



УРАЛЬСКИЙ ФИЛИАЛ АН СССР  
СВЕРДЛОВСКИЙ ИНСТИТУТ МЕТАЛЛУРГИИ  
ГОСУДАРСТВЕННОГО КОМИТЕТА ЧЕРНОЙ И ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ  
ПРИ ГОСПЛАНЕ СССР  
СВЕРДЛОВСКОЕ ПРАВЛЕНИЕ НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКОГО ОБЩЕСТВА ЧЕРНОЙ  
МЕТАЛЛУРГИИ  
СВЕРДЛОВСКОЕ ПРАВЛЕНИЕ НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКОГО ОБЩЕСТВА  
ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ

ТРУДЫ СОВЕЩАНИЯ  
ПО КОМПЛЕКСНОМУ  
ИСПОЛЬЗОВАНИЮ  
РУДНОГО СЫРЬЯ УРАЛА

СРЕДНЕ-УРАЛЬСКОЕ КНИЖНОЕ ИЗДАТЕЛЬСТВО  
1964

УРАЛЬСКИЙ ФИЛИАЛ АН СССР  
СВЕРДЛОВСКИЙ ИНСТИТУТ МЕТАЛЛУРГИИ  
ГОСУДАРСТВЕННОГО КОМИТЕТА ЧЕРНОЙ И ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ  
ПРИ ГОСПЛАНЕ СССР  
СВЕРДЛОВСКОЕ ПРАВЛЕНИЕ НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКОГО ОБЩЕСТВА ЧЕРНОЙ  
МЕТАЛЛУРГИИ  
СВЕРДЛОВСКОЕ ПРАВЛЕНИЕ НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКОГО ОБЩЕСТВА  
ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ

1/553. Fe

2/553

2676

# ТРУДЫ СОВЕЩАНИЯ ПО КОМПЛЕКСНОМУ ИСПОЛЬЗОВАНИЮ РУДНОГО СЫРЬЯ УРАЛА

Секция по железным рудам

СВЕРДЛОВСК

1964



16—19 января 1962 года было проведено совещание по комплексному использованию рудного сырья Урала, организованное Уральским филиалом Академии наук СССР и Свердловскими областными правлениями научно-технических обществ черной и цветной металлургии.

В работе совещания приняли участие работники металлургических заводов и научно-исследовательских учреждений Урала.

В публикуемых Трудах совещания по секции железных руд описывается технологическая схема комплексного использования высокочромистых бобово-конгломератовых железных руд Серовского месторождения, рассматривается технология глубокого обогащения, экономическая целесообразность комплексного использования железных руд Тагило-Кушвинского района и ряд других вопросов.

Работами ученых Института металлургии выявлена возможность обогащения окристых железоникелевых руд Серовского месторождения, получения природнолегированных сталей, феррохрома, а также хромпика из передельных высокочромистых шлаков и глинозема из доменных шлаков. Публикуются теоретические исследования по металлургическим процессам, составу и свойствам металлургических продуктов, получаемых при комплексном использовании железных руд Урала.

Благодаря разностороннему освещению проблемы комплексного использования рудного сырья Урала, Труды совещания представляют значительный интерес для инженерно-технических работников металлургической промышленности, научных сотрудников научно-исследовательских учреждений, преподавателей и студентов высших учебных заведений металлургической специальности.

Редакционная коллегия:

Б. А. Абрамов, П. С. Кусакин (отв. редактор), Б. М. Смирнов

I. ЖЕЛЕЗНЫЕ РУДЫ  
ТАГИЛО-КУШВИНСКОГО РАЙОНА

А. И. СЕМЕНИХИН  
Уральское геологическое управление

## СЫРЬЕВАЯ БАЗА НТМК И ПЕРСПЕКТИВЫ ЕЕ РАСШИРЕНИЯ

Черная металлургия Тагило-Кушвинского района, объединенная в Нижне-Тагильский металлургический комбинат (НТМК), базируется на железорудных месторождениях двух генетических типов:

а) контактово-метасоматических месторождениях Тагило-Кушвинского района, крупнейшими из которых являются Гороблагодатское и Высокогорское;

б) магматических месторождениях, основные представители которых — Качканарское и Гусевогорское.

Месторождения располагаются в западном крыле Тагильского зеленокаменного синклиниория, генетически они связаны с ультраосновными и основными породами западного платиноносного пояса Урала и их щелочными дифференциатами. Эксплуатируются в настоящее время контактово-метасоматические месторождения Тагило-Кушвинского района; ведущая роль в снабжении рудами НТМК сохранится за ними и с пуском первой очереди Качканарского горнообогатительного комбината (ГОКа), сырьевой базой которого являются титаномагнетитовые руды Гусевогорского месторождения.

Промышленные месторождения Тагило-Кушвинского района к настоящему времени детально разведаны, запасы большинства из них утверждены ГКЗ после 1955 г. Запасы Высокогорского и Гороблагодатского месторождений будут пересчитаны в 1962—1963 гг. Разведенность месторождений высокая, запасы категории А+В составляют 38,7—83,4% от общих промышленных запасов. Сведения о балансовых запасах месторождений Тагило-Кушвинского района, степени их разведенности и обеспеченности горных предприятий приводятся в табл. 1 (по состоянию на 1/I 1961 г.).

По мелким неэксплуатируемым месторождениям района на балансе значится 2,7 млн. тонн руд по категориям А+В+C<sub>1</sub>. Отработка запасов этих месторождений не вызывает затруднений, но по экономическим соображениям они не эксплуатируются.

Геологоразведочные работы в настоящее время проводятся на месторождениях Высокогорском, Гороблагодатском, Лебяжинском и Евстюхинском и имеют целью перспективную оценку глубоких горизонтов и флангов месторождений. Несмотря на длительную историю разведки этих месторождений и большие объемы выполненных геологоразведочных работ, их нельзя считать полностью разведенными. На большинстве из них имеются перспективы значительного прироста запасов.

На Высокогорском месторождении совершенно не исследован фланг. Рудные залежи Восточно-Ревдинского участка, мощность которых в северной разведенной части достигает 80—100 м, не разведаны по простиранию и на глубину. Проходка только одной скважины № 765 в 1960 г. позволила получить прирост запасов железных руд 10 млн. тонн. Реальным приростом запасов на северном фланге Высокогорского мес-

Таблица 1

## Запасы месторождений Тагило-Кушвинского района

Месторождения	Запасы по категориям, тыс. тонн				Содержание Fe, %	Соответственно A+B A+B+C <sub>1</sub> , %	Обеспеченность рудниками в годах
	A+B	C <sub>1</sub>	A+B+C <sub>1</sub>	C <sub>2</sub>			
Высокогорское . . . . .	65541	69610	135151	9949	40	48,5	31
Лебяжинское . . . . .	17403	23483	40886	4573	40,5	42,5	34
Евстюхинское . . . . .	25071	4975	30046	—	38,5	83,4	37
Выиское . . . . .	2295	3641	5936	102	41,4	38,7	—
I Каменское . . . . .	1280	1375	2655	—	61,3	48,2	—
Гороблагодатское . . . . .	61580	80515	142095	69456	—	43,3	44
Осокино-Александровское . . . . .	27942	25963	53905	4242	26,4	51,8	40
Валуевское . . . . .	9952	6508	16460	2570	45,8	60,5	23
Всего . . . . .	211064	216070	427134	90892		49,4	

торождения в интервале глубин 800—1200 м можно считать 40—50 млн. тонн.

В 1959—1960 гг. западнее главного карьера, на месте ранее предполагавшихся сиенитов, подстилающих рудные зоны месторождения, установлено наличие мощной туфо-известняковой толщи, в связи с чем изменилась перспективная оценка пород лежачего бока месторождения. В дальнейшем необходимо перебурить туфо-известняковую толщу в подкарьерной части месторождения, в случае открытия на контакте известняков и сиенитов рудных зон, запасы месторождения могут значительно возрасти.

Следует отметить отсутствие кондиционной геологической карты масштаба 1:2000 Высокогорского месторождения, что не позволяет правильно оценивать его перспективы и направлять геологоразведочные работы. Картирование месторождения сильно затруднено вследствие большой мощности коры выветривания, достигающей 100—170 м.

Значительная часть железных руд Высокогорского месторождения содержит промышленные концентрации меди и кобальта, которые можно попутно извлекать. Вопрос о комплексном использовании этих руд имеет длительную историю. Однако до сего времени он не получил положительного решения, а медь и кобальт в больших количествах теряются в хвостах обогатительных фабрик и ежегодно списываются с баланса НТМК.

За последние 10 лет, прошедшие со времени утверждения ГКЗ запасов меди и кобальта в рудах Высокогорского месторождения (1951 г.), потеряно и списано с баланса меди 43 тыс. тонн, кобальта 4,126 тыс. тонн. При этом отработан ряд блоков (Ба, 25, Верх-Исетский участок) с наиболее высоким содержанием этих компонентов.

Разработанными мероприятиями намечалось:

Свердловскому совнархозу построить на НТМК во II квартале 1959 г. опытную установку по комплексному использованию сульфидно-магнетитовых руд Высокогорского месторождения гидрометаллургическим способом;

Академии наук СССР провести в 1959—1962 гг. исследовательские и опытные работы по извлечению гидрометаллургическим способом цветных и редких металлов из руд Высокогорского и других месторождений и пылей доменного производства.

Кроме того необходимо рассмотреть результаты опытов по гидрометаллургическому способу переработки в сопоставлении с другими схемами комплексной переработки сульфидных руд и решить вопрос о сроках ввода в действие промышленных цехов по извлечению цветных и редких металлов из сульфидно-магнетитовых руд и пылей доменного производства.

До сего времени указанное мероприятие практически не выполнено. Опытная установка по гидрометаллургическому способу не за кончена. Вследствие этого опытные работы, на основе которых должно быть принято решение о наиболее целесообразной технологической схеме комплексной переработки сульфидно-магнетитовых руд, не проведены.

Государственный научно-технический комитет Совета Министров СССР несколько лет назад разработал предложение приступить в ближайшие годы к строительству флотационного отделения на Высокогорской обогатительной фабрике НТМК с целью извлечения меди и кобальта из хвостов мокрой магнитной сепарации по флотационному методу, приведя при этом недостаточно обоснованные соображения, отвергающие применение гидрометаллургического способа переработки этих руд.

Решение вопроса о наиболее целесообразном способе комплексного использования высокогорских руд позволит применить те же технологические процессы на других железорудных месторождениях Советского Союза и при переработке отходов доменного производства. Тогда цветные металлы, попутно извлекаемые из железных руд, будут иметь значительный удельный вес в общей добыче при более низких капиталовложениях по сравнению с обычными предприятиями цветной металлургии.

В связи с этим было принято решение о необходимости ускорения строительства опытной установки и промышленной проверки гидрометаллургического способа извлечения цветных и редких металлов из сульфидно-магнетитовых руд Высокогорского месторождения. При этом отмечена необходимость разработки варианта селективной добычи богатых сульфидно-магнетитовых руд г. Высокой с технико-экономическими выводами к нему.

Теологи, ведущие разведку Высокогорского месторождения, согласно этому решению обязаны провести работы по изучению вещественного состава руд более глубоких горизонтов, проверить распределение в них кобальта между сульфидными минералами и магнетитом, пересчитать запасы сульфидно-магнетитовых руд, содержащих кобальт и медь, и утвердить эти запасы в ГКЗ.

К выполнению этого решения Тагильская экспедиция приступила в конце 1961 г., отчет о запасах комплексных руд Высокогорского месторождения был представлен в ГКЗ в 1963 г.

Детальная разведка Лебяжинского месторождения закончена в 1961 г., в ноябре ГКЗ утверждены его запасы. Перспективными являются северо-восточный фланг месторождения и его глубокие горизонты в центральной части. На северо-восточном фланге в 1961 г. скважиной № 233 установлено продолжение рудоносных зон Лебяжинского месторождения далеко на север (более 400 м), в связи с этим имеются реальные возможности выявления здесь новых рудных тел. На протяжении всего месторождения недостаточно разведен западный контакт метаморфической зоны с сиенитами, так как разведочные скважины задавались для разведки западного и восточного поясов с учетом северо-восточного скатывания рудных тел. Возможность наличия парал-

лельных рудных зон под известными в месторождении не учитывалась.

Перспективный прирост запасов по Лебяжинскому месторождению в интервале глубин 700—1000 м можно оценить в 15 млн. тонн. Вопросу комплексного изучения руд Лебяжинского месторождения до сего времени не придавалось должного значения, их меденосность и кобальтносность детально не изучены.

Евстюнинское месторождение, приуроченное к зоне лейкократовых мелкозернистых плагиоклазовых и пироксен-плагиоклазовых роговиков и расположеннное у западного контакта Тагильского сиенитового массива с более древними породами габбрового комплекса, детально разведано до глубины 500—600 м. Проведенными в 1961 г. геологоразведочными работами рудные тела по падению и простирации в северо-западном направлении оконтурены. Перспективы прироста запасов на собственно Евстюнинском месторождении можно считать исчерпанными.

Гороблагодатское месторождение, приуроченное к северному контакту Кушвинского сиенитового интрузива с породами эфузивно-осадочной толщи низов ортофировой свиты, детально разведано в прошлые годы. В 1960—1962 гг. проводились работы с целью установления достоверности запасов категории  $C_2$ , числящихся в количестве 69 млн. тонн в юго-восточной части месторождения и частичного перевода их в категорию  $C_1$ . Работами установлено значительное уменьшение запасов категории  $C_2$  в связи с сокращением площади распространения рудных тел по падению. Одновременно установлено, что в непосредственной близости от контакта сиенитового интрузива с эфузивно-осадочными образованиями Гороблагодатского горизонта мощность рудных тел достигает максимума (100—180 м), в связи с этим в юго-восточной части месторождения в 1962 г. ожидалось получить прирост запасов железных руд категории  $B+C_1$  не менее 30 млн. тонн в интервале глубин 400—700 м.

Перспективы Гороблагодатского месторождения могут быть увеличены в случае подтверждения предположения о том, что восточнее главного карьера основная рудная зона рядом ступенчатых сбросов опущена на значительную глубину и пройденными скважинами не была достигнута. В пользу такого предположения говорят детальное изучение геологического разреза месторождения и данные скважинной геофизики. Прирост запасов Гороблагодатского месторождения при подтверждении этого предположения может быть значительным.

Валуевское месторождение, приуроченное к восточному контакту сиенитовой интрузии с породами валуевского горизонта туринской свиты, разведано детально. Перспективы прироста его запасов исчерпаны. Южнее месторождения на 300—400 м известны две магнитные аномалии, природа которых геологоразведочными работами окончательно не расшифрована. В связи с этим были намечены комплексные геолого-геофизические исследования аномалий в 1962 г.

Осокино-Александровское месторождение залегает в восточном крыле Кушвинской синклинали и приурочено к метаморфической зоне пироксен-хлорит-альбитовых пород, залегающей в низах ортофировой свиты. Месторождение находится в значительном удалении от сиенитовой интрузии и является крайним восточным проявлением связанного с ней метасоматического оруденения. На месторождении резко преобладают вкрапленные магнетитовые руды с содержанием железа 15—30%. Доля массивных магнетитовых руд ничтожна.

Запасы балансовых железных руд Осокино-Александровского месторождения по категориям  $B+C_1$  — 53,9 млн. тонн со средним содержа-

нием железа 26,69%, в том числе по участку Александровскому — 39,8 млн. тонн с содержанием железа 27,3%; по Осокинскому — 14,1 млн. тонн с содержанием железа 24,0%. На месторождении имеется также 32,2 млн. тонн забалансовых руд с содержанием железа 18,73%, в том числе на участке Александровском — 14,2 млн. тонн с содержанием железа 18,99%, на участке Осокинском — 18,0 млн. тонн с содержанием железа 18,43%. Эти руды, как правило, самостоятельных рудных тел не образуют, а заключены или внутри балансовых руд, или примыкают к ним со стороны висячего и лежачего боков.

