сульфидной составляющей фэйнштейна. При толщине слоя фэйнштейна в отстойнике 0,6—0,7 м продолжительность охлаждения составляет 1 ч.

Охлажденный фэйнштейн через графитовую летку, расположенную в передней стенке отстойника на уровне лещади, выпускают в песочные изложницы, где застывает. Основная часть окислов железа всплывает в отстойнике наверх, где вместе с «горошковым» шлаком, попавшим из конвертера, образует твердую корку. Наряду с этим в нижней части отстойника выкристаллизовывается металлическая составляющая фэйнштейна, богатая железом. Она также остается в отстойнике при выпуске фэйнштейна через летку в песчаные изложницы.

С поверхности фэйнштейна, выпущенного в песчаные изложницы, дополнительно сгребается пленка окислов. Указанный способ очистки позволяет получать фэйнштейн с содержанием 0,2% Fe.

ПРАКТИКА ПРОЦЕССА ОБЕДНЕНИЯ КОНВЕРТЕРНЫХ ШЛАКОВ

Обеднение конвертерных шлаков методом перемешивания жидких фаз в конвертерах

Каждая операция обеднения конвертерных шлаков этим методом включает три последовательные стадии в отдельных конвертерах: собственно обеднение жидких шлаков, рафинирование (передув) конечных штейнов конвертеров обеднения с получением вторичных обогащенных кобальтом шлаков и обеднение обогащенных кобальтом шлаком с получением кобальтового штейна.

Операция обеднения жидкого конвертерного шлака начинается с зарядки конвертеров обеднения металлизированным штейном шахтных печей (в количестве примерно 25—30% от объема ванны конвертера) с возможно малым количеством увлеченного шлака шахтных печей. При наличии в штейне шлака рекомендуется после заливки его в конвертер проводить продувку (2—3 мин) штейна воздухом для некоторого разогрева ванны и последующего слива отделившегося шлака.

Конвертер обеднения обогревается с помощью мазутной форсунки или газовой горелки.

В «заряженный» конвертер заливают один ковш конвертерного шлака с конвертера набора (5—7 т). Затем расплавы перемешивают воздухом при постановке конвертера на дутье в течение 1 мин. При толщине шлакового слоя не более 0,5 м этого достаточно для достижения состояния, близкого к равновесному.

При продолжающемся подогреве ванны шлак отстаивается в течение 5—10 мин, после чего его тонкой широкой струей сливают из конвертера в ковш при постоянном контроле (проба на ломик). Процесс осуществляется без применения флюса. В начальной стадии процесса, когда в обработку идут бедные шлаки набора, штейн обогащается кобальтом весьма медленно. Это дает возможность основное количество шлаков обрабатывать бедным штейном, добиваясь получения бедных отвальных шлаков. При обеднении конвертерных шлаков первых сливов операции продувки никелевых штейнов, содержащих обычно 0,8—1,5% Ni и 0,1—0,2% Co, получают отвальные шлаки с содержанием около 0,13—0,15% Ni и 0,05—0,06% Co. При обеднении последующих порций шлака, заливаемых в конвертер обеднения вместо слитого отвального шлака, происходит постепенное обогащение остающегося в конвертере штейна кобальтом, что вызывает и повышение содержания этого металла в обработанных шлаках. Шлаки в конце концов становятся уже не отвальными, а оборотными. Отвальные по содержанию никеля и кобальта шлака обычно получают, когда их сливают со штейна, содержащего не более 1,3% Co. Шлаки, слитые со штейна, содержащего более 1,3% Co, как правило, являются оборотными и направляются на вторичное обеднение в специально для этой цели выделенный конвертер. Оборотные шлаки, не прошедшие вторичного обеднения до отвальных, транспортируют в шлаковозах на шлаковый двор для дробления, а затем направляют на плавку в шахтные печи.

В штейне конвертера вторичного обеднения оборотных шлаков содержание кобальта, как правило, не поднимается выше 1,3%, поэтому его можно направлять в конвертер набора или в рафинировочный конвертер в зависимости от содержания кобальта. Конечный штейн конвертера обеднения содержит 1,5—3,0% Co, что соответственно увеличивает содержание кобальта в шлаках до 0,18%.

Количество кобальта, улавливаемое в конвертерах обеднения, зависит от режима работы конвертеров набора. В конвертерах набора стремятся получать к концу продувки более богатые штейны (ломковая проба к концу продувки черная). Этот режим имеет ряд существенных преимуществ. Конвертер меньше переполняется, так как за одно и то же время продувки образуется меньше шлака; кварц усваивается лучше, поскольку дается меньшими дозами. Конвертеры обеднения шлаков лучше работают на более бедном штейне (не ниже 20% Fe).

Продолжительность операций обеднения конвертерных шлаков до получения конечного штейна, содержащего 1,5—3,0% Со, составляет 8 ч. За это время на дне ванны конвертера выделяется некоторое количество ферроникеля. Для размыва отложений ферроникеля и его перевода в сульфидный расплав производят кратковременную продувку расплава воздухом. То же самое осуществляют и при вторичном обеднении оборотных конвертерных шлаков.

В каждом конвертере обеднения обрабатывается 8—12 ковшей шлака. Необходимо следить, чтобы соотношение весовых количеств штейна и шлака при обработке не опускалось ниже единицы. Невыполнение этого требования приводит к чрезмерному обогащению штейна конвертера обеднения и получению повышенного количества оборотных шлаков, а в конечном итоге — к увеличению потерь кобальта с отвальными шлаками.

На практике замечено значительное уменьшение количества штейна конвертера обеднения при обработке в нем шлаков с конвертеров набора и варки файнштейна.

Если переход никеля и кобальта из шлака в штейн происходит в результате обменных реакций силикатов никеля и кобальта с железом штейна, то это не ведет к изменению количества штейна в конвертере обеднения. Реакция разрушения магнетита имеет небольшое значение, особенно для конвертеров обеднения шлаков с набора и варки.

Содержание никеля в штейне конвертера обеднения увеличивается к концу операции (табл. 15) примерно в два раза, содержание железа уменьшается незначи-

тельно, а содержание серы остается почти постоянным в течение всей операции.

Замеры изменения количества штейна конвертеров обеднения по ходу операции показывают, что при обеднении первых шлаков с конвертеров набора и варки количество штейна в конвертере обеднения увеличивается. При обеднении последующих шлаков количество штейна в конвертерах обеднения убывает, убыль штейна в конвертере обеднения растет при обеднении шлаков, сливаемых все с более богатого штейна конвертера набора и варки. Аналогичная картина наблюдается со штейном конвертера получения кобальтовой массы (обогащенной массы) при промывке богатых кобальтовых шлаков с конвертера рафинирования.