Кондициями установлено бортовое содержание для балансовых руд 20%, к забалансовым отнесены руды с содержанием железа 15—20%.

Целесообразно поднять вопрос о снижении бортового содержания железа в балансовых рудах для открытой добычи до 16—17% с тем, чтобы перевести забалансовые руды в категорию балансовых. При этом среднее содержание железа в балансовых рудах Александровского участка снизится с 27 до 25,11%, Осокинского участка — с 24 до 21%, а суммарные запасы балансовых руд возрастут с 53,9 до 86,1 млн. тонн.

Александровский участок разведен до глубины 220—250 м, Осокинский — 100—250 м. В результате разведки месторождения на глубину 300—350 м возможен прирост запасов железных руд около 20 млн. тонн по участку Александровскому и 5—8 млн. тонн по участку Осокинскому. Подземная отработка месторождения целесообразна, если принять во внимание, что шахта Южная Гороблагодатского месторождения выдает руды с содержанием железа 28—29%, а в отдельные годы — 27,1%.

Значительный прирост запасов возможен также в результате проведения поисково-разведочных работ на площади к северу от Осокинского участка. В этом направлении зона метаморфических пород, вмещающих Осокино-Александровское месторождение, протягивается далеко на север, вплоть до Салдо-Глинского рудопроявления (около 5 км). Характер магнитного поля здесь несколько отличается от поля в пределах разведенной части месторождения, что объясняется геофизиками погружением возмущающего объекта на глубину 30—80 м.

Необходимо проведение поисково-разведочных работ на этой площади в ближайшие годы. Возможный прирост запасов вкрапленных железных руд составит 40—50 млн. тонн.

Качканарский габбро-пироксенитовый массив, вмещающий Гусевогорское и собственно Качканарское месторождения, представляет собой межформационный факолит, характеризующийся общим восточным падением. Промышленное титаномагнетитовое оруденение, имеющее равномерный вкрапленный характер, связано с пироксенитами. Масштабы оруденения значительны, запасы месторождений приведены в табл. 2 (по состоянию на 1/I 1962 г.).

На базе Гусевогорского месторождения ведется строительство первой очереди Качканарского ГОКа. Обеспеченность ГОКа при достижении им проектной мощности — не менее 100 лет.

В 1959 г. на Гусевогорском месторождении возобновлены геологоразведочные работы, которые успешно решили вопрос отработки главной и северной залежей единым карьером, значительно расширили рудные площади и позволили увеличить его запасы категорий A+B+C<sub>1</sub> в 2,5 раза. В конце 1961 г. в ГКЗ направлен отчет с подсчетом запасов, который был передан промышленности в I квартале 1962 г.

В 1961 г. одиночными скважинами разведаны западная и юго-западная магнитные аномалии, расположенные в непосредственной близости от главного карьера. Запасы железных руд этих аномалий оцени-

Таблица 2

## Запасы Качканарского и Гусевогорского месторождений

Месторождения	Запасы по категориям (млн. тонн)				Содержание Fe, %	Соотношение запасов категорий A+B:A+B+C <sub>1</sub>
	A+B	C <sub>1</sub>	A+B+C <sub>1</sub>	C <sub>2</sub>		
Качканарское . . .	580	2056	2636	2208	16,6	22
Гусевогорское . . .	601	2517	3118	4046	16,64	19,2
Всего . . .	1181	4573	5754	6254		

ваются по категории C<sub>2</sub> в количестве около 1 млрд. тонн, характер оруденения здесь такой же, как на Гусевогорском месторождении. Перспективы прироста запасов промышленных категорий на Гусевогорском месторождении не менее 2 млрд. тонн.

В Тагило-Кушвинском районе Среднего Урала недавно было разведано Волковское месторождение вкрапленных ванадиево-железомедных руд. Месторождение пространственно и генетически связано с Волковским габбровым массивом, входящим в западный платиноносный пояс Урала.

Оно является резервной сырьевой базой Красноуральского медеплавильного комбината. Запасы месторождения утверждены ГКЗ в 1960 г. В рудных телах, сложенных комплексными ванадиево-железомедными рудами, содержится 96 млн тонн железных руд с содержанием железа 16,2%. Технологической схемой переработки комплексных руд предусмотрена их магнитная сепарация, в результате НТМК ежегодно будет получать около 280 тыс. тонн высококачественного концентрата с содержанием железа 60,67%.

В последние годы Тагильская экспедиция проводит поисковые работы по разведке железных руд. В 1960—1961 гг. поиски проводились на Именновских магнитных аномалиях, Ключевской гравиметрической аномалии и в районе Ермаковского месторождения бурых железняков (осевая антиклинальная зона Урала). Результаты этих работ отрицательны.

В 1962 г. были начаты поисково-разведочные и геофизические работы на группе Басьяновских магнитных аномалий, расположенных в Верхне-Салдинском районе Свердловской области. Басьяновские аномалии выявлены аэромагнитной крупномасштабной съемкой опытно-методической геофизической экспедицией УГУ в 1959 г. В геологическом отношении магнитные аномалии приурочены к восточному контакту массива гранитоидов с палеозойскими (S<sup>W</sup>) метаморфическими породами.

В 1960—1961 гг. Зауральской экспедицией проводились геологоразведочные работы на аналогичных магнитных аномалиях — Большереченской и Камбаихской, которыми установлена рудная природа аномалии. По данным геофизической интерпретации, глубина залегания рудного тела на Истокской аномалии, на которой в 1962 г. Тагильская экспедиция начинала геологоразведочные работы, составляет 16 м, мощность рудного тела — около 50 м. В случае открытия промышленных месторождений в районе этих аномалий, они являются дополнительной сырьевой базой НТМК.

С целью оценки перспектив Тагило-Кушвинского района и поисков глубокозалегающих месторождений железных руд с 1958 г. в районе ведутся поисково-съемочные работы крупного масштаба с применением геофизических методов, картировочного и структурного бурения. В 1960 г. в районе проведена гравиметрическая съемка.

В результате геологосъемочных работ и детального изучения стратиграфии и структуры месторождений установлено наличие продуктивной толщи, весьма перспективной на обнаружение крупных рудных тел, под известняками высокогорского горизонта в подкарьерной части Высокогорского месторождения. Сделаны также интересные выводы о возможности встречи нижнего рудоносного горизонта в юго-восточной части Гороблагодатского месторождения на глубине 1200—1400 м.

Гравиметрической съемкой выявлено несколько интересных гравиметрических аномалий, наиболее перспективными из которых являются аномалии южнее Валуевского месторождения и аномалия на северном фланге Восточно-Ревдинского участка Высокогорского месторождения. Детализация этих аномалий и их проверка поисковыми работами будет осуществлена в 1962—1963 гг.

Основными направлениями геологоразведочных работ Тагильской экспедиции в ближайшие годы следует считать следующие:

а) перспективная и детальная разведка глубоких горизонтов месторождений Высокогорского, Гороблагодатского и Лебяжинского;

б) поиски и разведка вкрапленных магнетитовых руд севернее Осокино-Александровского месторождения;

в) поисковая разведка на перспективных гравиметрических аномалиях;

г) поисковая разведка на Басьяновских магнитных аномалиях;

д) дальнейшее детальное изучение вещественного состава руд железорудных месторождений и закономерностей распределения в них меди и кобальта, а также подсчет запасов Высокогорского месторождения с выделением сернистых магнетитов и определение в них запасов меди и кобальта;

е) продолжение поисково-съемочных работ крупного масштаба с целью окончательной оценки перспектив Тагило-Кушвинского района;

ж) продолжение разведочных работ в районе Гусевогорского месторождения.

Перспективы прироста запасов магнетитовых руд по Тагило-Кушвинскому району по категориям В+С<sub>1</sub> оцениваются следующим образом, млн. тонн:

Высокогорское месторождение . . . . .	50
Гороблагодатское . . . . .	30
Лебяжинское . . . . .	15
Осокино-Александровское . . . . .	25
Участок севернее Осокино-Александровского месторождения . . . . .	40
<hr/>	
Всего . . . . .	160

В связи с этим следует считать необоснованным ежегодное уменьшение ассигнований на геологоразведочные работы в Тагило-Кушвинском районе. Для обеспечения такого прироста запасов железных руд, перспективной оценки глубоких горизонтов железорудных месторождений и детального геологического изучения района в последующие годы необходимо ежегодно выделять значительные ассигнования.

Л. А. КРАСОВСКИЙ  
Уралгипроруда

## ПЕРСПЕКТИВЫ КОМПЛЕКСНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД ВЫСОКОГОРСКОГО РУДОУПРАВЛЕНИЯ

Основными объектами эксплуатации в системе Высокогорского рудоуправления являются Высокогорское, Лебяжинское и Евстюнинское месторождения. С точки зрения комплексного использования руд наибольший интерес представляет Высокогорское месторождение и окружающая его группа сравнительно небольших месторождений: 1-е Каменское, Меднорудянское, Выйское и др.

Высокогорское месторождение имеет более 50 отдельных рудных тел, образующих в разной степени изолированные группы — участки: Главная залежь, участок грабен и треугольник, Западно-Ревдинский, Восточно-Ревдинский, Ново-Меднорудянский и др. Наиболее крупные рудные тела носят индивидуальные названия, таковы: Блок № 15, Глубинный блок № 21.

Блок № 15 и рудные тела Главной залежи имеют штокообразную форму, а остальные — линзообразную. Мощности тел от 5—15 до 150 м (Блок № 15), преобладающие углы падения 50—70°, местные выплаживания до 35°.

Содержание компонентов в магнетитах, %

Группа запасов	Fe	S	P
Балансовые запасы магнетита . . . . .	42,2	0,85	0,08
В том числе сернистые магнетиты . . . . .	43,5	1,70	0,14
Эксплуатационные запасы магнетита . . . . .	34,5	0,79	0,063
В том числе сернистые магнетиты . . . . .	34,9	1,37	0,61

Глубина распространения оруденения на участках Восточно-Ревдинском, Западно-Ревдинском и Блоке № 15 400—600 м от поверхности, в блоке № 21 — 1200 м. Основной разновидностью руд месторождения являются магнетиты (см. таблицу), которые по содержанию серы разделяются на чистые ( $S < 0,5\%$ ) и сернистые ( $S > 0,5\%$ ).

Кроме магнетитов месторождение содержит сравнительно небольшие запасы (10%) окисленных руд: мартитов, полумартитов и бурых железняков. Некоторые рудные участки имеют блоки, представленные медистыми и медными рудами с небольшим содержанием меди при содержании железа 8—15%. В ближайших окрестностях Высокогорского

месторождения на его северном фланге расположены 1-е Каменское и Выйское месторождения сернистых магнетитов, в состав которых также имеются блоки, представленные медистыми и медными рудами. На южном фланге расположено Меднорудянское месторождение медистых руд, которые предполагается разрабатывать через центральные шахты Высокогорского рудника.

Общие запасы железных и медистых руд в перечисленных месторождениях составляют около 180 млн. тонн. Крепость магнетитовых руд, по Протодьяконову, 10—12. Объемный вес в целике 3,7—4,0 т/м<sup>3</sup>.

До 1943 г. на Высокогорском месторождении добывали преимущественно богатые окисленные руды и чистые магнетиты, которые после дробления и грохочения поступали в плавку. Добыча велась почти исключительно открытым способом на рудных телах Главной залежи. С 1943 г., в связи с окончанием строительства первой очереди агломерационной фабрики, стала возможной добыча и переработка сернистых магнетитов, из которых сера выгорала при агломерации.

С этого времени началось освоение подземного способа разработки. Около Западно-Ревдинской залежи в 1942 г. была пущена в эксплуатацию небольшая шахта «Многосернистая», предназначенная для добычи сернистых магнетитов, используемых в качестве сырья для извлечения кобальт-пиритного концентрата. Началось строительство флотационной фабрики для этой цели, которое впоследствии по ряду причин было прекращено.

Магнетит шахты «Многосернистая» фактически использовали для агломерации, а на построенному фундаменте возвели здание электромонтного цеха.

В 1948 г. была введена в эксплуатацию также небольшая шахта «Первомайская», через которую разрабатывались верхние горизонты рудного Блока № 15 (так называемая Жуковская залежь).

По мере углубления открытых и подземных работ содержание железа в добываемой рудной массе снижалось. Это объясняется двумя причинами:

1) геологически обусловленным снижением содержания рудных минералов в породах рудоносной толщи;

2) увеличением разубоживания руды пустыми породами при добыче.

Снижение содержания рудных минералов потребовало перехода на более глубокое обогащение. С этой целью в 1953 г. введена в эксплуатацию фабрика мокрой магнитной сепарации. В настоящее время концентрат мокрой сепарации составляет около 35% шихты аглофабрики. Содержание железа в шихте 55—56%. Институт Уралмеханобр, на основании проведенных им специальных исследований, считает экономически целесообразным дальнейшее увеличение глубины обогащения с целью доведения содержания железа в концентрате до 60—63%.

Для этой цели проектируется расширение существующей МОФ и строительство новой фабрики мокрой магнитной сепарации. Этим будет обеспечена также раздельная переработка потоков сернистых и чистых магнетитов. Из хвостов мокрой магнитной сепарации сернистых руд будут извлекаться кобальт-пиритный и медный концентраты. Флотационная фабрика размещается в общем корпусе с новой фабрикой мокрой магнитной сепарации.

Необходимо особо подчеркнуть, что цветные металлы будут извлекаться из хвостов без каких-либо особых затрат на добычу, транспортирование и переработку руд за исключением флотационного процесса, хвосты на который будут подаваться в виде готовой пульпы.

Подобная схема раздельной переработки чистых и сернистых магнетитов предлагалась давно и даже разрабатывались проекты флотационных фабрик, однако практического осуществления схема не получила в связи с невозможностью раздельной выдачи руд из подземных разработок.

В настоящее время основная масса руды на Высокогорском руднике — 65% — добывается подземным способом. В ближайшие годы этот процент увеличится до 85%. Руда выдается на поверхность склоновым подъемом шахты «Магнетитовая», который имеет ограниченную производительность и может выдавать только один сорт руды. Клетевые подъемы этой шахты и шахты «Первомайская» заняты выполнением вспомогательных функций и для регулярной выдачи руды использоваться не могут.

Подземная добыча в 1961 г. составляла 2600 тыс. тонн и к 1967 г. будет увеличена до 5000 тыс. тонн.

Заканчивается строительство нового склонового ствола. «Магнетитовая-бис» с двумя односклоновыми подъемными установками (скипы донной разгрузки грузоподъемностью по 15 т) и крупной клетевой подъемной установки. Новый склоновый подъем позволит не только увеличить общую выдачу руды до требуемого количества, но и обеспечить раздельную выдачу чистых и сернистых магнетитов. Первые будут выдаваться на дробильно-сортировочную фабрику № 1 через подъем шахты «Магнетитовая», который реконструируется (увеличивается мощность), а вторые на фабрику № 2 — подъемами шахты «Магнетитовая-бис».

Выше указывалось, что в процессе добычи магнетитовых руд на Высокогорском руднике имеет место значительное (до 25%) разубоживание их пустыми породами. Дело в том, что на руднике уже в течение 10 лет применяется эффективная массовая система разработки, так называемая система этажных скважин, при которой отбойка руды при выемке блоковых камер и при обрушении целиков производится скважинами станочного бурения глубиной до 50 м при диаметре 120 м.

Основным рабочим органом бурового станка является пневмо-ударник БА-100, обеспечивающий среднюю скорость бурения 10 м в смену. Производительность бурильщика с переходом от перфораторного бурения к станочному возросла в 2,5 раза, а санитарные условия, вследствие резкого уменьшения пылеобразования, значительно улучшились. Весь этаж в блоке обуивается с одного горизонта, в связи с этим сократилось относительное количество буровых выработок (скважины располагаются по сетке 5×5 м) и затраты на их проходку.