Таблица 15. ИЗМЕНЕНИЕ СОСТАВА ШТЕЙНА КОНВЕРТЕРА ОБЕДНЕНИЯ ПО МЕРЕ ОБЕДНЕНИЯ ШЛАКОВ С КОНВЕРТЕРОВ НАБОРА

Штейн	Содержание, %			
	Ni	Fe	Fe _{мет}	S
Исходный	13,8	58,8	17,6	21,1
После обеднения шлака:				
1-го слива	15,0	57,9	17,6	21,7
2-го »	14,4	57,0	14,0	21,9
3-го »	16,0	56,9	15,7	21,6
4-го »	14,2	55,0	12,5	19,9
5-го »	17,4	54,7	15,2	21,7
6-го »	17,9	54,4	15,7	20,8
7-го »	19,6	54,4	17,0	22,0
8-го »	21,0	53,8	17,3	21,6
9-го »	21,7	52,1	15,7	21,5
10-го »	24,6	48,8	15,2	21,3

Для практических расчетов целесообразно установить зависимость изменения количества штейна в конвертере обеднения при обработке в нем 1 т шлака, получаемого от продувки штейна с разным содержанием железа от исходного состояния до фанштейна. Поэтому была рассчитана убыль штейна конвертера обеднения (при получении кобальтового штейна) на каждую тонну шлака с конвертера набора и варки, рафинирования при продувке штейна с разным содержанием железа до фанштейна.

Уменьшение количества штейна конвертера обеднения (получения кобальтового штейна) в зависимости от состава исходного штейна, конвертируемого до файнштейна, показано на рис. 39.

Методы математической статистики позволяют найти аналитическое выражение указанной зависимости:

$$y = 386 - 5,9x, \quad (55)$$

где y — убыль штейна конвертера обеднения при обработке в нем 1 т шлака, полученного при продувке первоначального штейна, содержащего $x\%$ железа, до файнштейна.

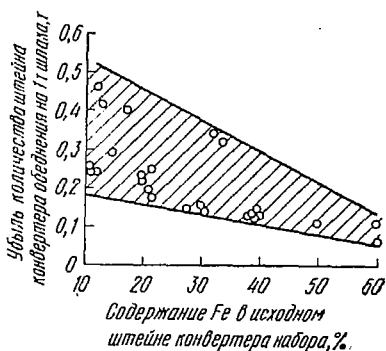


Рис. 39. Зависимость убыли массы штейна конвертера обеднения от содержания железа в исходном штейне конвертера набора, варки, рафинирования

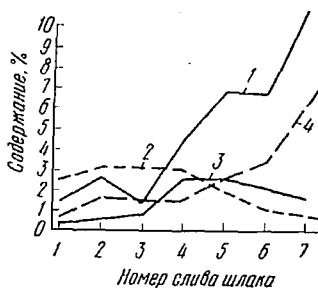


Рис. 40. Изменение содержания компонентов штейна и шлака рафинировочного конвертера по ходу операции:

1 — Ni в штейне; 2 — Co в штейне; 3 — Co в шлаке; 4 — Ni в шлаке

Для нормального ведения процесса обеднения шлаков (поддержания определенного, обычно 2 : 1, весового соотношения штейн — шлак) в конвертеры обеднения (получения кобальтовой массы) добавляют штейн шахтных печей. При этом необходимо поддерживать достаточное количество штейна именно по ходу процесса, а не разубоживать штейн в конце, после обработки всех или почти всех шлаков. Контролировать количество штейна в конвертерах обеднения можно по уровню расплава в нем после слива шлака, что делается с помощью вертикальной линейки с делениями, устанавливаемой у передней части конвертера.

Приведенная формула (55) позволяет рассчитать процесс обеднения конвертерного шлака методом перемешивания жидких фаз. Зная из металлургического расчета процесса конвертирования штейна количество конвертерного шлака, можно определить общую убыль штейна конвертера обеднения с помощью приведенной формулы.

Если известно извлечение металлов и изменение количества штейна в процессе обеднения шлаков, можно определить содержание никеля и кобальта в конечном штейне конвертера обеднения (получения кобальтовой массы) при известном количестве исходного штейна, залитого в конвертер. Или наоборот, задаваясь содержанием кобальта в конечном штейне, можно рассчитать количество исходного штейна, потребного для процесса обеднения при заданном количестве конвертерного шлака.

Конечный штейн конвертеров обеднения заливают в конвертер рафинирования, где ведут обычный процесс конвертирования, т. е. продувку штейна воздухом в присутствии кварцевого флюса. Отличительная черта процесса — более высокое содержание кобальта (2—3%) в исходном штейне по сравнению со штейном шахтных печей (0,6—0,9%). В рафинировочном конвертере происходит основное разделение кобальта и никеля. Наблюдения показывают (рис. 40), что содержание кобальта в шлаках по сливам сначала постепенно повышается, достигает у четвертого — пятого слива максимума, а после пятого — шестого слива понижается. В максимальной точке содержание кобальта в шлаке достигает 3% (см. рис. 40). Содержание никеля в шлаке в начале операции невелико (~1%). Интенсивное его шлакование начинается после уменьшения содержания железа в штейне до 10% и ниже. К концу процесса содержание никеля в шлаках возрастает до 5—8%. Отношение никеля к кобальту в рафинировочных шлаках сначала несколько снижается, оставаясь наиболее низким при проведении рафинирования для очистки штейна от кобальта таким же методом (добавкой штейна или шлака), что и на конвертерах набора. При продувке штейна конвертера рафинирования после проведения рафинирования отношение никеля к кобальту в шлаках резко возрастает. Приведенные данные говорят о том, что для

хорошего разделения никеля и кобальта в конвертере рафинирования желательнее концентрировать переводимый в шлак кобальт в возможно меньшем числе сливов ($\sim 5-10\%$ Ni).

Конвертерные шлаки, образующиеся при продувке конечного штейна конвертеров обеднения, т. е. шлаки с рафинировочного конвертера, поступают в конвертер получения кобальтовой массы (обогащенной по кобальту массы), которая должна содержать не менее 4% Со и иметь определенное отношение никеля к кобальту (обычно 7:1). Процесс проводится также в отапливаемом конвертере. Заряжается он бедным по никелю штейном ($\sim 5-10\%$ Ni).

При обеднении богатых по кобальту рафинировочных шлаков нельзя получить отвальные шлаки. Поэтому все шлаки с этого конвертера направляются в конвертеры обеднения.

От отношения никеля к кобальту в конечном кобальтовом штейне зависит работа последующих переделов. На это отношение, кроме описанного режима ведения рафинировочного процесса, влияет еще целый ряд факторов, главным из которых является содержание никеля и кобальта в рядовом штейне шахтных печей и в бедном штейне, который применяется для зарядки конвертера получения кобальтовой массы. С помощью метода математической статистики было изучено совместное влияние всех этих факторов. Полученное уравнение, позволяющее оценить влияние этих факторов, приведено ниже

$$x_1 = 8,24 - 17,1 x_2 + 0,55 x_3 + 0,21 x_4 - 2,6 x_5, \quad (56)$$

где x_1 — отношение никеля к кобальту в кобальтовом штейне;

x_2 — содержание кобальта в рядовом штейне шахтных печей, %;

x_3 — содержание никеля в рядовом штейне, %;

x_4 — содержание никеля в бедном штейне, %;

x_5 — содержание кобальта в бедном штейне, %.

Влияние x_2, x_3, x_4, x_5 на x_1 можно объяснить следующим образом.

С увеличением содержания кобальта в рядовом штейне x_2 отношение никеля к кобальту в конечном кобальтовом штейне x_1 уменьшается. Чем больше кобаль-

та в сырье процесса конвертирования, тем больше его в конвертерном шлаке, так как в файнштейне всегда вполне определенное содержание кобальта, оговоренное техническими условиями на него. Чем больше кобальта в конвертерном шлаке, т. е. в сырье для получения кобальтового штейна, тем больше его в конечном продукте.

С увеличением содержания никеля в рядовом штейне x_3 снижается количество конвертерных шлаков, а следовательно, конечные штейны конвертеров обеднения содержат больше железа, так как оно меньше расходуется при уменьшенном количестве обедняемых конвертерных шлаков. В результате при осуществлении процесса рафинирования (передува штейнов конвертеров первичного обеднения) получается большее количество рафинировочных шлаков, а с ними и большее количество никеля.

Увеличение отношения никеля к кобальту в конечном кобальтовом штейне x_1 с увеличением содержания никеля в бедном штейне x_4 объясняется тем, что на одно и то же количество кобальта, переходящего в кобальтовый штейн из рафинировочных шлаков, приходится повышенное количество никеля.

С увеличением содержания кобальта в бедном штейне x_5 отношение никеля к кобальту в конечном кобальтовом штейне x_1 растет. Это объясняется сильной взаимной зависимостью содержания никеля и кобальта в бедном штейне. Причем влияние концентрации никеля в бедном штейне больше, чем кобальта.

Оценивая эти факторы на основании приведенной формулы, можно сказать, что наибольшее влияние оказывает содержание кобальта в рядовом штейне (коэффициент равен 17,1).

Недостатком описанной схемы извлечения никеля и кобальта из конвертерных шлаков будет многостадийность: требуется много используемых в работе конвертеров; необходимо большое количество переливов расплава из конвертера в конвертер, для чего нужно много ковшей, требуется напряженная работа кранов. На обеднении конвертерных шлаков с набора и варки работают обычно два конвертера, один конвертер задалживается на передув штейна конвертеров обеднения, один на получение кобальтовой массы и один на вторичное обедне-

ние оборотных конвертерных шлаков. Таким образом, в конвертерном отделении в дополнение к конвертерам основного процесса конвертирования штейнов нужно иметь еще 4—5 конвертеров для осуществления процесса обеднения и связанных с ним дополнительных операций.

Основные направления дальнейшего усовершенствования схемы приведены ниже: 1) завершение переработки конвертерных шлаков получением анодов; 2) переработка в конвертерах вторичного обеднения всех оборотных конвертерных шлаков; 3) применение для обеднения извлекающей фазы, не содержащей кобальт, что позволяет получить еще более бедные отвальные шлаки и ликвидировать передув штейна (конечного) конвертеров обеднения.

Обеднение конвертерных шлаков в электропечах

Жидкий конвертерный шлак, заливаемый в электропечь, обычно содержит 0,7—1,0% Ni и 0,2—0,4% Co. Часть конвертерного шлака загружают в печь в холодном состоянии после соответствующего дробления. В отдельных случаях в печь добавляют в холодном состоянии богатый конвертерный шлак последних сливов, содержащий до 1% Co. В виде холодных добавок в печь вводят также некоторое количество вторичных металлоотходов с повышенным содержанием кобальта.

Жидкий конвертерный шлак заливают в печь в количестве 10—15 т, затем на его поверхность равномерно загружают восстановитель и сульфидизатор. В качестве восстановителя применяют отсеянный кокс крупностью 30—50 мм, в качестве сульфидизатора—пирит или колчедан. Перед загрузкой в печь колчедан дробят до крупности 30—50 мм. Обеднение конвертерного шлака в электропечах проводится без добавки флюса, содержащего кремнезем.

При нормальной работе печи глубина шлаковой ванны составляет 1100—1300 мм, глубина штейновой ванны 350—400 мм. С поверхности ванна шлака закрыта слоем твердых материалов (сульфидизатора и восстановителя) толщиной 100—150 мм.

Показатели процесса обеднения в значительной степени зависят от температуры шлака в печи. Согласно

практическим результатам оптимальной температурой шлаков в печи следует считать 1220—1280° С, с повышением температуры выше этих пределов извлечение кобальта в штейн ухудшается.

Одной из причин низкого извлечения кобальта в штейн электропечи следует считать большое непостоянство состава конвертерного шлака, поступающего на обеднение, по содержанию извлекаемых металлов. Поэтому перед обеднением шлаков в электропечах целесообразно провести их усреднение в каком-либо отапливаемом агрегате.

Устранение недостатков того и другого способа обеднения конвертерных шлаков (в электропечах и отапливаемых конвертерах) возможно при применении комбинированных схем обеднения шлаков с применением конвертеров и электропечей.

На рис. 41 приводится комбинированная схема обеднения конвертерных шлаков, используемая Уфалейским никелевым комбинатом.

По мере слива с конвертеров шлак заливают в электропечь-отстойник, где происходит отстаивание королек штейна, попавших в шлак, и частичное восстановление и сульфидирование ошлакованного никеля и кобальта. В электропечь-отстойник непрерывно загружают восстановитель (коквик) и сульфидизатор (колчедан). Количество загружаемого сульфидизатора составляет 8—10% от массы шлака, восстановителя 0,8—1,2%. Температура в электропечи-отстойнике поддерживается в пределах 1280—1310° С.

Выпуск шлака из этой печи производится по мере надобности, его направляют на дальнейшую переработку в конвертер обеднения и электропечи получения отвалных шлаков.

Оборотный штейн из электропечи—отстойника выпускают два раза в сутки и отправляют в переработку в горячем виде в конвертеры набора и варки файнштейна.