Руда отбивается в кусках величиной до 750 мм и через систему скреперных штреков выпускается на откаточный горизонт, где грузится в вагоны грузоподъемностью 10 т. Около ствола шахты оборудованы на двух горизонтах дробильные установки со щековыми дробилками с размерами приемного отверстия 900×1200 мм, дробящие руду перед выгрузкой в склоновой бункер до крупности 150 мм. Отказ от взрывного дробления руды на грохотах, имевшего место при ранее применявшихся системах, позволяет полностью ликвидировать профессию грохотчика — наиболее вредную и опасную из подземных профессий на горнорудных предприятиях. Количество рабочих, обслуживающих подземные дробильные установки, составляет 14 человек. В случае взрывного дробления на грохотах для обслуживания добычи 500 тыс. тонн в год потребовалось бы 400 человек грохотчиков.

Высокая эффективность новых систем позволила снизить себестоимость добычи руды с 3,5—4,0 до 1,9 руб/т (1960 г.) и иметь довольно

высокий уровень производительности труда по шахте (11 т/чел-см), несмотря на то, что ряд основных и почти все вспомогательные процессы, по существу, еще не механизированы и более 50% трудающихя шахты заняты на ручных работах (1960 г.).

Массовая отбойка руды при системе «этажных скважин» не дает возможности выделять из общего рудного комплекса породные прослои даже при довольно большой их мощности. При подсчете геологических запасов руд породные прослои мощностью более 2 м не учитывались в комплексе. Практически даже пятиметровые прослои обрушаются вместе с рудой. Это дает некоторое «внутреннее» разубоживание рудной массы, однако не очень большое, так как в породах содержится 8—12% железа.

Боковые породы, особенно в висячем боку залежей, при массовых взрывах также интенсивно разрушаются и разубоживают рудную массу.

В целом разубоживание достигает 25%, но вместе с тем потери металла в недрах очень велики и за 1958—1960 гг. составили в среднем 3,5%. Для сравнения достаточно указать, что при системах подэтажного обрушения и подэтажных штреков потери нормально составляют 15%. Дополнительное количество разубоживающей породы вызывает дополнительные расходы по ее погрузке, откатке, крупному дроблению, подъему, среднему дроблению и сухой магнитной сепарации. Эти расходы окупаются тем, что отсепарированная пустая порода реализуется как строительная щебенка по цене 1,4 руб./м<sup>3</sup>. Таким образом, рудная масса используется комплексно.

Новыми проектными решениями предусматривается применение системы «этажных скважин» на всех участках рудника, использование более производительных буровых станков, подземных погрузочных экскаваторов с емкостью ковша 2,0 м<sup>3</sup>, вагонов грузоподъемностью 25 т, электровозов сцепным весом 25—35 т, конусных дробилок размером 1200 мм и другой крупной механизации. Уровень разубоживания в 25% предполагается сохранить, а разубоживающую породу после сухой сепарации полностью реализовать в виде классифицированного строительного щебня. Имеются предположения относительно возможностей использования хвостов мокрой магнитной сепарации.

В настоящее время составляется проектное задание централизованного водошламохранилища для слива в него хвостов сепарации с магнитообогатительных фабрик Лебяжинского и Высокогорского аглокомбинатов и зоны ТЭЦ Нижне-Тагильского металлургического комбината.

Параллельно прорабатывается вариант обезвоживания хвостов и золы с соответствующими добавками, использования их для производства строительных деталей. Если такая система будет реализована, то можно будет считать, что добываемые на Высокогорском железном руднике сернистые магнетиты используются комплексно с получением из них следующего количества продуктов в год:

	тыс. тонн	%
Исходная руда . . . . .	1500	100
Железо . . . . .	480	32
Щебень из хвостов сухой сепарации . . . . .	570	37,8
Хвосты мокрой сепарации, используемые для изготовления стройдеталей . . . . .	320	21,4
Используемая часть исходного сырья . . . . .	1370	91,2

Институтом металлургии АН СССР уже несколько лет пропагандируется селективная разработка залежей Высокогорского месторождения с раздельной выемкой богатых (свыше 55% железа) и бедных магнетитов и гидрометаллургическая переработка богатых магнетитов с максимальным извлечением из них меди и кобальта. Предложение такого рода можно считать примером неправильного решения проблемы комплексного использования руд.

Действительно, извлечение богатых руд из общего рудного комплекса залежей потребовало бы применения системы разработки, позволяющей вести забойную (ручную) сортировку руды. Наиболее эффективной и экономичной из таких систем является система слоевого обрушения. При ней себестоимость добычи руды составляет 7,0 руб/т против 2,0 руб/т при системе «этажных скважин».

В масштабе Высокогорского рудника переход на систему слоевого обрушения обозначал бы увеличение ежегодных эксплуатационных расходов на 25 млн. руб.

Интенсивность отработки месторождений при слоевом обрушении в 2—3 раза ниже, чем при системе «этажных скважин». Следовательно, переход на слоевое обрушение повлек бы за собой снижение общей добычи по руднику с 5 до 2—2,5 млн. тонн в год, что абсолютно недопустимо, так как Высокогорский рудник является основным поставщиком сырья для НТМК, а рудный баланс Тагило-Кушвинского района очень напряжен.

Как показывают ориентировочные подсчеты, строительство завода для гидрометаллургической переработки 2—3 млн. тонн руды в год, в особенности обжигового цеха с малопроизводительными вращающимися печами, потребовало бы 100—200 млн. руб., а расходы, связанные с его эксплуатацией, были бы очень большими. Положение усугубляется тем, что обжиг переводит железную часть руды из закисного в окисное состояние и руду после гидрометаллургической переработки приходится плавить в необогащенном состоянии, т. е. с содержанием железа не выше 50%, либо применять восстановительный обжиг, для которого потребовалось бы построить соответствующий очень крупный цех.

Таким образом, и с горнообогатительной, и с металлургической точек зрения предложенное решение является крайне тяжелым и не оправдывается содержанием соответствующих компонентов в руде.

Ценность железа, содержащегося в высокогорской руде, составляет 90% всех заключенных в ней ценностей.

Очевидно, что не следует подчинять все решения по дальнейшей разработке месторождения задачам извлечения дополнительных 2—3% ценностей, в ущерб основному определяющему компоненту — железу.



Г. В. ЖУКОВСКИЙ  
*Уралмеханобр*

## ТЕХНОЛОГИЯ И ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЦЕЛЕСООБРАЗНОСТЬ ГЛУБОКОГО ОБОГАЩЕНИЯ РУД ТАГИЛО-КУШВИНСКОГО РАЙОНА

Значительный рост выплавки чугуна и стали, намеченный программой КПСС на ближайшие 10—20 лет, потребует не только вовлечения в эксплуатацию новых месторождений железных руд, но также и усовершенствования методов рудоподготовки.

За последнее время коренным образом изменилось обогащение железных руд. Изменились и стали значительно жестче требования к металлургическому сырью. Наряду с этим, со всей остротой встал вопрос о комплексном использовании недр. Железная руда, рассматриваемая ранее только как сырье для черной металлургии, в настоящее время оценивается не только с точки зрения содержащегося в ней железа, но также с точки зрения попутного извлечения из нее других ценных компонентов, таких как медь, кобальт, цинк, ванадий, титан, фосфор и др.

В связи с этим изменилось само понятие о том, что называется промышленной рудой, поскольку промышленными рудами по-прежнему принято называть такие горные породы, из которых при современном состоянии техники выплавка металла экономически выгодна или целесообразна.

Если ранее, согласно существовавшей классификации, к промышленным относились руды с содержанием железа 50—60%, идущие в плавку без обогащения, к обогащаемым горным породам — руды с содержанием железа 40—50%, а к необогащаемым породам такие, из которых путем известных ранее методов обогащения считалось экономически невыгодным получать концентраты, то теперь эта классификация явно устарела и не отражает ни современных требований к металлургическому сырью, ни современных возможностей техники обогащения.

Так, например, требование металлургов получать для доменного процесса высококачественную, однородную по гранулометрическому составу и подготовленную для плавки монолитную вызывает необходимость приготовлять концентраты с высоким содержанием железа и далее использовать их в доменных печах в виде оглущованного агломерата или оглущованных окатышей, что исключает по существу плавку сырых руд с содержанием железа 50—60%.

Если ранее к необогащаемой породе относилась в районе Верхнего Озера в США бедная крупнозернистая руда с содержанием железа 20—30% и сравнительно богатая (с содержанием железа 35—40%), но имеющая тонкое прорастание, то теперь такие руды считается вполне целесообразно и рентабельно обогащать.

Ввод в эксплуатацию таких крупных предприятий за рубежом как Сильвер-Бей, Эри в Соединенных Штатах, Мармора в Канаде, Сидварнгер в Норвегии, строительство у нас ГОКов в Кривом Роге, в Кач-

канаре показывает возможность и целесообразность обогащения бедных железных руд с получением высококачественных железных концентратов при высоком извлечении железа.

Так, например, на фабрике Сильвер-Бей и Эри из руды с содержанием железа 31,2—32,0% получается концентрат с содержанием железа 64,0—64,5% при извлечении общего железа 67,5—67,8% и рудного железа 90,0%.

На фабрике Сидварангера из руды с содержанием железа 34,1% получается концентрат с содержанием железа 64,7%, при извлечении общего железа 89,6% и рудного железа 97,0%. Из качканарских руд с содержанием железа 16,5% получаются концентраты с содержанием железа 63,0% при извлечении общего железа 67,0% и рудного железа 88,0%. Обогащение бедных и тонковкрапленных руд стало возможно и экономически целесообразно после появления новых технических средств, позволяющих удешевить стоимость добычи и обогащения руд и организовать предприятия с производительностью до 25,0—30,0 млн. тонн руды в год.

На современных крупных обогатительных комбинатах при обработке тонковкрапленных руд возникла необходимость при дроблении и измельчении руд сокращать размер поступающих в обработку кусков руды с 1500 мм до 0,1 мм, т. е. уменьшать их размер в 15 тысяч раз, при производительности фабрик до 3000 т/час. Это оказалось возможным после того, как машиностроительная промышленность стала выпускать мощные дробилки, работающие под завалом, большие стержневые и шаровые мельницы. Организацию классификации и магнитной сепарации стало возможным решать более эффективно и компактно после замены громоздких реечных и спиральных классификаторов гидроциклонами, новыми магнитными сепараторами с постоянными магнитами и т. п.

В связи с этим технологические схемы обогащения, разработанные всего 10—15 лет назад, оказались не удовлетворяющими современным требованиям.

Современные схемы глубокого обогащения предусматривают обязательное измельчение руды в 2—3 стадии с магнитной сепарацией между ними для выделения отвальных хвостов; магнитную сепарацию с обязательной перечисткой хвостов во всех стадиях для сокращения потерь железа в хвостах; перечистку концентратов для повышения их качества; применение размагничивания перед операциями классификации; флотацию концентратов для очистки их от вредных примесей; флотацию хвостов магнитной сепарации в случае наличия в них полезных компонентов.

Основным условием прироста выплавки чугуна в условиях Свердловской области является расширение сырьевой базы черной металлургии и увеличение добычи руды, явно недостаточной для покрытия потребности в сырье.

При этом возникает вопрос, по какому пути следует идти после расширения добычи руды до максимально возможных размеров для увеличения выплавки чугуна: по пути строительства новых доменных печей, сохраняя существующий уровень рудоподготовки, или по пути улучшения рудоподготовки, выплавляя на существующих доменных печах большее количество чугуна.

Поскольку производительность металлургического завода при всех равных условиях зависит от коэффициента использования полезного объема доменных печей, значительное увеличение выплавки чугуна можно достигнуть за счет лучшей подготовки доменной шихты, в част-

ности, повышения содержания железа в ней, кусковатости и газопроницаемости ее.

К числу мероприятий, улучшающих подготовку доменной шихты, относятся: комбинированный нагрев шихты, грохочение агломерата

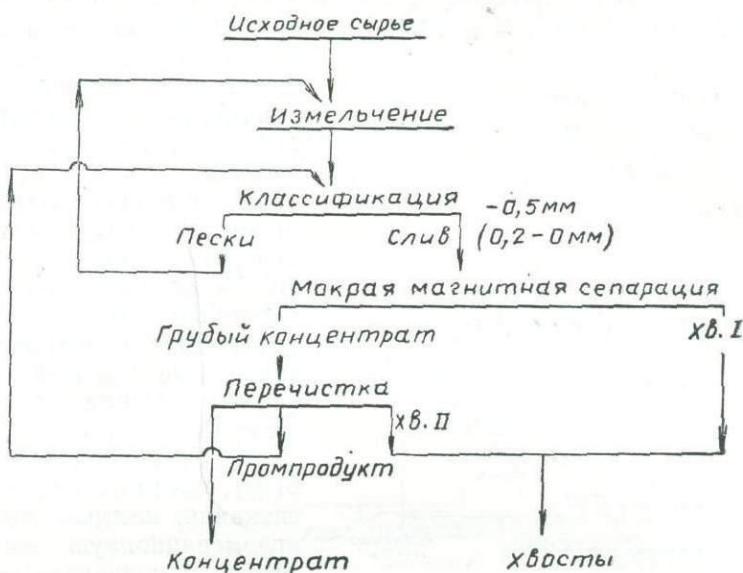


Рис. 1. Одностадийная схема обогащения, применяемая на обогатительных фабриках НТМК.

в целях удаления мелочи, отрицательно влияющей на газопроницаемость шихты, вывод из агломерационной шихты крупнокускового кон-

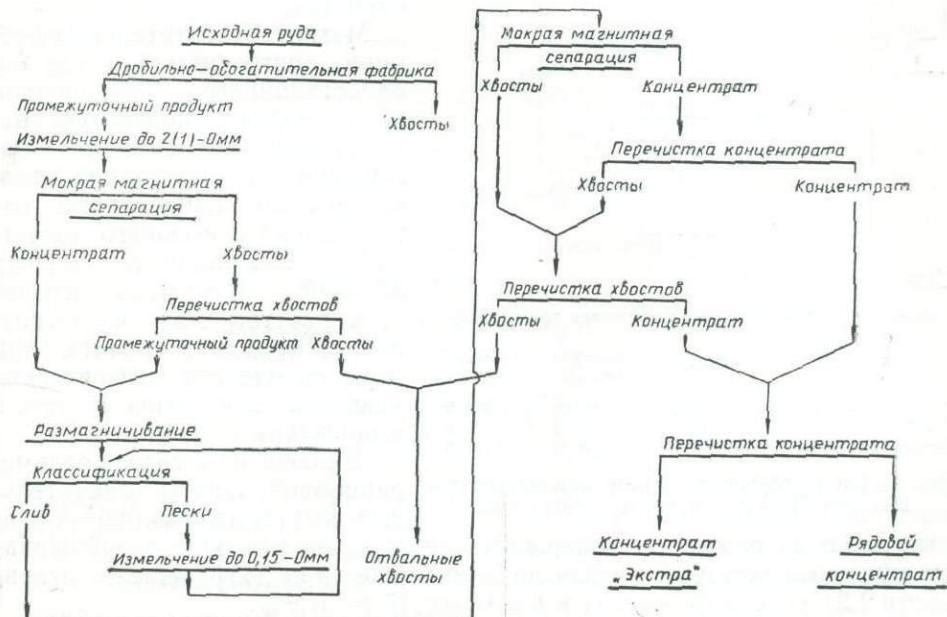
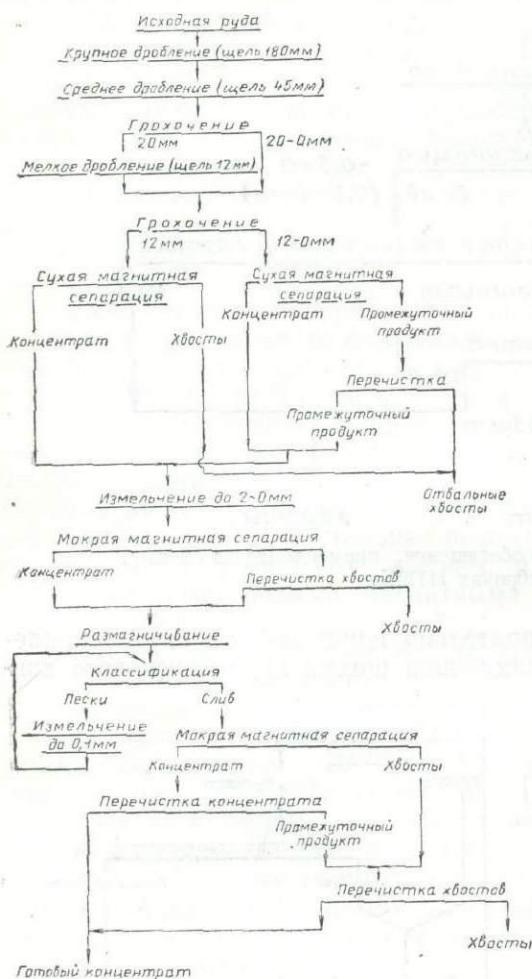


Рис. 2. Схема глубокого обогащения чистых и сернистых магнетитов Высокогорского месторождения.

центрата сухой магнитной сепарации и, наконец, коренное улучшение подготовки рудного сырья — переход на глубокое обогащение руд с окускованием концентратов путем получения оффлюсованных окатышей.

Внедрение этих мероприятий на Нижне-Тагильском металлургическом комбинате потребует различных капитальных затрат и в зависимости от того, какие из них будут осуществлены, позволит увеличить производительность доменных печей в различной степени.



Расчетные технологические показатели обогащения, %

	Выход	Содержание Fe	Извлечение Fe
Концентрат . . . . .	53,0	65,0	90,6
Хвосты . . . . .	47,0	7,6	9,4
Исходная руда . . . . .	100,0	38,0	100,0

Рис. 3. Схема глубокого обогащения магнетитовых руд Лебяжинского месторождения.

ных добавок, бедных по содержанию железа, еще больше разубоживает агломерат, который в оффлюсованном виде (при коэффициенте основности 1,2) содержит железа в пределах 47,2—51,9%.

Между тем, как показали работы сотрудников Уралмеханобра, при обогащении руд Тагило-Кушвинского района по схемам глубокого обогащения вполне возможно получить концентраты с содержанием железа

от 54—57%, что позволяет существенно увеличить производительность доменных печей.

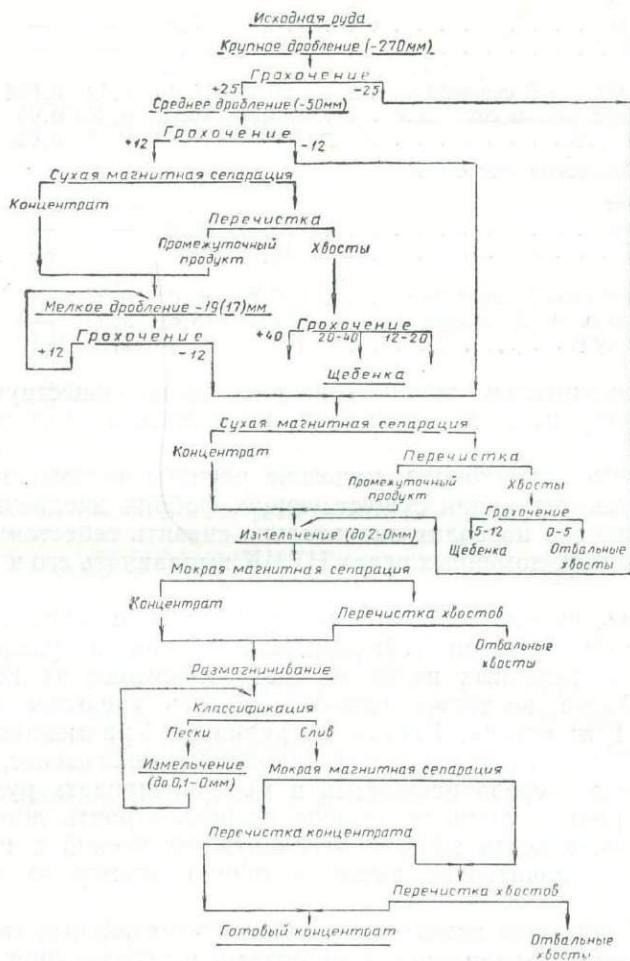
В настоящее время обогащение руд и окускование концентратов на предприятиях НТМК не удовлетворяет современным требованиям рудоподготовки. Основной недостаток существующей технологии — получение бедных по содержанию железа концентратов сухой сепарации (54—57%), чрезмерно крупных для спекания, которые, поступая в агломерационную шихту совместно с концентратами мокрой магнитной сепарации, не только снижают содержание железа в ней, но и увеличивают неоднородность агломерата, ухудшая его физические свойства.

Магнитообогатительные фабрики, построенные по схемам одностадийного обогащения, не позволяют полностью использовать возможности обогащения и вследствие этого выдают концентраты относительно невысокого качества с содержанием железа 57—60%. Отсутствие перечисток хвостов мокрой магнитной сепарации в значительной мере определяет относительно невысокое извлечение железа в концентрат (82,5%).

Включение в состав агломерационной шихты значительных количеств различных рудных добавок, бедных по содержанию железа, еще больше разубоживает агломерат, который в оффлюсованном виде (при коэффициенте основности 1,2) содержит железа в пределах 47,2—51,9%.

за 64,5—66,0% и даже выше, если потребуется получать концентраты для прямого получения железа.

На приведенных здесь чертежах показаны принципиальная схема обогащения железных руд, осуществленная на обогатительных фабриках



Расчетные технологические показатели обогащения, %

Продукты	Выход	Содержание Fe	Извлечение Fe
Концентрат . . .	36,8	65,0	78,4
Хвосты . . .	63,2	10,4	21,6
Исходная руда	100,0	30,5	100,0

Рис. 4. Схема глубокого обогащения магнетитовых руд Гороблагодатского месторождения.

НТМК (рис. 1) и схемы глубокого обогащения, разработанные для руд Высокогорского, Лебяжинского и Гороблагодатского месторождений (рис. 2, 3 и 4). Технологические показатели обогащения чистых и сернистых магнетитов Высокогорского месторождения приведены ниже.

Внедрение в промышленность схем глубокого обогащения на вновь проектируемых обогатительных фабриках не представляет больших

## Технологические показатели обогащения, %

	Выход	Содержание			Извле- чение Fe
		Fe	S	P	
<b>Чистые магнетиты</b>					
Концентрат					
«Экстра» . . . . .	23,80	67,00	—	—	46,9
рядовой . . . . .	19,20	61,00	—	—	34,4
Хвосты					
сухой магнитной сепарации . . .	26,10	11,40	0,12	0,044	8,7
мокрой магнитной сепарации . . .	30,90	11,12	0,34	0,05	10,0
Исходная руда . . . . .	100	34,00	0,18	0,03	100
<b>Сернистые магнетиты</b>					
Концентрат					
«Экстра» . . . . .	28,33	67,0	—	—	55,70
рядовой . . . . .	12,5	60,5	—	—	22,20
Хвосты					
сухой магнитной сепарации . . .	37,8	11,0	0,52	—	12,20
мокрой магнитной сепарации . . .	21,4	15,8	3,60	—	9,90
Исходная руда . . . . .	100	34,0	1,10	0,10	100

трудностей, значительно труднее внедрить их на существующих обогатительных фабриках, где это можно выполнить только путем их реконструкции.

Проведенные технико-экономические расчеты показывают, что даже в условиях реконструкции существующих фабрик внедрение схем глубокого обогащения позволит значительно снизить себестоимость чугуна и в существующих доменных печах НТМК выплавлять его в 1,3—1,5 раза больше.

Улучшение рудоподготовки, по сравнению с существующей на НТМК, не только снизит себестоимость чугуна и увеличит производительность доменных печей за счет улучшения их коэффициента полезного объема, но также позволит снизить удельные капитальные затраты на 1 т чугуна. Работа сотрудников Уралмеханобра, выполненная совместно с сотрудниками Гипроруды, показывает, что необходимо в первую очередь расширять и модернизировать рудоподготовительные фабрики и лишь во вторую очередь строить доменные печи. При такой очередности эффект от капиталовложений в народном хозяйстве будет значительно выше, а общий размер их может быть снижен.

На рис. 5 показано изменение удельных капитальных затрат и себестоимости чугуна в зависимости от объема реконструкции и капиталовложений по различным вариантам рудоподготовки. При осуществлении всего объема рудоподготовки содержание железа в концентратах повысится с 56—57 до 65%, а содержание железа в оглюсованном агломерате или окатышах, с учетом неизбежных рудных добавок, вместо 50—51 будет 59—60%. Коэффициент использования полезного объема (КИПО) доменных печей после выполнения всего объема реконструкции значительно улучшится и будет 0,46 вместо 0,718.

При выборе схемы технологического процесса и пределов обогащения руды большое значение имеет металургическая оценка полученных концентратов, характеризуемая не только содержанием железа в концентрате, но также коэффициентом их основности и отношением кремнезема к глинозему.

В отличие от соколовско-сарбайских и качарских руд в высокогорских, лебяжинских, гороблагодатских и качканарских рудах Свердловского экономического района, с увеличением содержания железа в концентрате кремневый модуль становится менее двух (рис. 6, 7, 8).

Это объясняется вещественным составом и вкрапленностью руд, из которых по данным Ф. К. Соломоновой вначале при относительно грубом измельчении (с получением небогатых концентратов) отходит скаж-

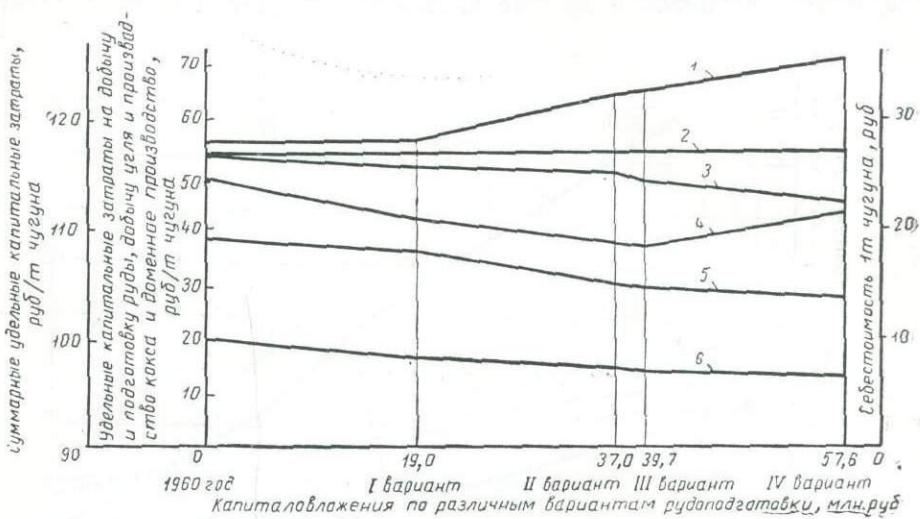


Рис. 5. Удельные капитальные затраты и себестоимость передельного чугуна:

1 — добыча и подготовка руды; 2 — себестоимость чугуна в 1960 г.; 3 — себестоимость чугуна по различным вариантам; 4 — суммарные удельные капитальные затраты; 5 — затраты на добычу угля и производство кокса; 6 — затраты на производство чугуна.

полит, полевой шпат, далее гранат и т. д., т. е. такие минералы, где кремнезем преобладает над глиноземом (рис. 9). Далее в диапазоне получения концентратов с содержанием железа 65—66% и выше все еще удаляется эпидот и хлорит, в которых содержание глинозема близко к содержанию кремнезема и, наконец, в мономинеральных фракциях магнетита путем растворения обнаруживается присутствие глинозема, изоморфно связанного с железом.

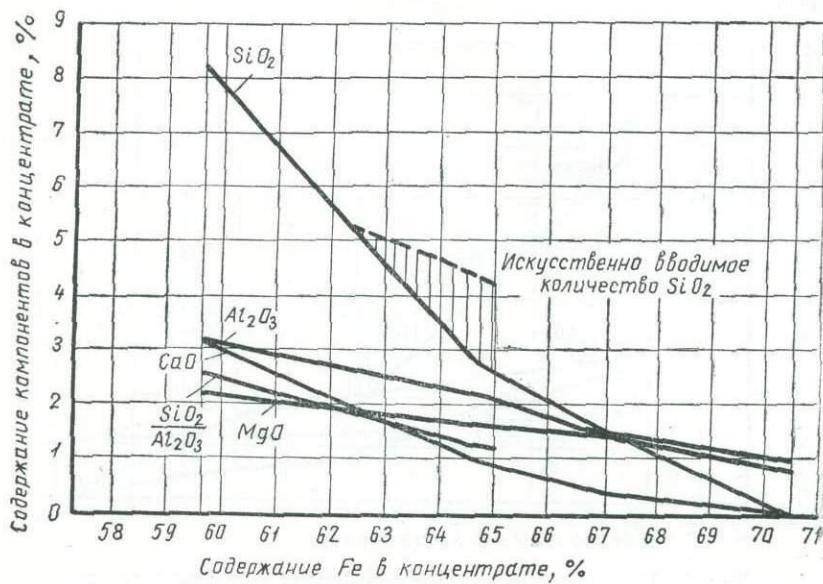


Рис. 6. Кремневый модуль в концентратах Высокогорского рудоуправления.

Если экономическая целесообразность получения концентратов глубоким обогащением для выплавки передельного чугуна у ряда крупных металлургов (акад. И. П. Бардин, П. И. Коробов, Н. И. Коробов, В. И. Хлебников и др.) не вызывает сомнения и подтверждается

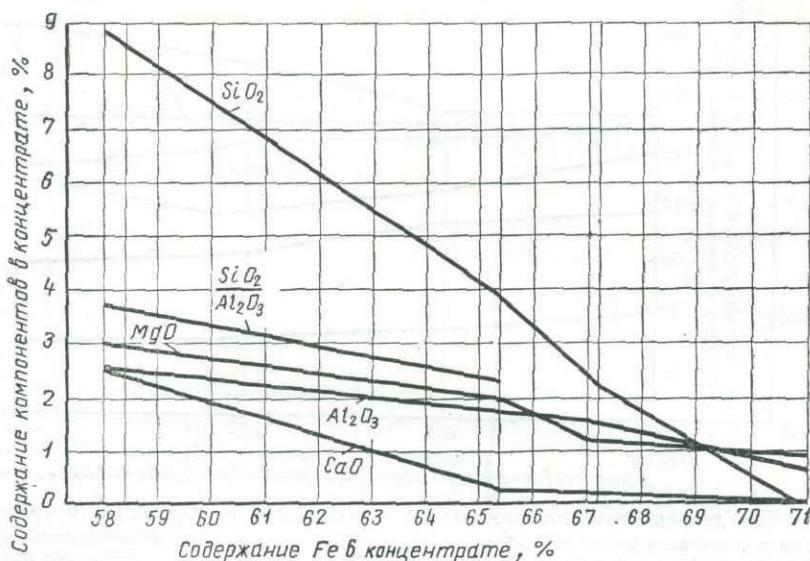


Рис. 7. Кремневый модуль в концентратах Лебяжинского рудоуправления.

зарубежным опытом, то у других металлургов к концентратам глубокого обогащения по-прежнему существует недоверие. В частности, высказываются требования, чтобы отношение кремнезема к глинозему в них не снижалось ниже двух. Эти требования, базирующиеся на старой металлургической практике, когда в доменную печь загружалась неоднородная шихта с плохой газопроницаемостью, должны быть пересмотрены.