Отношение массы штейна к массе шлака при проведении обеднения шлака в конвертере должно быть не менее 1:1. На одну операцию в конвертер заливают один ковш шлака из электропечи-отстойника. Перемешивание штейна и шлака в конвертере производится продувкой воздухом в течение 20—30 с. После продувки производится отстаивание шлака в течение 10—15 мин

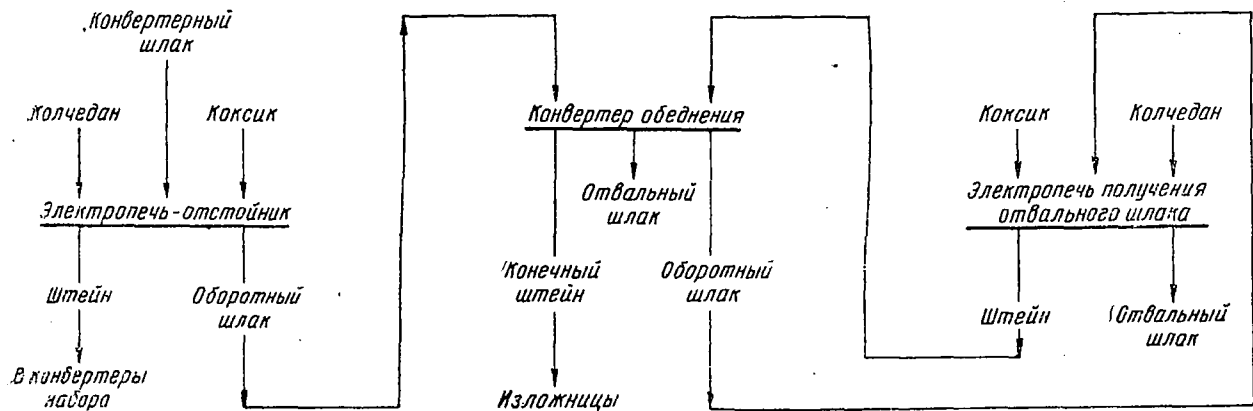


Рис. 41. Комбинированная схема обеднения конвертерного шлака

при включенной форсунке, затем шлак сливают широкой тонкой струей.

Первые два слива шлака после зарядки конвертера будут отвальными, остальной шлак—оборотный, который заливают в электропечи получения бедных штейнов. Шлаки при этом обедняются и их направляют в отвал.

Общее количество ковшей шлака, перерабатываемых за одну операцию в конвертере обеднения, определяется содержанием кобальта в конечном штейне, которое должно быть в пределах 1,2—1,8%.

Готовый штейн разливают по изложницам. Температура шлаков в конвертере поддерживается в пределах 1220—1250° С.

В электропечи получения отвальных шлаков непрерывно подгружают восстановитель (1,8—2% от массы шлака) и сульфидизатор (8—10% от массы шлака). В одну электропечь за операцию заливают 4—5 ковшей оборотного шлака из конвертера обеднения.

Время выдержки шлака в электропечи 1,5—2 ч. Затем производится выпуск отвального шлака. Одновременный выпуск отвального шлака и заливка в печь оборотного шлака категорически запрещается для уменьшения потерь никеля и кобальта.

Интервал между заливкой последнего ковша и началом выпуска отвального шлака должен быть не менее 1,5 ч.

Выпуск штейна из электропечи получения отвальных шлаков производится два раза в сутки в количестве 1,5—2 ковшей. Этот штейн идет на зарядку конвертера обеднения.

КОНТРОЛЬ РАБОТЫ КОНВЕРТЕРОВ

Основным фактором, определяющим производительность конвертера, служит количество воздуха, поданного в него в единицу времени. Хотя один кубометр воздуха содержит разные весовые количества кислорода в зависимости от температуры и использование кислорода дутья на разных этапах процесса разное, все-таки учет количества воздуха, поданного в единицу времени в конвертер, дает достаточное представление о работе агрегата.

Поэтому основным контрольно-измерительным прибором, необходимым для организации нормального контроля работы конвертера, является расходомер с самопишущим прибором. По показаниям расходомера можно не только определить режим работы конвертера в отдельные часы, но и весьма точно подсчитать коэффициент использования конвертера на дутье.

Давление воздуха, измеряемое манометром, также определяет нормальную работу конвертера. При сильном нарастании настывлей на концах фурм количество воздуха, попадаемого в конвертер, значительно уменьшается, а давление воздуха увеличивается. В этот момент следует прочистить фурмы («профурмовать») и давление снова упадет до нормы. При чрезмерно низком избыточном давлении воздуха [ниже 50 кПа (0,5 ат)] прочищать фурмы опасно, так как расплав может выбросить через фурмы.

Количество расплава внутри конвертера и толщина слоя расплава над фурмами определяются с помощью двух вертикальных линеек, установленных с торца конвертера.

Температура в конвертере сильно влияет на показатели технологического процесса и на срок службы футеровки. Замер температуры в конвертере осуществляют с помощью стационарных и переносных оптических пирометров (ОПИР-09). Первые устанавливают в напыльнике и направляют на горловину конвертера.

Конвертеры, работающие на обеднении шлаков и снабженные газовой горелкой, имеют манометры на газопроводе и воздухопроводе у горелки, а также тягометр, измеряющий разрежение в напыльнике, которое должно быть не менее 10—20 Па (1—2 мм вод ст.).

На конвертерах, снабженных водоохлаждаемыми напыльниками, предусматривается замер температуры воды в напыльниках.

Автоматика на конвертерах устанавливается для их аварийного поворота при останове воздуходувок (электрический импульс) или при снижении давления воздуха ниже заданного.

Кроме того, как уже упоминалось, предусматривается автоматическое закрытие шибера (заслонки) на газопроводе конвертера при выводе его из-под дутья.

Результаты исследований по использованию кислоро-

да дутья по ходу процесса говорят о том, что целесообразно разработать автоматическое регулирование расхода воздуха в зависимости от использования кислорода дутья, т. е. от содержания в отходящих газах кислорода.

При проведении процесса конвертирования предусматривается контроль процесса с помощью химического анализа проб штейна и шлака. В течение процесса набора и варки фанштейна контролируется содержание кобальта в штейне. Содержание кобальта в штейне конвертеров обеднения шлаков и в конвертере получения кобальтового штейна контролируют с помощью химического анализа в течение всей операции.

Содержание кобальта в штейне конвертеров обеднения шлаков помогает классифицировать конечные шлаки на отвальные или оборотные. До содержания 1,3% Со в штейне конвертеров обеднения получаемые шлаки считаются отвальными, при содержании более 1,3% Со шлаки получаются оборотными.

Химический анализ проб штейна конвертера получения кобальтового штейна позволяет получать кондиционный продукт (не менее 4% Со).

Кроме того, производится химический анализ: сменной пробы штейна (бедного и рядового) на никель и кобальт; сменной пробы отвального и оборотного шлака на никель, кобальт; сменной пробы конвертерного шлака на кремнезем; пооперационной пробы фанштейна на кобальт, железо, медь; пооперационной пробы кобальтового штейна на никель, кобальт, железо.

ОЧИСТКА ГАЗОВ НИКЕЛЕВЫХ КОНВЕРТЕРОВ

Газы направляются из напыльников конвертеров через газоходы в пылевые камеры и электрофильтры для очистки. На практике применяются как общие газоходы для нескольких конвертеров, так и отдельные газоходы для каждого конвертера.

Газоходы, как правило, оборудуют заслонками или задвижками, позволяющими отсоединять неработающий конвертер от пылевой камеры при выводе его из-под дутья. Это уменьшает подсосы воздуха в пылевую камеру через газоход и напыльник неработающего конвертера.