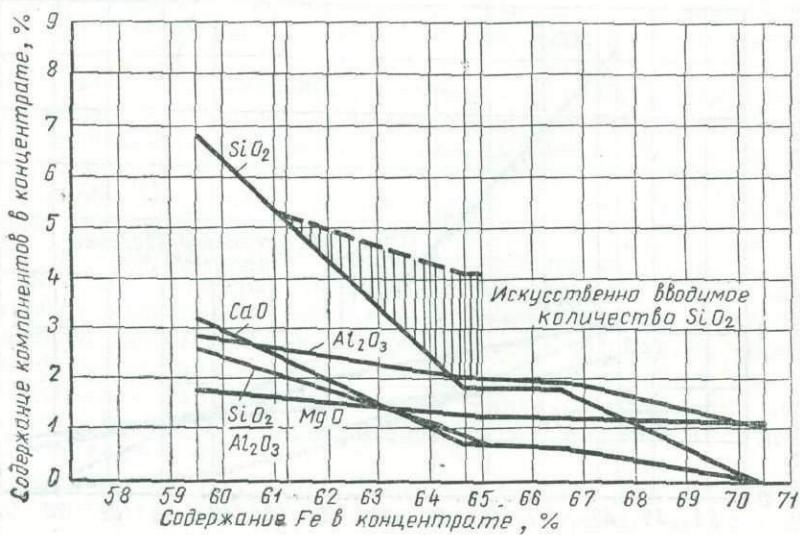


Рис. 8. Кремневый модуль в концентратах Гороблагодатского рудоуправления.

Таблица 1

Агломерационная шихта с учетом рудных и нерудных добавок при использовании  
обычных концентратов

Этапы	Компоненты рудной шихты	Коли-чество,%	Содержание, %					Количество добавляемого $\text{SiO}_2$ в т/год для доведения $\frac{\text{SiO}_2}{\text{Al}_2\text{O}_3} = 2$	Количество добавляемого известняка в т/год с доведением $\frac{\text{CaO} + \text{MgO}}{\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3} = 1,2$	Количество добавляемого известняка в т/год с доведением $\frac{\text{CaO}}{\text{SiO}_2} = 1,2$	Содержание в шихте при	
			Fe	$\text{SiO}_2$	$\text{Al}_2\text{O}_3$	CaO	MgO				CaO + MgO $\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3$	CaO $\text{SiO}_2$
I	Концентрат . . . . .	72,51	60,00	7,70	3,04	2,51	2,17	—	—	—	—	—
	Аглоруда . . . . .	22,09	50,20	9,00	8,00	5,20	2,50	—	—	—	—	—
	Эфель . . . . .	5,40	45,00	17,00	2,57	3,90	0,92	—	—	—	—	—
	Шихта . . . . .	100	57,02	8,48	4,38	3,17	2,17	7322	543222	365569	51,52	53,28
II	Концентрат . . . . .	77,02	60,00	7,70	3,04	2,51	2,17	—	—	—	—	—
	Аглоруда . . . . .	18,33	50,20	9,00	8,00	5,20	2,50	—	—	—	—	—
	Эфель . . . . .	4,65	45,00	17,00	7,57	3,90	0,92	—	—	—	—	—
	Шихта . . . . .	100	57,30	8,34	4,15	3,50	2,16	—	596702	404072	51,97	53,58
III	Концентрат . . . . .	81,69	60,00	7,70	3,04	2,51	2,17	—	—	—	—	—
	Аглоруда . . . . .	16,17	50,20	9,00	8,00	5,20	2,50	—	—	—	—	—
	Эфель . . . . .	2,14	45,00	17,00	7,57	3,90	0,92	—	—	—	—	—
	Шихта . . . . .	100	58,09	8,10	3,15	2,97	2,19	—	460036	334703	53,15	54,41
IV	Концентрат . . . . .	90,91	60,00	7,70	3,04	2,51	2,17	—	—	—	—	—
	Аглоруда . . . . .	8,04	50,20	9,00	8,00	5,20	2,50	—	—	—	—	—
	Эфель . . . . .	1,05	45,00	17,00	7,57	3,90	0,92	—	—	—	—	—
	Шихта . . . . .	100	59,05	7,89	3,48	2,74	2,17	—	323118	249641	54,28	55,29

Агломерационная шихта с учетом рудных и нерудных добавок при использовании концентратов глубокого обогащения

Этапы	Компоненты рудной шихты	Количество		Содержание, %					Количество добавляемого $\text{SiO}_2$ в $m/\text{год}$ для доведения $\frac{\text{SiO}_2}{\text{Al}_2\text{O}_3} = 2$	Количество добавляемого известняка в $m/\text{год}$ с доведением $\frac{\text{CaO} + \text{MgO}}{\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3} = 1,2$	Количество добавляемого известняка в $m/\text{год}$ с доведением $\frac{\text{CaO}}{\text{SiO}_2} = 1,2$	Содержание в шихте при		Экономия на коксе на 1 тугуна, руб.	
		тысяч тонн/год	%	Fe	$\text{SiO}_2$	$\text{Al}_2\text{O}_3$	CaO	MgO				$\text{CaO} + \text{MgO}$ $\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3$	CaO $\text{SiO}_2$		
I	Концентрат . . .	1960	72,51	65,00	2,78	2,11	0,98	1,60	—	—	—	—	—	—	0,57
	Аглоруда . . .	597	22,09	50,20	9,00	8,00	5,20	2,50	—	—	—	—	—	—	
	Эфель . . . .	146	5,40	45,00	17,00	7,57	3,90	0,92	—	—	—	—	—	—	
	Шихта . . . .	2703	100	60,65	4,91	3,70	2,06	1,75	67298 (25 $\text{кг}/m$ )	496015	355988	54,15	55,48		
II	Концентрат . . .	2308	77,02	65,00	2,78	2,11	0,98	1,60	—	—	—	—	—	—	0,66
	Аглоруда . . .	552	18,33	50,20	9,00	8,00	5,20	2,50	—	—	—	—	—	—	
	Эфель . . . .	140	4,65	45,00	17,00	7,57	3,90	0,92	—	—	—	—	—	—	
	Шихта . . . .	3010	100	61,35	4,58	3,44	1,88	1,72	69272 (23 $\text{кг}/m$ )	508774	369575	55,05	56,26		
III	Концентрат . . .	2097	81,69	65,00	2,78	2,11	0,98	1,60	—	—	—	—	—	—	0,70
	Аглоруда . . .	415	16,17	50,20	9,00	8,00	5,20	2,50	—	—	—	—	—	—	
	Эфель . . . .	55	2,14	45,00	17,00	7,57	3,90	0,92	—	—	—	—	—	—	
	Шихта . . . .	2567	100	62,18	4,09	3,18	1,72	1,73	58218 (22,7 $\text{кг}/m$ )	395760	292572	56,39	57,48		
IV	Концентрат . . .	1731	90,91	65,00	2,78	2,11	0,98	1,60	—	—	—	—	—	—	0,95
	Аглоруда . . .	153	8,04	50,20	9,00	8,00	5,20	2,50	—	—	—	—	—	—	
	Эфель . . . .	20	1,05	45,00	17,00	7,57	3,90	0,92	—	—	—	—	—	—	
	Шихта . . . .	1904	100	63,00	3,43	2,64	1,34	1,66	35264 (18,6 $\text{кг}/m$ )	238510	144450	58,70	60,12		

Для проверки возможности выплавки чугуна из концентратов глубокого обогащения целесообразно организовать опытные плавки агломерата, полученного из концентратов с содержанием железа 65,0%, с пониженным кремневым модулем, близким к единице. Если плавки такого агломерата (с отсевом мелочи) окажутся неудовлетворительными, целесообразно, получая концентраты глубокого обогащения,

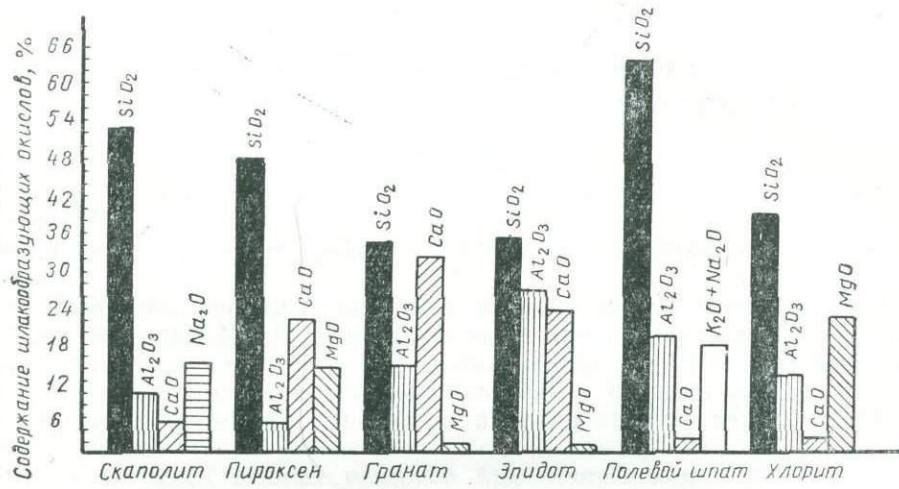


Рис. 9. Содержание шлакообразующих окислов в нерудных минералах магнетитовых месторождений Урала.

вводить в них необходимое количество кремнезема (в виде кварцитов или песка), что, как показали расчеты сотрудников института Уралмеханобр, себя оправдывает (табл. 1, 2).

Так, например, как показали расчеты, для доведения кремневого модуля  $\left( \frac{SiO_2}{Al_2O_3} \right)$  в концентрате до двух, в 1965 г. потребуется введение в шихту кремнезема и дополнительно известняка. Плавка концентрата, полученного в результате глубокого обогащения, с содержанием железа 65% даст возможность получить экономию на коксе в сумме 57 коп. на 1 т чугуна. На IV этапе вследствие более благоприятного соотношения шлакообразующих в концентрате потребуется вводить всего 18,6 кг/т кремнезема на 1 т концентрата и экономия кокса на 1 т чугуна возрастает до 95 коп.

Таким образом, даже при условии введения в шихту дополнительно кремнезема получение концентратов глубокого обогащения экономически себя оправдывает.

*В. К. БАБАК  
Уралмеханобр*

## **ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ РУД ВЫСОКОГОРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ**

### **Введение**

Программой Коммунистической партии Советского Союза, утвержденной XXII съездом КПСС, перед советским народом поставлены грандиозные задачи по развитию материально-технической базы коммунизма.

В целях реализации задач, поставленных перед metallurgической промышленностью Урала, усилия ученых и производственников должны быть направлены на выявление и мобилизацию дополнительных сырьевых резервов промышленности, использование которых может способствовать досрочному выполнению и перевыполнению народнохозяйственного плана.

Один из существенных резервов при обогащении полезных ископаемых, перерабатываемых уральскими обогатительными фабриками,— попутное извлечение ценных компонентов-спутников, входящих в состав руд цветных и черных металлов. Усовершенствование технологии переработки этого типа руд и внедрение новых технологических схем, предусматривающих комплексное использование руд, значительно сокращает затраты на получение дополнительных концентратов и снижает их себестоимость.

На обогатительных фабриках Урала, перерабатывающих комплексные сульфидные руды, полному использованию всех ценных компонентов, входящих в состав руд, уделяется должное внимание.

Работниками Красноуральской и Кировградской обогатительных фабрик, совместно с сотрудниками института Уралмеханобр, проведена большая работа по усовершенствованию технологии обогащения сплошных колчеданных и вкрапленных руд. Благодаря этому указанные фабрики, помимо медного концентрата, выдают качественные цинковый и пиритный концентраты с относительно высокими показателями обогащения.

На Среднеуральской обогатительной фабрике, в результате упорной многолетней исследовательской работы и промышленных испытаний, проведенных коллективами фабрики и институтов Уралмеханобр и Гинцветмет, внедрена технология получения цинковых концентратов (ранее не получаемых) из трудно обогатимых медноколчеданных руд Дегтярского месторождения. Работниками Пышминской и Турбинской обогатительных фабрик освоена технология попутного получения магнетитового концентрата при переработке сульфидных меднопиритных руд.

Таким образом, обогатители-цветники с полной ответственностью подходят к реализации резервов путем организации производства дополнительных концентратов за счет усовершенствования технологии переработки руды, предусматривающей комплексное ее использование.

Основная задача на ближайшие годы — дальнейшее совершенство-

вание технологического процесса обогащения руд цветных металлов, в целях повышения как качества концентратов, так и увеличения извлечения в них основных ценных компонентов.

Иначе обстоит вопрос с реализацией проблемы комплексного использования контактово-метасоматических железорудных месторождений Урала.

Наряду с «чистыми» первичными и окисленными рудами (магнетиты, полумартиты и мартиты), в месторождениях данного типа встречается большое количество магнетитовых руд с включениями сульфидов, считающихся для данных руд вредными примесями. Вследствие этого, применяемыми схемами обогащения этих сложных по своему составу руд предусматривается только удаление «вредных примесей» с целью получения кондиционных железных концентратов.

В настоящее время, при существующей технологии обогащения сульфидно-магнетитовых руд, содержащиеся в них ценные примеси безвозвратно теряются как в хвостах, так и в концентратах магнитного обогащения, ухудшая качество последних. Например, при переработке сульфидно-магнетитовых руд Высокогорского месторождения на магнитнообогатительных фабриках выше 50% сульфидов, связанных с магнетитом, теряется в концентратах магнитной сепарации. Вследствие этого концентрация серы и меди в магнитном концентрате повышается, что отражается на качестве агломерата.

Возрастающие экономические и технологические требования металлургов к качеству сырья, поступающего в плавку, вызывают необходимость коренного пересмотра существующих схем обогащения сульфидно-магнетитовых руд. В связи с этим вопрос комплексного использования руд данного типа тесно переплетается с вопросом значительного улучшения качества агломератов, используемых metallurgической промышленностью.

### Краткая характеристика руд

Сульфидно-магнетитовые руды Высокогорского месторождения, в зависимости от содержания сульфидов, подразделяются на многосернистые, малосернистые и убогие сернистые. В связи с этим количество сульфидов в магнетитовых рудах колеблется от десятых долей до 10—15%. Сульфиды во всех участках месторождения встречаются преимущественно в виде тонкой вкрапленности и представлены в основном халькопиритом и кобальтипиритом.

На основании проведенных нами исследований установлено, что кобальт, входящий в состав руды, связан не только с сульфидами, но и с магнетитом, входя в его кристаллическую решетку. Количество кобальта, связанного с магнетитом, колеблется в широких пределах (рис. 1). С увеличением содержания серы в руде количество кобальта, связанного с магнетитом, уменьшается и наоборот. Вследствие этого для получения кобальтипиритного концентрата наибольший интерес представляют руды с повышенным содержанием в них серы.

Сернистые магнетиты в общем балансе запасов магнетитовых руд Высокогорского месторождения составляют более 50% со средним содержанием железа 38%.

### Результаты исследовательских работ по извлечению сульфидов меди и кобальта

Начиная с 1940 г. сотрудниками институтов Механобр и Уралмеханобр был проведен ряд исследовательских работ по извлечению сульфидов кобальта и меди из сернистых руд Высокогорского месторождения.

рождения. Первоначальные работы проводились на пробах многосернистых магнетитов, в последующем исследованиями были охвачены все разновидности руд, встречающиеся в месторождении.

В результате исследований было установлено, что для получения оптимальных показателей по извлечению кобальта и качеству кобальт-пиритного концентрата переработку сернистых магнетитов целесообразно проводить в следующем порядке:

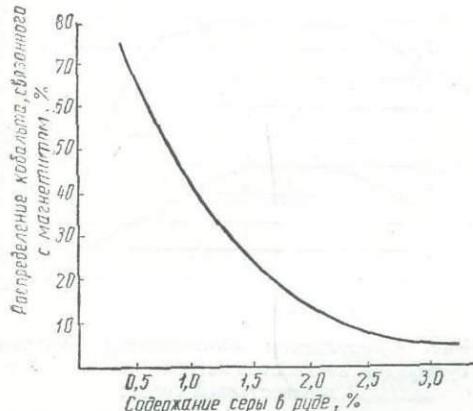


Рис. 1. Количество кобальта, связанного с магнетитом, в зависимости от содержания серы в руде.