Выделение пыли из газов в пылевых камерах основано на действии силы тяжести. Обычно применяются

камеры прямоугольной формы с поперечным сечением, в несколько раз превышающим сечение подводящих газопроводов. Пылеулавливание в таких камерах эффективно, если их размеры обеспечивают достаточное время пребывания в них газа, чтобы содержащиеся в нем частицы пыли успели пройти вертикальное расстояние, равное высоте камеры.

Если скорость газов в газопроводах обычно не превышает 7 м/с, то скорость газов в пылевой камере должна быть не выше 1 м/с. На ЮУНКе применяются пылевые камеры следующих размеров: высота 9500 мм; длина 21600 мм; ширина 10000 мм.

Коэффициент полезного действия пылевых камер при очистке конвертерных газов от пыли составляет 70—80%.

Более совершенным аппаратом для очистки конвертерных газов от пыли является электрофильтр. Всякий электрофильтр состоит из двух частей: из осадительной камеры, через которую пропускается газ, подлежащий очистке от пыли, и из высоковольтной аппаратуры, преобразующей обычный трехфазный ток в постоянный пульсирующий ток высокого напряжения (до 90000 В), который подается на коронирующие электроды.

Принцип действия электрофильтра основан на способности частичек пыли, проходящих через электрическое поле, создаваемое коронирующим электродом и содержащее свободные электроны, заряжаться и притягиваться к другому электроду.

Электрофильтры бывают двух видов: пластинчатые и трубчатые. Пластинчатый электрофильтр представляет собой камеру, в которой установлены электроды-пластины из волнистой стали (при работе на газах с низкой температурой), или натянутые на раму сетки, или прутки диаметром 6—8 мм с осевым расстоянием 20—30 мм.

На середине расстояния между этими электродами подвешиваются коронирующие электроды.

В зависимости от того, как движется поступающий на очистку газ в электрофильтре (горизонтально или вертикально), различают вертикальные и горизонтальные электрофильтры.

Трубчатый электрофильтр представляет собой группу вертикально установленных труб (круглых или шестигранных), в центре которых подвешены электроды. Газ,

подлежащий очистке от пыли, пропускают через эти трубы. Трубы изготавливают из железа, нержавеющей стали и иногда из чугуна диаметром 10—30 см, длиной от 2 до 4 м и толщиной стенки 3—6 мм.

Коронирующие электроды представляют собой нихромовые проволоки диаметром 1—2 мм. Температура газов, направляемых на очистку в электрофильтры, может достигать 400—450° С.

На Уфалейском никелевом комбинате газы от конвертеров и электропечей, поступают в электрофильтр ГП-40×3. Электрофильтр горизонтальный, четырехсекционный, с тремя последовательными электрическими полями в каждой секции и с прутковыми осадительными электродами. Коронирующие электроды выполнены из нихромовой проволоки диаметром 2 мм.

Активное сечение электрофильтра 40 м²×2. Пропускная способность электрофильтра при скорости газа 0,6—0,8 м/с составляет 115200 м³/ч.

Разрежение на входе в электрофильтр 600—700 Па (60—70 мм вод. ст.). Температура газов 220—300° С, на выходе из электрофильтра разрежение 1200—1500 Па (120—150 мм вод. ст.), температура газов 120—150° С.

Запыленность газов, поступающих в электрофильтр, до 10,0 г/м³, а газов, выходящих из электрофильтра, 0,2 г/м³. При скорости газов в электрофильтре 0,6—0,8 м/с время пребывания газов в них 9—12 с.

Поскольку в газах присутствуют SO₂ и SO₃, при температуре 170—180° С происходит конденсация паров серной кислоты, поэтому нельзя допускать снижения температуры на входе в электрофильтр ниже 180° С.

Электрофильтр питается постоянным током от шести агрегатов типа АРС-400, которые работают по однопериодной схеме выпрямления. Напряжение на первичной обмотке трансформатора 0,4 кВ, сила тока 70 А. Напряжение, подаваемое на коронирующие электроды, 80 кВ, сила тока 400 мА.

Стряхивание пыли с осадительных и коронирующих электродов и газораспределительных решеток производится автоматически от электропривода через 2 ч в течение 10—15 мин. Встряхивание осадительных и коронирующих электродов при работе четырех секций производится с закрытием дросселей на выходе газа в электрофильтр и при снятии напряжения с полей.

При запыленности газов на входе в электрофильгр 10 г/м^3 и скорости газов $0,8 \text{ м/с}$ к. п. д. электрофильтра равен $93,6\%$.

Для удаления газообразных продуктов после электрофильтра установлено 5 дымососов типа Д—18. Все дымососы находятся в дымососной на нулевой отметке. Производительность каждого дымососа $86000 \text{ м}^3/\text{ч}$ с напором до 2 кПа (200 мм вод. ст.).

Привод дымососов осуществляется электродвигателями типа «Дазо» с короткозамкнутым ротором, с номинальной мощностью 250 кВт , число оборотов 740 об/мин .

Контроль работы электрофильтра осуществляется периодически пылегазовой лабораторией опытного цеха путем замера запыленности газов на входе и выходе из электрофильтра. Пыль с 1-го и 2-го поля поступает на переработку в конвертер, пыль 3-го поля — на склад руды.

НЕПОЛАДКИ В КОНВЕРТЕРНОМ ПЕРЕДЕЛЕ

При конвертировании никелевого штейна может возникнуть ряд неполадок, требующих от конвертерщиков четких действий. К этим неполадкам относятся прежде всего следующие пять:

1. *Внезапное прекращение дутья.* Аварийный останов конвертерных воздуходувок и прекращение подачи воздуха в конвертер в тот момент, когда он стоит в рабочем положении и фурмы погружены в расплав. Для предотвращения залива фурм предусмотрен, как уже упоминалось, аварийный поворот конвертера. Однако по тем или иным причинам аварийный поворот может не сработать.

Поэтому конвертерщик постоянно должен следить за поступлением воздуха в конвертер и в случае прекращения его подачи быстро повернуть конвертер в нерабочее положение.

Если все-таки фурмы конвертера оказались залитыми, производят их бурение. Конвертер ставят в нерабочее положение так, чтобы шарики клапанов спрятались в гнезда и бур свободно проходил через клапан к залитой фурменной трубке. Если трубка залита шлаком, то ее пробуривают стальным буром. Если же она залита штейном, можно применить прожигание канала кислородом. И в том, и в другом случае приведение фурм в рабочее

состояние возможно, если не залиты шариковые клапаны.

2. *Прогар конвертера.* Чаще всего прогар футеровки и кожуха происходит около фурменных трубок. В этом случае необходимо конвертер вывести в нерабочее положение, выкрутить фурменную трубку из конуса воздушного коллектора, вместо нее закрутить пробку, а отверстию в кожухе и футеровке заложить подогнанным куском хромагнетитового кирпича и замазать огнеупорной глиной.

Также заделывают прогар кожуха и футеровки сзади горловины конвертера (в месте примыкания фурменной стенки к горловине). Прогар в этом месте чаще всего бывает при работе переполненного расплавом конвертера (уровень расплава выше центра бочки).

Для предотвращения прогаров в этом месте необходимо постоянно следить за тем, чтобы уровень расплава в конвертере не превышал центра бочки.

На конвертерах небольшой емкости перед капитальным ремонтом футеровки часто бывают прогары передней части бочки (на «пузе»). Прогару предшествует покраснение кожуха. Для предотвращения прогара проводят намораживание на передней стенке печного шлака (иногда с добавкой магнезитового порошка) перед каждой зарядкой конвертера. Если все-таки произошел прогар, следует немедленно освободить конвертер от расплава быстрым сливом его через горловину в ошлакованный ковш.

3. *Выход из строя привода конвертера в то время, когда конвертер стоит на дутье.* Эта неполадка может привести к тому, что в конвертере произойдет чрезмерное повышение температуры и будет прогара́ть кожух и футеровка, а конвертер нельзя повернуть в нерабочее положение.

При возникновении такой аварийной ситуации необходимо в конвертер грузить кварц до тех пор, пока расплав не превратится в густую кашеобразную массу. На границе с вдуваемым воздухом она застывает и образуются каналы. Температура в конвертере снижается, и в нем образуется штейношлакокварцевая настыль («козел»). После образования такой настыли отпадает опасность прогара конвертера, так как процессы окисления прекращаются и холодный воздух по каналам проходит

в горловину конвертера. Расход воздуха после этого можно снизить до минимума, так как опасность залива фурм также ликвидирована. В таком состоянии можно проводить ремонт привода практически любое необходимое время. После устранения неполадки возвращение конвертера к нормальной работе проводится без особых затруднений. Для этого несколько продувок проводят с заливкой штейна. Двух-трех продувок обычно бывает достаточно для полного размывания кварцевой настывли.

4. *Попадание влаги в приямок конвертера.* Работа конвертера в этом случае прекращается. Если приямок заполнен водой, то принимаются меры для ее удаления и сушки приямка, для чего в него ставят горячие ковши со свежим печным шлаком, в результате влага испаряется.

5. *Передув шлака.* Суть этого явления заключается в том, что конвертерный шлак начинает сильно пениться и заполняет весь внутренний объем конвертера. Если конвертер находится под дутьем, то передутый шлак начинает выбрасывать из горловины. Даже если конвертер остановить, то шлаковая пена все равно будет вытекать из горловины.

Замечено, что такой передув шлака происходит обычно при продувке малого количества штейна, когда через фурмы воздух подается не в массу, а в шлак, и сама продувка производится при недостатке кварцевого флюса. Особенно часто это явление имеет место при продувке без добавки кварцевого флюса и при малом количестве штейна в период пуска конвертера после ремонта его футеровки. Замечено также, что если сделать обмотку конвертера (пуск после ремонта) обедненными шлаками, то передува, как правило, не бывает. Обедненные шлаки содержат незначительное количество магнетита 1—4% Fe_3O_4 , в то время как передутый шлак обычно содержит 20—25% Fe_3O_4 . Низкое содержание магнетита в обедненном шлаке объясняется тем, что при обработке конвертерного шлака в конвертере обеднения магнетит шлака взаимодействует с металлическим железом штейна. Способность металлического железа штейна разрушать магнетит используют на практике для устранения явления передува шлака. Так, если в конвертер с передутым шлаком заливают штейн шахтной печи, то пена почти мгновенно исчезает. Иногда реакция взаимодейст-

вия металлического железа штейна с магнетитом шлака протекает так интенсивно и быстро, что шлак выбрасывает из конвертера.

ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ

Конвертирование никелевого штейна до фاینштейна и последующая переработка конвертерных шлаков с целью получения обогащенной по кобальту массы сопровождаются расходом сжатого воздуха, флюсов, огнеупоров, восстановителя, сульфидизатора, топлива (газа или мазута), электроэнергии, заработной платы обслуживающего персонала, расходами по управлению переделом, отчислениями на амортизацию основных средств и т. д.

Расход сжатого воздуха составляет 8000—12000 м³ на 1 т фاینштейна. Расход огнеупоров при конвертировании составляет 180 кг на 1 т фاینштейна. Для конвертирования никелевых штейнов характерен повышенный расход огнеупоров по сравнению с конвертированием медных и медно-никелевых штейнов, что объясняется большей металлизацией никелевых штейнов.

Расход флюса (кварца) при конвертировании никелевого штейна составляет 3—4 т на 1 т фاینштейна.

Расход электроэнергии 220—240 кВт·ч на 1 т фاینштейна без учета расхода электроэнергии для обеднения шлака в электропечах.

При обеднении конвертерных шлаков по комбинированной схеме (в электропечах и конвертерах) расход электроэнергии 400,0 кВт·ч на 1 т шлака, расход колчедана 20%, а расход коксика 4% от массы шлака.

Расход электродов на 1 т перерабатываемого в электропечах шлака составляет 4,7 кг.

Расход газа на горелках конвертеров обеднения составляет 30 м³ на 1 т перерабатываемого шлака.

В связи с тем, что все процессы на конвертерном переделе идут непрерывно, обслуживание агрегатов на нем ведется круглосуточно. На конвертерных переделах никелевых заводов в течение суток, т. е. за четыре рабочие смены, выдаются, как правило, три плавки фاینштейна. Восьмичасовая продолжительность операции по выдаче фاینштейна обусловлена емкостью конвертеров, взаимосвязью процесса получения фاینштейна с процессом обеднения конвертерных шлаков, величиной получаемых

в процессе оборотов, потерями материалов, другими факторами. Многочисленные попытки сократить продолжительность операции до 6 ч и, наоборот, увеличить ее до 12 ч не дают заметных преимуществ, а сопровождаются целым рядом недостатков.

Например, попытка уменьшить продолжительность операции до 6 ч привела к увеличенному выходу богатых корок из переливных ковшей и в итоге к повышению оборотов и потерь металлов.

Возрастание продолжительности операции до 12 ч увеличивает количество оборотных шлаков с конвертеров обеднения и т. д.

РАСЧЕТ ПРОЦЕССА ОБЕДНЕНИЯ КОНВЕРТЕРНЫХ ШЛАКОВ В ОТАПЛИВАЕМЫХ КОНВЕРТЕРАХ

Формула (55) (с. 45) позволяет провести расчет процесса обеднения конвертерных шлаков методом перемешивания жидких фаз с получением кобальтового штейна. Ниже дается пример такого расчета.

Пример: Рядовой штейн шахтных печей имеет состав: 17% Ni; 0,7% CO; 60% Fe; 22% S; 2,3% прочие.

Состав бедного штейна шахтных печей: 7% Ni; 0,5% CO; 70% Fe; 22% S; 0,5% прочие.

Конвертерный шлак с набора и варки файнштейна содержит 1,5% Ni; 0,3% Co; 56% Fe; 0,3% S; 15,9% прочие.