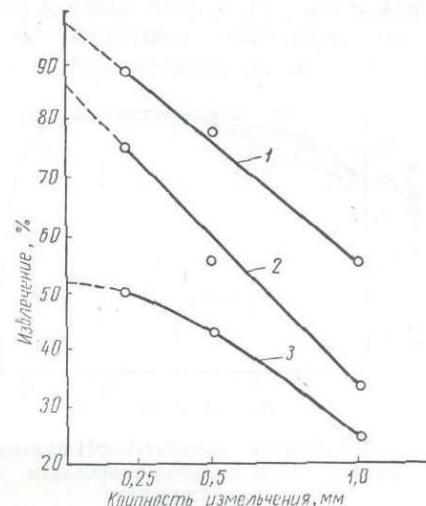


Рис. 2. Зависимость извлечения в хвосты магнитного обогащения серы (1), меди (2), кобальта (3) от степени раскрытия минеральных зерен.

разнее всего организовать по схеме, предусматривающей осуществление сухого и мокрого магнитного обогащения руды, с выделением высококачественного железного концентрата и с последующей флотацией сульфидов кобальта и меди из хвостов мокрого магнитного обогащения.

В условиях осуществления указанной схемы показатели извлечения меди и кобальта из руды всецело зависят от степени раскрытия минеральных зерен перед последней стадией магнитного обогащения. Это наглядно характеризуется результатами опытов по мокрому магнитному обогащению наиболее типичной для месторождения пробы руды, при различной степени ее измельчения (рис. 2). С уменьшением крупности измельчения руды перед магнитным обогащением резко повышаются показатели извлечения меди и кобальта в хвосты магнитной сепарации. При измельчении руды до крупности 0,2—0,5 мм значительно повышается качество железных концентратов, содержание железа в которых доходит до 66—67%.

Исследованиями по флотационному обогащению была установлена возможность получения медных концентратов с содержанием меди от 12 до 22% и выше, а также кобальт-пиритных концентратов с содержанием кобальта от 0,5 до 1,08% и меди от 0,3 до 1,13%.

В зависимости от количества сульфидов в руде извлечение меди и кобальта в одноименные концентраты колеблется от 40 до 53%, при осуществлении флотации сульфидов меди и кобальта из хвостов мокрого магнитного обогащения. Применение более тонкого измельчения руды, до крупности 90—95% минус 0,074 мм, способствует повышению

показателей извлечения: меди от 50 до 92% и кобальта — от 30 до 92% (в зависимости от количества кобальта, связанного с сульфидами железа и с магнетитом).

Последующие исследования были проведены в укрупненном масштабе с пробой руды и хвостов мокрого магнитного обогащения, включающими в себя все типы эксплуатировавшихся за тот период разновидностей руд, в том числе и окисленных. Исследования проводили по трем вариантам технологической схемы флотации сульфидов меди и кобальта из хвостов мокрого магнитного обогащения руды.

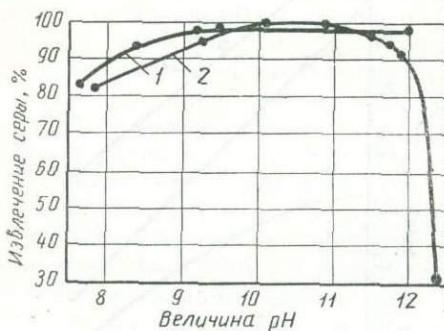


Рис. 3. Влияние величины pH пульпы на извлечение сульфидов кобальта в пенный продукт.

Флотация кобальтпирита: 1 — в содовой среде, 2 — в известковой среде.

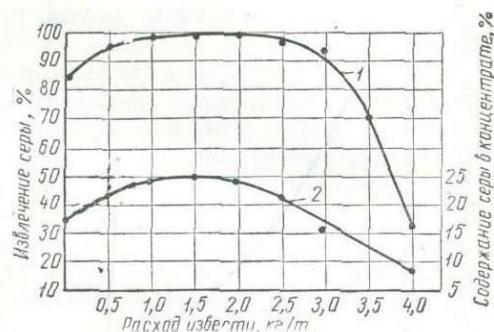


Рис. 4. Результаты коллективной флотации сульфидов из хвостов магнитного обогащения в известковой среде:

1 — извлечение серы в грубый сульфидный концентрат; 2 — содержание серы в грубом сульфидном концентрате.

Первым вариантом предусматривалось осуществление коллективной флотации сульфидов с получением медно-кобальтового концентрата. По второму варианту медный и кобальтпиритный концентрат получали в результате селекции коллективного медно-кобальтового концентрата.

Третий вариант намечал осуществление последовательной селективной флотации сульфидов меди и кобальта, с получением кондиционных медного и кобальтпиритного концентратов.

В результате исследований установлено, что получение коллективного медно-кобальтового концентрата обеспечивается при относительно грубом измельчении порядка 75% минус 0,074 мм. Флотация сульфидов меди и кобальта осуществляется весьма эффективно в слабощелочной среде (около 30 г/м<sup>3</sup> свободной CaO) при невысоком расходе флотационных реагентов<sup>1</sup> и за относительно короткий отрезок времени (15 мин). Вследствие наличия в руде некоторого количества окисленной разновидности, для более высокого извлечения части окисленных минералов меди и кобальта флотацию их необходимо производить с применением сульфидизатора — сернистого натрия. Опытами установлено, что с загрузкой последнего в количестве 0,75 кг/т в голову основного процесса флотации возможно исключение расхода модификаторов (соды или извести) и сокращение продолжительности флотации на 5 мин.

Зависимость показателя извлечения сульфидов от величины pH пульпы с применением в качестве модификаторов кальцинированной соды и окиси кальция приведена на рис. 3, данные которого показыва-

<sup>1</sup> Установленный исследованиями реагентный режим флотации: извести — 1,5 кг/т, расход собираителя — бутилового ксантофената — 100 г/т, расход вспенивателя — соснового масла — 30 г/т.

ют, что максимальная эффективность флотации сульфидов (исходя из показателей извлечения серы из хвостов магнитного обогащения руды) имеет место при величине pH от 10 до 11, вне зависимости от применяемой среды.

На рис. 4 приведены показатели обогащения (также по сере) в зависимости от расхода извести, из которых следует, что оптимальный расход ее для флотации колеблется в пределах от 1 до 2 кг/т и обес-

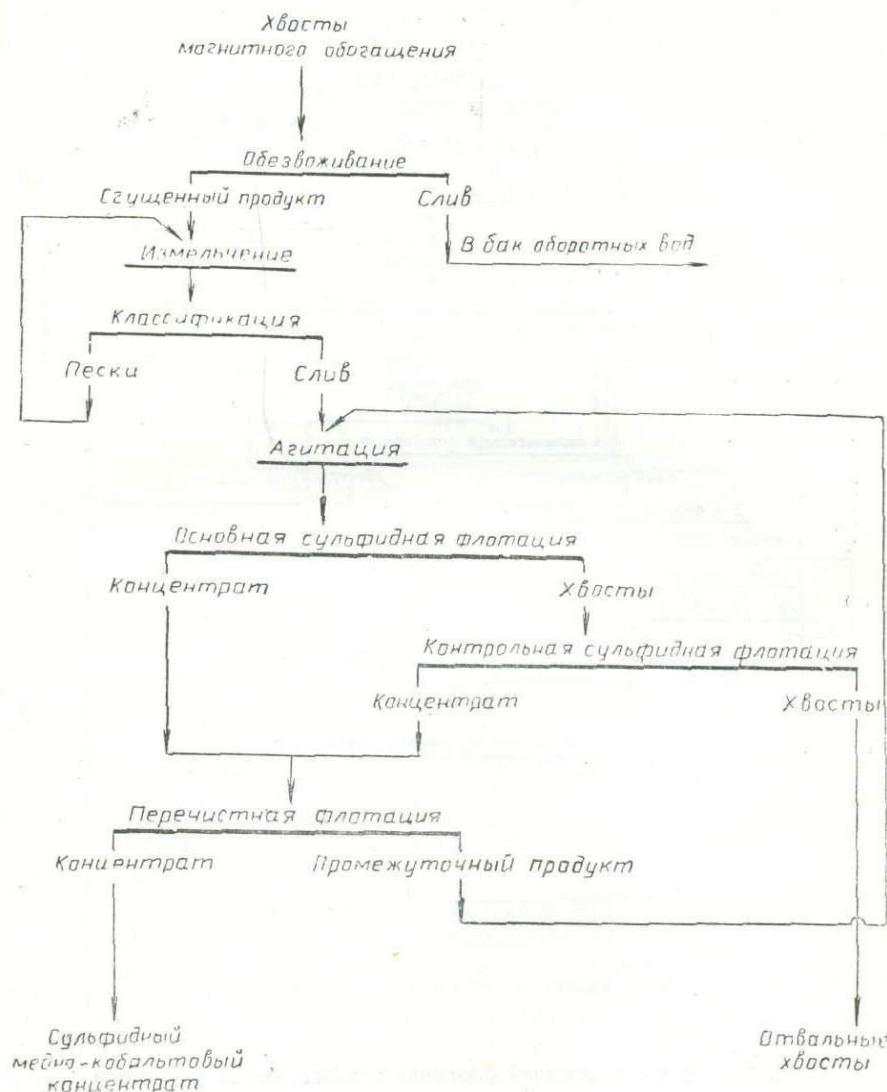


Рис. 5. Схема коллективной флотации сульфидов из хвостов магнитного обогащения.

печивает извлечение серы в медно-кобальтовый концентрат около 98—99 %. Отклонения от указанного режима в ту или другую сторону приводят к снижению показателей как по извлечению, так и по качеству концентрата.

Применение схемы коллективной флотации для извлечения сульфидов кобальта и меди из хвостов магнитного обогащения смешанных

и частично окисленных руд обеспечивает получение медно-кобальтового концентрата с содержанием меди 10% и кобальта 0,32% при извлечении меди 87,2% и кобальта 84,7%. Схема флотации состоит всего из трех операций обогащения (рис. 5).

В результате исследований по второму варианту было установлено, что для обеспечения выдачи высококачественного медного и кобальт-пириитного концентратов необходимо в процессе коллективной флота-

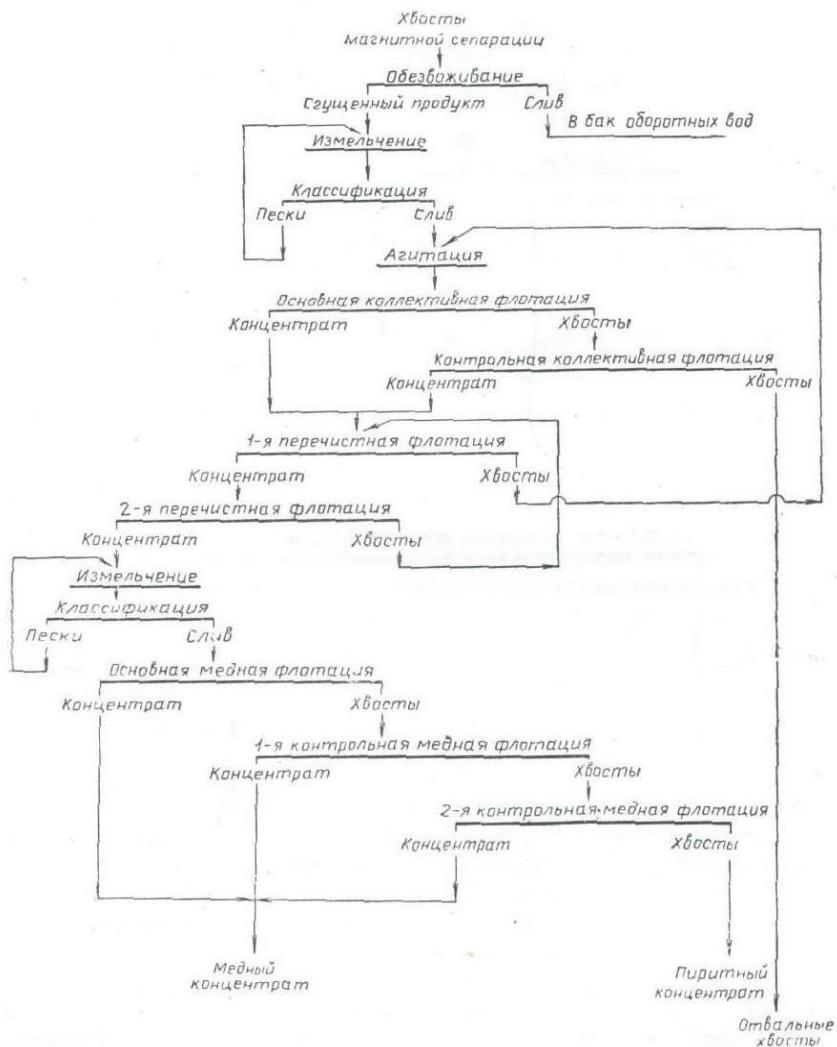


Рис. 6. Схема коллективной флотации сульфидов меди и кобальта из хвостов магнитного обогащения, с последующим разделением коллективного концентрата.

ции сульфидов производить двухкратную перечистку коллективного концентрата и его доизмельчение до крупности 96,5% минус 325 меш. В этом случае в последующей операции разделения коллективного концентрата обеспечивается значительное снижение содержания меди в кобальт-пириитном концентрате и получение оптимальных показателей извлечения меди и кобальта в одноименные концентраты. Разделение

сульфидов меди и кобальта при селективной флотации коллективного концентрата успешно осуществляется в высокощелочной среде, создаваемой окисью кальция (более 1000 г/м<sup>3</sup> свободного CaO) без добавок цианида, который даже при незначительных количествах приводит к частичному подавлению халькопирита, а следовательно, к ухудшению качества кобальтпиритного концентрата, увеличивая содержание в нем меди.

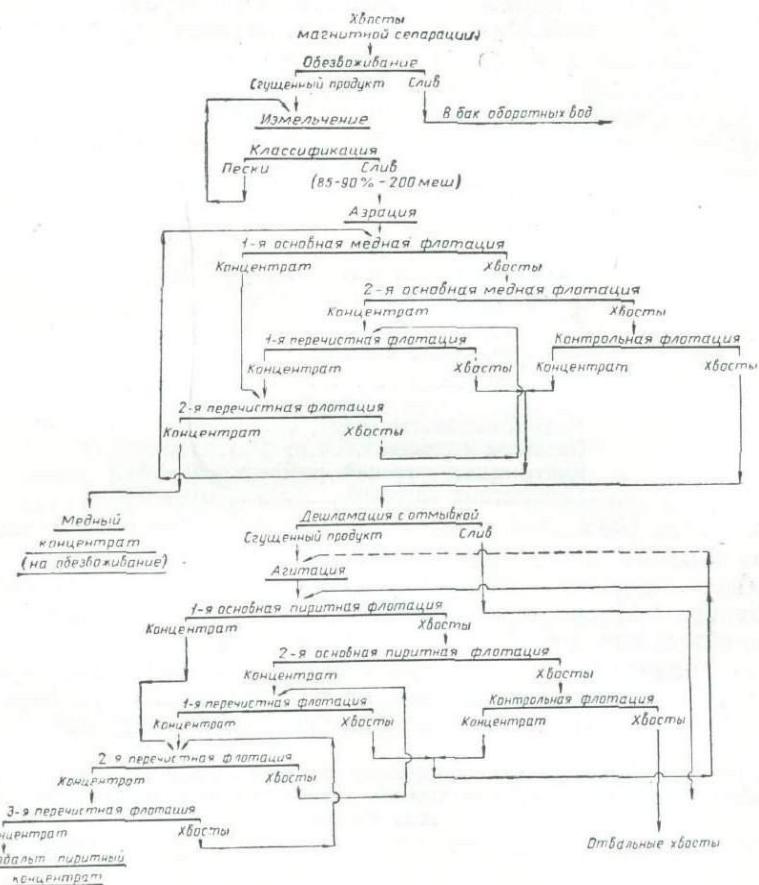


Рис. 7. Схема последовательной селективной флотации сульфидов меди и кобальта из хвостов магнитного обогащения.