Обогащенная масса должна содержать около 4% CO. Извлечение никеля и кобальта из конвертерных шлаков в штейн конвертеров обеднения и получения обогащенной массы принято соответственно 96 и 85%, при этом не учитывается изменение извлечения металлов из шлака при изменении содержания кобальта в штейне от 0,8 до 4%. Это неправильно, но применение предлагаемой методики расчета на практике вполне допустимо.

Расчет обеднения конвертерных шлаков

Расчет ведется на 100 кг конвертерного шлака.

Определяем уменьшение количества штейна конвертеров по формуле $y = 386 - 5,9x$ (где y — убыль штейна конвертера обеднения, кг, при обработке в нем 1 т шлака, получаемого при продувке до файнштейна исходного штейна конвертера набора, содержащего $x\%$ Fe); $y = 386 - 5,9 \cdot 60 = 32$ кг на 1 т шлака, или 3,2 кг на 100 кг шлака.

Количество конечного штейна конвертеров обеднения a находим из уравнения

$$\left(a + \frac{y}{100}\right) CO_{шт} + CO_{шл} I_{CO} = 3a,$$

где $CO_{шт}$ и $CO_{шл}$ — содержания Co в рядовом штейне и конвертерном шлаке, %;

I_{Co} — убыль штейна конвертера обеднения, кг;

y — извлечение Co из конвертерных шлаков, %.

В рассматриваемом примере $y=32$ кг, $\text{Co}_{\text{шт}}=0,7\%$, $\text{Co}_{\text{шл}}=0,3\%$; $I_{\text{Co}}=85\%$.

Подставляя указанные значения в уравнение и решая его, находим a :

$$\left(a + \frac{32}{100}\right) 0,7 + 0,3 \cdot 85 = 3a,$$

$$a = 12,05 \text{ кг.}$$

Количество исходного штейна конвертеров обеднения составляет

$$12,05 + 3,2 = 15,25 \text{ кг,}$$

в нем присутствуют:

$$\frac{15,25 \cdot 17}{100} = 2,59 \text{ кг Ni, } \frac{15,25 \cdot 0,7}{100} = 0,107 \text{ кг Co.}$$

В конечный штейн конвертеров обеднения извлекается:

$$\frac{(2,59 + 1,5) 96}{100} = 3,93 \text{ кг Ni; } \frac{(0,107 + 0,3) 85}{100} = 0,35 \text{ кг Co.}$$

Передув конечного штейна конвертеров обеднения

Принимаем извлечение кобальта из штейна конвертеров обеднения в богатый кобальтовый шлак равным 95%. Тогда в шлак переходит

$$0,35 \frac{95}{100} = 0,33 \text{ кг Co.}$$

Отношение Ni:Co в шлаках конвертера передова (рафинировочного конвертера), согласно химическим анализам, равно 2:1.

Количество железа в конечном штейне конвертеров обеднения составляет

$$12,05 \cdot 0,445 = 5,35 \text{ кг.}$$

Выход шлака с конвертера передова, считая, что все железо перешло в шлак и его содержание в нем равно 50%, составляет

$$\frac{5,35 \cdot 100}{50} = 10,7 \text{ кг.}$$

На очистку (рафинирование) штейна от кобальта в конвертере передова расходуется рядовой штейн шахтных печей в количестве 20% от исходного (практические данные), т. е. $12,05 \cdot 20 : 100 = 2,41$ кг, в котором 60% Fe. Конвертерного шлака получается

$$\frac{2,41 \cdot 60}{100} \cdot \frac{100}{50} = 2,9 \text{ кг.}$$

Всего шлака при передове конечного штейна конвертеров обеднения будет $10,7 + 2,9 = 13,6$ кг.

Содержание в нем кобальта составит

$$\frac{0,33 \cdot 100}{13,6} = 2,42\%,$$

а никеля 4,84 (так как отношение Ni : Co в шлаке равно 2 : 1).

Получение обогащенной массы

Подсчитываем уменьшение количества исходного штейна (бедного штейна) конвертера получения обогащенной массы: $y = 386 - 5,9 \cdot 44,5 = 124$ кг на 1 т шлака, или $124 \cdot 13,6 : 1000 = 1,69$ кг на 13,6 кг шлака с конвертера передова (рафинировочного).

Количество конечной обогащенной массы b находим из уравнения

$$(b + y) Co_{шт} + G_{Co}^{шл} I_{Co} = 4b,$$

где y — уменьшение количества исходного штейна, кг;

$Co_{шт}$ — содержание Co в начальном штейне, %;

$G_{Co}^{шл}$ — масса Co в шлаке, кг;

I_{Co} — извлечение Co из шлака, %.

В примере $y = 1,69$ кг; $Co_{шт} = 0,5\%$; $G_{Co}^{шл} = 0,33$ кг
 $I_{Co} = 85\%$.

Решая уравнение определяем, что

$$(b + 1,69) 0,5 \cdot 0,01 \cdot 0,33 \cdot 85 = 4b,$$
$$b = 8,3 \text{ кг.}$$

Количество исходного бедного штейна равно

$$8,3 + 1,69 = 9,99 \text{ кг.}$$

В нем содержится

$$\frac{9,99 \cdot 7}{100} = 0,70 \text{ кг Ni,}$$

$$\frac{9,99 \cdot 0,5}{100} = 0,05 \text{ кг Co.}$$

В обогащенную массу извлекается:

$$0,05 + 0,33 \cdot 0,85 = 0,33 \text{ кг Co;}$$

$$0,7 + \frac{4,84 \cdot 13,6}{100} \cdot 0,96 = 1,3 \text{ кг Ni.}$$

Обогащенная масса содержит:

$$\frac{0,83}{8,3} 100 = 4\% (3,98) \text{ Co; } \frac{1,3}{8,3} 100 = 15,7\% \text{ Ni.}$$

Глава VII

Организация производства и заработной платы.

Техника безопасности

Все плавильные цехи никелевой промышленности работают непрерывно. Исходя из этого условия и установленной правительством шестичасовой продолжительности рабочего дня, обслуживание металлургического производства организуется по четырехсменному графику. Каждую смену обслуживает бригада технологических рабочих и сменного ремонтного персонала.

В состав бригады входят рабочие следующих профессий: горновые, загрузчики шахтных печей, конвертерщики, машинисты и сигналисты мостовых кранов, машинисты скиповых подъемников, шлаковщики и т. д.

В составе же группы ремонтного персонала имеются дежурные слесари, электрики и водопроводчики. Работой бригады руководят инженерно-технические работники (мастера, старшие мастера смен).

Металлургический агрегат обслуживается звеном рабочих. За соблюдением технологического режима и техники безопасности отвечает старший рабочий (старший горновой, старший загрузчик или старший конвертерщик).

График сменности составляется таким образом, чтобы каждая из бригад имела возможность проработать в течение месяца в первой, второй, третьей и четвертой сменах. При этом цикличность (непрерывная продолжительность работы в одной из указанных смен) может быть шестидневной или трехдневной.

Почасовой график работы бригад следующий:

I смена	7—00 — 13—00	III смена	19—00 — 1—00
II	13—00 — 19—00	IV	1—00 — 7—00

Выходные дни предоставляются по скользящему графику внутри каждой бригады.

Оплата труда рабочих производится по сдельно-премиальной системе, которая в общих чертах сводится к следующим положениям. Основная зарплата сдельщика зависит от количества выданной продукции за смену.

Премия, как правило, выплачивается за качественные показатели: содержание никеля в отвальных шлаках, выдачу фاینштейна состава, отвечающего техническим условиям, и т. д. Кроме основной заработной платы при работе в праздничные дни и в условиях ночного времени рабочим начисляется дополнительная заработная плата. За работу в праздничные дни производится доплата в размере сменной тарифной ставки, за работу в ночное время, длительность которого определена с 22 ч до 6 ч, выплачивается $\frac{6}{5}$ тарифной ставки дневного часа за каждый час ночной работы.

Работникам металлургической промышленности, занятым в основном производстве, предоставляется дополнительный отпуск в количестве 12 рабочих дней.

В металлургическом производстве условия труда имеют повышенную опасность (работа с расплавленными материалами, повышенная температура рабочих мест, наличие пыли и вредных газов в цехах и т. д.). Поэтому выполнение всех работ, связанных с обслуживанием металлургического оборудования и производства, требует высокой квалификации рабочих и строгого соблюдения ими правил техники безопасности.

Все вновь принятые на предприятие рабочие в обязательном порядке должны пройти вводный инструктаж по правилам техники безопасности и противопожарной безопасности.

Кроме того, на рабочем месте проводится инструктаж по основным правилам техники безопасности для той профессии, на которую принимается тот или другой рабочий. Вновь принятый рабочий должен изучить инструкцию и по истечении 6-дневного срока обязан сдать экзамены по технике безопасности специально созданной комиссии, только после этого приказом начальника цеха он допускается к самостоятельной работе. В противном случае следует увольнение.

В целях снижения количества случаев травматизма на предприятиях проводится повторный инструктаж всех рабочих не реже одного раза в квартал. А в начале каждого календарного года с рабочими проводятся занятия по технике безопасности по определенной программе с последующей сдачей экзаменов.

Обычно не всегда нарушение какого-либо пункта правил безопасности работы приводит к немедленному трав-

мированию рабочего (или группы рабочих). Поэтому некоторые рабочие считают, что эти правила не нужны, тем более, что в некоторых случаях они затрудняют выполнение работ. Необходимо помнить, что каждый пункт инструкции — это не выдумка, а отражение действительно произошедшего когда-то несчастного случая, причем, как правило, с тяжелым исходом.

В практической деятельности металлургических цехов предусматривается постоянный контроль за соблюдением правил техники безопасности как администрацией, так и органами профсоюза. Тем не менее каждый рабочий должен сознавать, что рано или поздно несоблюдение рабочих инструкций обязательно приведет к травмированию его самого или его товарища по работе. Жизнь и здоровье работающего находятся в его собственных руках. Если же все-таки произошел несчастный случай, даже самый незначительный на первый взгляд, необходимо немедленно поставить в известность руководителя бригады или кого-либо из членов бригады.

Случай травмирования оформляется в течение 24 ч соответствующим актом, который должен вскрыть причину несчастного случая и рекомендовать мероприятия, исключающие повторение травмирования.

В условиях металлургического цеха работающие могут подвергаться воздействию повышенной температуры, газа (SO_2 и CO), пыли. Содержание вредных веществ в воздухе рабочих помещений регламентируется санитарными нормами: не более $0,01 \text{ м}^2/\text{л}$ SO_2 ; $0,02 \text{ м}^2/\text{л}$ CO ; $4 \text{ м}^2/\text{м}^3$ пыли.

Для предотвращения воздействия вредных веществ на организм человека на перделе должен быть организован нормальный воздухообмен в результате естественной аэрации и приточно-вытяжной вентиляции.

К индивидуальным средствам защиты относятся противогаз, респиратор. Рабочие обеспечиваются соответствующей спецодеждой.

К числу других мероприятий по охране труда следует отнести спецпитание (молоко), организацию отдыха и санаторного лечения трудящихся. Работники металлургических переделов периодически проходят медицинский осмотр.

СПИСОК РЕКОМЕНДУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

Береговский В. И., Гудима Н. В. *Металлургия никеля*. М., *Металлургиздат*, 1956. 355 с. с ил.

Береговский В. И., Кнестяковский В. Б. *Металлургия меди, никеля и кобальта*. М., «*Металлургия*», 1972, 454 с. с ил.

Дномидовский Д. А. *Печи цветной металлургии*. М., *Металлургиздат*, 1956. 459 с. с ил.

Металлургия меди, никеля и кобальта. Ч. II. *Металлургия никеля и кобальта*. М., «*Металлургия*», 1966. 462 с. с ил. Авт.: В. И. Смирнов, А. А. Цейдлер, И. Ф. Худяков, А. И. Тихонов.

Пришлецов Д. В. *Шахтная плавка в металлургии цветных металлов*. М., *Металлургиздат*, 1955. 264 с. с ил.

Смирнов В. И. *Шахтная плавка в металлургии цветных металлов*. Свердловск, *Металлургиздат*, 1955. 520 с. с ил.

Смирнов В. И., Худяков И. Ф., Тихонов А. И. *Извлечение кобальта из конвертерных шлаков*. Свердловск, *Металлургиздат*, 1963, 152 с. с ил.

Шалыгин Л. М. *Конвертерный передел в цветной металлургии*. М., «*Металлургия*», 1965. 160 с. с ил.

Борис Николаевич ЗАХАРОВ
Вячеслав Алексеевич ВОРОБЬЕВ

ШАХТНАЯ ПЛАВКА
ОКИСЛЕННЫХ НИКЕЛЕВЫХ РУД
И КОНВЕРТИРОВАНИЕ НИКЕЛЕВЫХ ШТЕЙНОВ

Редактор издательства *Г. А. Луцкая*
Художественный редактор *Д. В. Орлов*
Технический редактор *Н. В. Сидорова*
Корректоры *Н. Н. Шефтель, Л. Ф. Орлова*

Сдано в набор 3/IX 1973 г. Подписано в печать 13/II 1974 г.
Т-00585. Формат бумаги 84×108¹/₃₂. Бумага типографская № 3.
Усл. печ. л. 8,82. Уч.-изд. л. 8,77. Тираж 1200 экз.
Заказ № 990. Изд. № 2175. Цена 31 коп.

Издательство «Металлургия», 119034, Москва, Г-34,
2-й Обыденский пер., д. 14.

Владимирская типография Союзполиграфпрома
при Государственном комитете Совета Министров СССР
по делам издательств, полиграфии и книжной торговли
Гор. Владимир, ул. Победы, д. 18-б.

84789

Д4

25559

31 коп.



«МЕТАЛЛУРГИЯ»