Расход реагентов в цикл селективной флотации составляет: известки (в цикл доизмельчения концентрата) 15 кг/т, сульфида натрия 750 г/т, ксантофената бутилового 10 г/т и соснового масла 25 г/т. Продолжительность флотации 32 мин.

Технологическая схема флотации изображена на рис. 6. В условиях ее осуществления и вышеприведенного реагентного режима флотации обеспечивается получение высококачественного медного (с содержанием меди 24,4 %) и кобальтпиритного (с содержанием кобальта 0,5 % и меди 1,1 %) концентратов, при извлечении меди и кобальта в однотипные концентраты, соответственно, 81,9 и 66,4 %.

Наиболее высокие показатели обогащения были получены по третьему варианту схемы флотации, предусматривающему последовательную селективную флотацию сульфидов кобальта и меди.

Разработанная технологическая схема флотации приведена на рис. 7 и предусматривает следующие операции обогащения:

- 1) обезвоживание хвостов мокрой магнитной сепарации;
- 2) измельчение их до крупности 84—90% минус 0,074 мм;
- 3) аэрация пульпы перед флотацией с целью окисления поверхности минеральных зерен кобальтпирита;
- 4) три операции медной флотации;
- 5) две операции перечистки медного концентрата;
- 6) операция дешламации, со сбросом шламов крупностью 16 мк;
- 7) репульпация и агитация с реагентами;
- 8) три операции пиритной флотации;
- 9) три операции перечистки грубого кобальтпиритного концентрата.

Технологический режим флотации, рекомендованный исследованиями, характеризуется следующим суммарным расходом материалов в кг/т

Оксис кальция . . . . .	8
Силикаты натрия . . . . .	1,2
Кальцинированной соды . . . . .	2,0
Собирателя (бутил, ксантофенат)	0,2
Вспениватель (сосновое масло) . . . . .	0,13

и продолжительностью процессов в мин

Аэрации пульпы . . . . .	10
Контакта пульпы с реагентами . . . . .	3—5
Медной флотации . . . . .	20
Пиритной флотации . . . . .	20
Контрольных операций флотации . . . . .	20—30
Перечистных операций . . . . .	10—15

В условиях указанной схемы и режима флотации обеспечивается получение медного концентрата (содержание меди до 24%) с извлечением в него меди 82% и кобальтпиритного концентрата (с содержанием кобальта 0,5) при извлечении в него кобальта 74—75%.

Сравнительные показатели обогащения, полученные по трем испытанным вариантам технологических схем флотации сульфидов кобальта и меди, приведены в таблице, из которой видно, что оптимальным является третий вариант схемы флотации, предусматривающий осущес-

Сравнительные показатели обогащения по трем вариантам схем флотации сульфидов кобальта и меди из хвостов магнитного обогащения сернистых руд горы Высокой

Варианты схем флотации	Продукты обогащения	Содержание, %		Извлечение, %	
		меди	ко- бальт	меди	ко- бальт
Коллективная флотация сульфидов меди и кобальта	Медно-кобальтовый концентрат . . . . .	10,1	0,32	87,2	84,7
	Хвосты . . . . .	0,20	0,009	12,8	15,3
Коллективная флотация с разделением коллективного концентрата	Медный концентрат . . . . .	24,4	0,105	81,9	13,0
	Кобальтпиритный концентрат . . . . .	1,14	0,49	4,5	66,4
Последовательная селективная флотация сульфидов меди и кобальта	Хвосты . . . . .	0,24	0,01	13,6	20,6
	Медный концентрат . . . . .	17,60	0,06	81,6	10,0
	Кобальтпиритный концентрат . . . . .	1,04	0,50	4,6	73,9
	Хвосты . . . . .	0,25	0,008	13,8	16,1

ствление последовательной селективной флотации сульфидов кобальта и меди и обеспечивающий максимальное извлечение меди и кобальта в качественные медный и кобальтпиритный концентраты.

Заслуживает внимания и первый вариант, предусматривающий получение медно-cobальтового концентратса с более высокими показателями по извлечению меди и кобальта. Но этот вариант схемы можно рекомендовать в том случае, если будет предложен и испытан экономический метод переработки медно- cobальтового концентратса.

Наряду с магнитно-флотационным способом извлечения меди и кобальта из сульфидно-магнетитовых руд Высокогорского месторождения, сотрудниками Института металлургии АН СССР (авторы работы А. Л. Загянский и Л. А. Петров) разработан и предложен гидрометаллургический способ извлечения меди и кобальта.

Указанный способ предусматривает: дробление руды до крупности 6—0 мм, сульфатизирующий обжиг руды при 600°, перколяционное выщелачивание образовавшегося после обжига огарка слабым раствором серной кислоты, обработка полученных растворов с целью получения цементной меди и окиси кобальта. Твердый остаток выщелачивания (с содержанием железа 50—52%) после агломерации направляется в доменную плавку. По данным лабораторных исследований указанная технология обеспечивает высокое извлечение меди (87,5%) и кобальта (75%) из руды.

Магнитно-флотационная схема обогащения руды предусматривает переработку рядовых сернистых руд месторождения. Гидрометаллургическая схема рассчитана на переработку только богатых по содержанию железа (48—50%) многосернистых руд. Селективную добычу богатых многосернистых руд невозможно организовать по ряду технических причин. Кроме того, запасы этого типа руд в месторождении весьма ограничены. Вследствие этого на гидрометаллургическую переработку неизбежно будут поступать рядовые сернистые руды с содержанием железа 38%. Это вызовет необходимость дополнительного измельчения и магнитного обогащения твердого остатка выщелачивания, техническая эффективность которого экспериментально не установлена.

По аналогии с работами, выполненными сотрудниками института Уралмеханобр, по обогащению пиритных огарков, возможно, потребуется применение флотации твердого остатка выщелачивания. Этим способом можно довести содержание железа в концентрате до 53—55%. Возможность получения высококачественного железного концентратса при гидрометаллургическом способе извлечения меди и кобальта из рядовых сернистых руд месторождения также должно быть экспериментально установлено.

Экономическими расчетами по комплексному использованию сульфидно-магнетитовых руд Высокогорского месторождения установлено:

1) капитальные затраты на организацию гидрометаллургического способа обработки руды в четыре раза превышают затраты, намечаемые для осуществления магнитно-флотационной схемы обогащения;

2) издержки производства при гидрометаллургическом способе обработки руд увеличиваются почти в 3,5 раза по сравнению с обогатительным способом переработки руды;

3) стоимость продукции на 1 руб. капитальных затрат при гидрометаллургическом способе извлечения меди и кобальта вдвое меньше по сравнению с флотационным;

4) ежегодные потери при гидрометаллургическом способе обработки руды составляют 577,5 тыс. руб.;

5) накопления при осуществлении магнитно-флотационной схемы обработки сернистых руд составляют значительную сумму, благодаря чему капитальные затраты на осуществление реконструкции магнитно-

обогатительной фабрики и строительство флотационной фабрики окупаются в течение 3,1 года.

Таким образом, приведенные экономические расчеты показывают, что наиболее благоприятным является рекомендованный институтом Уралмеханобр магнитно-флотационный способ переработки сернистых руд Высокогорского месторождения.

Однако, учитывая, что гидрометаллургический способ обеспечивает более высокие показатели извлечения кобальта и меди, следует провести ряд дополнительных промышленных испытаний и проектных расчетов для окончательного установления целесообразности применения того или другого способа комплексного использования сульфидно-магнетитовых руд как Высокогорского, так и других железорудных месторождений СССР, но это не должно исключать вопрос о строительстве флотационной фабрики и реконструкции мокрой магнитообогатительной фабрики Высокогорского рудоуправления.

Проектное задание на реконструкцию магнитнообогатительной фабрики, включающее строительство флотационного отделения при ней, институтом Уралмеханобр выполнено в конце 1961 г. и в 1962 г. намечалось выполнение рабочего проекта.

Затраты на строительство флотационного отделения могут быть окуплены в течение двух лет за счет ежегодных накоплений от реализации готовой продукции.

В соответствии с намечаемым календарным планом добычи магнетитовых руд по Высокогорскому руднику предполагается значительное увеличение интенсивности отработки участков месторождения, представленных сульфидно-магнетитовыми рудами. В связи с этим почти значительно повышаются абсолютные потери меди и кобальта.

Это заставляет форсировать реконструкцию магнитнообогатительной фабрики, строительство флотационного отделения для организации в максимально возможном количестве производства медных и кобальтпиритных концентратов из сернистых магнетитов, добывать которые и выдавать на поверхность можно раздельно.

### Заключение

Технология комплексного обогащения сульфидно-магнетитовых руд Высокогорского месторождения разработана и предложена институтом Уралмеханобр пятнадцать лет тому назад, но до сих пор практически не используется. За этот период был проведен ряд дополнительных исследовательских работ, на основании которых было составлено три проекта флотационной фабрики (в 1949, 1956 и 1961 гг.), предусматривающих получение медных и кобальтпиритных концентратов.

Для ликвидации безвозвратных потерь большого количества меди и кобальта необходимо форсировать реконструкцию существующей магнитнообогатительной фабрики и строительство флотационного отделения для производства товарных медных и кобальтпиритных концентратов из сульфидно-магнетитовых руд.

Одновременно с этим необходимо провести рекомендованные экспертизой комиссией Госэкономсовета СССР укрупненные полупромышленные исследования по определению эффективности использования гидрометаллургического процесса для извлечения меди и кобальта и окончательно установить его место в общей технологической схеме переработки сульфидно-магнетитовых руд.

Л. В. КРЫЖОВ  
Уралгипроруда

## ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЭФФЕКТИВНОСТЬ КОМПЛЕКСНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД ТАГИЛО-КУШВИНСКОГО РАЙОНА

В железных рудах Тагило-Кушвинского района содержатся ценные сопутствующие компоненты: медь и кобальт в рудах Высокогорского, Евстюнинского, Выйского и других месторождений; ванадий в рудах Осокино-Александровского месторождения; цинк в рудах Валуевского месторождения.

В настоящее время промышленный интерес представляет извлечение меди и кобальта из магнетитовых руд Высокогорского месторождения. Кроме того, экономическое значение имеет использование щебня из отходов магнитного обогащения.

В сообщении дается экономическая оценка комплексного использования тагило-кушвинских руд.

Вопрос об извлечении меди и кобальта из руд Высокогорского месторождения решается больше 20 лет. В декабре 1961 г. институтом Уралмеханобр составлено третье проектное задание флотационной фабрики на хвостах мокрого магнитного обогащения. Несмотря на это, в настоящее время еще нет полной ясности в вопросе о наивыгоднейшем методе извлечения указанных компонентов.

Необходимо проведение промышленных испытаний гидрометаллургического метода извлечения меди и кобальта из высокогорских магнетитовых руд на опытной установке завода имени Куйбышева и по результатам этих испытаний составление технико-экономического доклада о наиболее целесообразном методе извлечения.

В настоящем сообщении приводится приближенная сравнительная технико-экономическая оценка двух «конкурирующих» методов:

1) флотации хвостов мокрой магнитной сепарации с получением селективных концентратов медного и кобальт-пиритного;

2) гидрометаллургической обработки богатых по железу руд.

В последнее время предложен еще один — третий метод извлечения, заключающийся в флотации хвостов мокрой магнитной сепарации с получением коллективного кобальт-медного концентрата и последующей его гидрометаллургической обработки.

Ввиду того, что по последнему методу до сих пор детально не уточнены технологические расходные показатели, в сообщении не приводится по нему экономических расчетов, а даются некоторые экономические соображения.

Флотационный метод извлечения и его технологические показатели в проектном задании флотационной фабрики основываются на проведенных в 1949 и 1950 гг. промышленных и полупромышленных испытаниях на обогатительной фабрике Высокогорского рудоуправления и в институте Уралмеханобр.

Гидрометаллургический метод извлечения и его технологические показатели базируются на лабораторных исследованиях института им. Байкова по железным рудам Тешаньханьского металлургического комбината и расчетах А. Л. Загянского. Хотя эти показатели не подтверждены промышленными испытаниями, они принимаются нами без изменений в последующем технико-экономическом сравнении.

Извлечение меди и никеля из магнетитовых руд Высокогорского месторождения при помощи флотации хвостов мокрого магнитного обогащения этих руд основывается на связи этих компонентов с серой и поэтому требует раздельной выдачи сернистых (свыше 0,5% серы) и малосернистых (ниже 0,5% серы) руд через стволы шахт «Магнетитовая» и «Магнетитовая-бис».

Ввиду того, что отдельные участки месторождения характеризуются сравнительно устойчивым содержанием серы, организация раздельных потоков сернистых и малосернистых руд требует только специального приспособления внутришахтного транспорта, подземных дробилок и подъемов при сохранении применяемой ныне эффективной системы разработки глубокими скважинами.

Гидрометаллургический метод извлечения меди и никеля из богатых руд основывается на связи сульфидов меди и никеля с магнетитом и поэтому он требует организации в шахте раздельной добычи богатых (со средним содержанием железа 50%) и бедных магнетитовых руд.

Так как содержание железа в магнетитовых рудах на основных участках месторождения ниже 50%, для выделения потока богатых руд необходима организация селективной добычи в забоях с отказом от высокопроизводительной системы разработки. Это повлечет за собой снижение годовой производительности шахты, рост численности рабочих и резкое повышение себестоимости добычи.

Таблица 1  
Показатели извлечения металлов из руд Высокогорского рудника, %

Показатели	Флотация с получением селективных концентратов		Гидрометаллургический метод обработки богатых руд		Флотация с получением коллективного концентрата и его гидрометаллургической обработкой	
	Cu	Co	Cu	Co	Cu	Co
Извлечение компонентов при раздельной добыче магнетитовых руд на 2 потока . . . . .	70	—	60	—	70	—
Извлечение компонентов из сернистых или богатых руд после флотации в селективный или коллективный концентрат . . .	68	37	—	—	76	42
Извлечение при металлургическом переделе . . . . .	90	70	95	70	95	70
Сквозное извлечение из магнетитовых руд Высокогорского месторождения . . . . .	43	—	57	—	50,5	—

Показатели извлечения металлов из руд Высокогорского месторождения при различных методах извлечения приведены в табл. 1.

По предварительным расчетам, которые должны быть проверены полузаводскими испытаниями, при гидрометаллургическом процессе меди извлекается на 14%, а кобальта на 36% больше по сравнению с флотационным методом.

Однако при флотационном методе и последующем мокром магнитном обогащении сернистых и малосернистых магнетитовых руд получается железный концентрат с содержанием железа 64—66%, а при гидрометаллургическом методе извлечения железа — как с содержанием железа 50%, в котором оно находится в немагнитной форме и не поддается магнитному обогащению. Кроме этого, в результате магнитного обогащения бедных магнетитовых руд будет получен весьма дорогой концентрат, а себестоимость добычи 1 т сырой руды при селекции и отказе от высокопроизводительной системы разработки повысится с 1,90 примерно до 5,00 руб.

Таким образом, повышенное извлечение меди и кобальта при гидрометаллургическом извлечении сопровождается резким ухудшением экономических показателей по основному компоненту — железу.

При флотационном методе обогащения с получением коллективного концентрата показатели извлечения более высокие, чем при селективном концентрате. Целесообразность его должна быть подтверждена детальными расчетами на основе полупромышленных испытаний.

Сотрудник лаборатории экономических исследований института Уралмеханобр А. А. Рожновский сравнил технико-экономические показатели гидрометаллургического и флотационного методов извлечения меди и кобальта из высокогорских руд.

Это сравнение произведено при следующих условных допущениях.

Себестоимость добычи 1 т руды принята для обоих вариантов в 1,90 руб., себестоимость магнитного обогащения и флотации хвостов на 1 т руды 2,57 руб., расходы по гидрометаллургической обработке 1 т руды 6,92 руб. При этом прибыль на 1 т руды при гидрометаллургическом процессе составляет 2,88 руб., а при флотации 5,80 руб.

В приведенное технико-экономическое сравнение необходимо внести следующие корректизы:

1) себестоимость добычи 1 т сырой руды должна быть принята для гидрометаллургического способа не 1,90, а 3,50 руб.;

2) необходимо дополнительно учесть удорожание передела обогащения и стоимости железного концентрата из бедных по железу руд, не направляемых на выщелачивание при гидрометаллургическом способе;

3) должно быть учтено удорожание по обогащению железного кэка с 50 до 63—65% железа;

4) сравнение должно быть произведено также и по капитальным вложениям.

При добыче 4 млн. тонн сырой руды удорожание добычи вследствие перехода на селективный метод составит  $(3,50 - 1,90) \cdot 4\,000\,000 = 6,4$  млн. руб., плюс доход от реализации дополнительно извлекаемого кобальта и меди без вычета затрат на гидрометаллургическую обработку.

Из вышесказанного видно, что гидрометаллургический метод извлечения меди и кобальта из богатых высокогорских руд может быть отвергнут. Этот вывод сохраняет свою силу, если для сравнительного

#### Извлечение компонентов, %

	При гидрометаллургическом способе	При флотации
Железа . . . . .	94	79,8
Меди . . . . .	90	66
Кобальта . . . . .	70	40

анализа привлечь расчеты научного сотрудника института им. Байкова Л. А. Петрова по гидрометаллургической переработке.

Расчеты Л. А. Петрова исходят из следующих предпосылок:

1) исходное количество руды, подвергающееся переработке, 870 тыс. тонн;

2) коэффициент извлечения для меди 92%, для кобальта 70%;

3) отпускная стоимость получаемого в год продукта 5,6 млн. руб., эксплуатационные затраты 3,16, прибыль 2,44 млн. руб.

Удорожание себестоимости только добычи сырой руды в результате перехода на селективный метод, составляющее 6,4 млн. руб. в год, значительно превышает подсчитанный Л. А. Петровым валовой и чистый доход от реализации меди и кобальта.

Основной недостаток предложения о гидрометаллургическом методе извлечения меди и кобальта из высокогорских магнетитовых руд — невозможность обеспечить требуемое исходное содержание меди и кобальта в добываемой руде без отрыва от прогрессивной и дешевой системы разработки. Ввиду этого, мы в дальнейшем ограничиваемся определением экономической эффективности флотационного способа извлечения с получением селективных концентратов.

Последняя определяется следующими показателями, разработанными в проектном задании институтов Уралгипроруда и Уралмеханобр по строительству МОФ-2, реконструкции МОФ-1 и строительству флотационной фабрики.

Основные технико-экономические показатели флотационной фабрики приведены в табл. 2.

Таблица 2

Основные технико-экономические показатели флотационной фабрики

Показатели	Единица измерения	Количество
Характеристика готовой продукции:		
Содержание меди в медном концентрате . . . . .	%	17,5
Содержание кобальта в кобальтпиритном концентрате . . . . .	%	0,5
Содержание железа в железном концентрате . . . . .	%	61,0
Эксплуатационные расходы в год		
на 1 т исходного сырья . . . . .	руб.	2,86
Отпускная стоимость концентратов на 1 т сырья . . . . .	руб.	5,90
Ежегодная прибыль с учетом коммерческих расходов на 1 т сырья. . . . .	руб.	3,04
Окупаемость капитальных затрат . . . . .		
Снижение себестоимости 1 т высокогорского концентрата, предназначенного для получения доменного агломерата. . . . .	руб.	Меньше 3

Удельные капитальные затраты на 1 т металлической меди в медном концентрате составляют 672 руб.

Соответственные затраты по Учалинскому ГОКу 896 руб., по Башкекульскому ГОКу 2210 руб.

Вышеприведенные экономические расчеты по флотационной фабрике исходят из предпосылки, что она строится в неразрывной связи со строительством МОФ-2 и реконструкцией МОФ-1, т. е. с переходом на глубокое обогащение всех магнетитовых руд.

При сохранении существующей технологии подготовки для мало-сернистых магнетитовых руд, т. е. при отказе от строительства МОФ-2,

капитальные затраты возрастут в связи с необходимостью строительства при флотационной фабрике отделения глубокого магнитного обогащения сернистых руд (измельчение и мокрая магнитная сепарация) и соответствующих коммуникаций для транспортирования потока сернистых руд от ДСФ.

Капитальные затраты на флотационную фабрику в этом случае значительно увеличатся без затрат на централизованное хвостовое хозяйство по сравнению с рекомендуемым вариантом. При оценке экономической эффективности капитальных затрат по этому варианту необходимо учитывать, что, кроме обеспечения извлечения из руд меди, кобальта и дополнительного железа, они решают еще задачу прироста мощности передела мокрой магнитной сепарации, т. е. глубокого обогащения сернистых магнетитов и дополнительного получения 1,5 млн. тонн сырой руды.

Повышение содержания железа в концентрате из сернистых руд само по себе должно обусловливать экономический эффект в доменном переделе, независимо от извлечения меди и кобальта. Поэтому часть капитальных затрат должна быть отнесена на глубокое обогащение.

За вычетом этой части чистые капитальные затраты на флотацию с учетом затрат на удаление хвостов увеличатся на 59%.

Дополнительное удорожание себестоимости передела мокрой магнитной сепарации в результате снижения мощности этого отделения составит 50 коп. на 1 т концентрата, что уменьшит ежегодную прибыль по флотации, которая составит 1,88 руб. на 1 т исходного сырья.

При этом варианте окупаемость составит 6,5 лет.

Вариант со строительством отдельной фабрики вне связи с МОФ-1 и МОФ-2 является менее экономичным, чем в связи с глубоким обогащением, однако он вполне экономически оправдывается.

Метод флотации с получением коллективного концентрата по ориентировочным расчетам даст снижение эксплуатационных затрат на 1 т хвостов примерно около 1 руб. (1,86 руб. вместо 2,86 руб.) и уменьшение капитальных затрат около 20%, однако при реализации коллективного концентрата его отпускная стоимость будет ниже, чем селективных концентратов. Необходимо на основе полупромышленных испытаний произвести дополнительные экономические расчеты по гидрометаллургическому цеху для определения экономического эффекта по этому методу, который, возможно, наряду с повышением извлечения даст также более благоприятные экономические показатели.

Показатели извлечения меди и кобальта при наиболее экономичном из рекомендованных сегодня методов извлечения меди и кобальта при помощи флотации хвостов сульфидных руд и гидрометаллургической обработки концентрата являются недостаточными.

Ввиду этого необходимы дальнейшие изыскания более совершенной технологии извлечения. Несмотря на это флотационный метод обогащения высокогорских руд является сегодня экономически эффективным, так как обеспечивает получение меди и кобальта без эксплуатационных и капитальных затрат на специальную добычу медной руды, ее дробление и частично измельчение.

В процессе сухой и мокрой магнитной сепарации магнетитовых руд Высокогорского, Лебяжинского и Гороблагодатского месторождений в хвостах обогащения получается щебень и песок.

Специальными исследованиями НИИПС установлено, что шламы (пески) мокрого магнитного обогащения по своему гранулометрическому составу, содержанию железа и серы непригодны для использования в чистом виде в качестве строительного песка, так как не обеспе-

чивают длительного сохранения бетона. Для обеспечения качества последнего необходима добавка привозных песков в количестве от 50 до 70%, что делает экономически невыгодным их использование.

Щебень из отходов сухой магнитной сепарации уже используется в настоящее время для строительных нужд, однако он до сих пор не фракционируется.

По разработанному Уралпромстройпроектом совместно с Уралгипрорудой плану в 1965 г. при условии строительства сортировок можно получить следующее количество товарного щебня крупностью 8—25 мм (в тыс. куб. м) на рудниках:

Высокогорском . . . . .	390
Лебяжинском . . . . .	220
Гороблагодатском . . . . .	350
Всего . . . . .	

960

	Себестоимость	франко-	вагон ст.	отправле-
Удельные капиталь- ные затра- ты на 1 м <sup>3</sup>	франко- фабрика			ния
Высокогорский . . . . .	0,72	0,65	1—10,5	
Лебяжинский . . . . .	1,14	0,42	0,64	
Гороблагодатский . . . . .	2,46	0,41	1,10	

При средней отпускной цене рядового щебня 2 руб. 40 коп. за 1 м<sup>3</sup>, реализация запроектированного количества щебня дает в год 1,8 млн. руб. прибыли при потребных капитальных вложениях 1,14 млн. руб. Капитальные затраты окупаются меньше чем через 1 год при прибыли 1,8 млн. руб. в год. Средневзвешенная себестоимость концентрата из тагило-кушвинских руд снижается с 7,75 до 7,45 руб. или на 4%.

В декабре 1961 г. институтом Уралгипроруда была запроектирована крупная сортировка щебня для высокогорских руд производительностью 1333 тыс. тонн фракционированного щебня в год. Капитальные затраты по сортировке составили весьма крупную сумму (706 тыс. руб.) ввиду необходимости строительства бункеров вместо открытых складов из-за стесненной площадки. Однако себестоимость грохочения 1 т щебня составила по проектному заданию 0,07 руб., что свидетельствует о высокой эффективности капитальных затрат. В настоящее время строительные организации, разбирающие несортированный щебень, тратят много средств на кустарное, часто ручное грохочение щебня и непроизводительную перевозку отходов от грохочения.

### Заключение

Охарактеризованные методы комплексного использования железных руд Тагило-Кушвинского района обеспечивают снижение себестоимости концентрата из высокогорских руд на 8—9% и других руд на 4% при экономии удельных капитальных вложений.

Необходимо быстрее приступить к строительству флотационной фабрики ВЖР и сортировок для фракционирования щебня на всех ДОФ Тагило-Кушвинского района.

Необходимо произвести испытания и экономические расчеты по гидрометаллургической переработке коллективного медно-cobальтового концентрата.

С. В. БАЗИЛЕВИЧ  
Нижне-Тагильский металлургический комбинат

## ПРАКТИКА РАБОТЫ ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ И АГЛОМЕРАЦИОННЫХ ФАБРИК НИЖНЕ-ТАГИЛЬСКОГО МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО КОМБИНАТА

### Обогащение

В состав комбината входят три обогатительных комплекса:

1. Гороблагодатский комплекс включает дробильно-обогатительную фабрику (ДОФ) № 3 мощностью 2,5 млн. тонн в год и готовящуюся к пуску ДОФ № 4 мощностью 2,2 млн. тонн. На руднике добывают руду двух типов: богатые крупновкрапленные сернистые руды Центрального и Валуевского карьеров; бедные тонковкрапленные руды шахты и Александровского карьера. В настоящее время переработка на ДОФ этих руд ведется преимущественно в смеси с последующей подачей промпродукта на МОФ. Такой режим работы обуславливает относительно высокие потери железа в хвостах (13,5%) и недостаточное содержание железа в концентрате. С пуском ДОФ-4 появится возможность раздельного обогащения двух типов руд, что позволит снизить содержание железа в хвостах до 11,5% и повысить качество концентрата.

Магнитно-обогатительная фабрика состоит из старой МОФ, оборудованной шаровыми мельницами  $2090 \times 1900$  мм, и новой МОФ с тремя мельницами  $2750 \times 2400$  мм и двумя вновь построенными мельницами  $3200 \times 3100$  мм. Общая мощность МОФ — более 2 млн. тонн.

2. Высокогорский комплекс состоит из двух ДОФ и одной МОФ. На ДОФ перерабатываются магнетитовые руды, на МОФ — марцитовые. МОФ оборудована четырьмя шаровыми мельницами  $2700 \times 3600$  мм, одной мельницей  $3200 \times 3100$  мм, построенной в 1960 г. для измельчения промпродукта основных секций.

3. Лебяжинский комплекс состоит из ДОФ и магнитно-обогатительной фабрики, оборудованной тремя мельницами  $3200 \times 3100$  мм.

Все дробильные и магнитно-обогатительные фабрики комбината работают по принципиально однотипным схемам с типовым отечественным оборудованием.

Схемы дробильно-обогатительных фабрик предусматривают трехстадийное дробление по крупности 8 (12) — 0 мм, сухую магнитную сепарацию на барабанных сепараторах типа МГ-8,9 и 132-СЭ с целью выделения отвальных хвостов, промпродукта для МОФ и частично сухого концентрата.

Схемы магнитно-обогатительных фабрик предусматривают измельчение до крупности 0,56—0 мм на шаровых мельницах в замкнутом цикле с реечными классификаторами на Высокогорской и Гороблагодатской МОФ, со спиральными классификаторами на Лебяжинской

МОФ и гидроциклонами диаметром 500 мм на третьей и четвертой секциях Высокогорской МОФ. Мокрое магнитное обогащение осуществляется на всех фабриках на ленточных электромагнитных сепараторах 128-СЭ. Установленные по проекту барабанные сепараторы на Высокогорской и Гороблагодатской МОФ были заменены в 1955—1958 гг. ленточными. Мокрая магнитная сепарация осуществляется в две стадии с перечисткой грубого концентрата. Исключение составляют первая, вторая и третья секции Гороблагодатской МОФ, на которых сепарация производится в одну стадию без перечистки. В 1962 г. было намечено и там организовать перечистку.

Обезвоживание концентратов на всех фабриках ведется по схеме предварительного разделения на обезвоживающих классификаторах, сгущения слива классификатора и фильтрации песковой фракции на ленточном фильтре, а сгущенного продукта — на дисковом.

Проектные схемы фабрик характеризуются упрощенной технологией обогащения, поэтому, как правило, в период пуска и освоения проводится много усовершенствований. Основное направление усовершенствования — внедрение стадийного обогащения.

Так, например, на Лебяжинской МОФ в технологическую цепочку включена дополнительно четвертая секция сепарации, предназначенная для перечистки промпродукта основных секций. Для переработки на этой фабрике тонковкрапленных скарновых руд с участием института Уралмеханобр разработана и осуществлена двухстадийная схема измельчения и обогащения. В технологическую цепочку Высокогорской МОФ включена пятая секция, предназначенная для измельчения промпродукта основных секций или для переработки исходного сырья.

Постройка этой секции позволила повысить производительность МОФ на 20—30%. В настоящее время монтируется дополнительная секция сепарации, оборудованная барабанными сепараторами для перечистки сливов гидроциклонов промпродукта основных секций. Сливы гидроциклонов направляются на сгущение и затем на обогащение. Песковая часть будет направлена на доизмельчение.

На всех фабриках комбината успешно освоена работа ленточных фильтров, гидроциклонов, как классифицирующих аппаратов на промпродуктах, а в цикле измельчения на МОФ — взамен реечных классификаторов.

На Лебяжинской МОФ гидроциклоны освоены как аппарат для предварительного обезвоживания концентратов перед ленточными фильтрами.

В настоящее время на Лебяжинской и Высокогорской МОФ проводятся исследования по повышению производительности сепараторов за счет увеличения скорости движения ленты. Скорости сепараторов повышены с 1,2 до 1,5—1,6 м/сек на верхнем ряду и с 1,2 до 1,3—1,4 м/сек на перечистных сепараторах.

## Агломерация

Комбинат располагает агломашинами площадью спекания 50 м<sup>2</sup> каждая. Все фабрики имеют оборудование для подогрева шихты горячим возвратом и двухстадийного смешивания. Шихта аглофабрик состоит из двух основных компонентов: концентрата МОФ крупностью меньше 0,56 мм и концентратов сухой магнитной сепарации. Кроме того, в состав шихты на Высокогорской фабрике входит мартитовая мелочь.

Практика работы фабрик и результаты исследований показали, что прочность агломерата определяется главным образом соотношением между концентратами ММС и СМС в шихте:

Фабрика	Содержание концентрата ММС в шихте, %	Прочность +12 мм после испытания в барабане, %
Высокогорская . .	37	38
Лебяжинская . .	26	34
Гороблагодатская	20	28

Скорость спекания повышается при увеличении в шихте доли концентрата СМС, который обеспечивает достаточно хорошее сохранение структурного состояния насыпной массы шихты при нагреве.

Кривая изменения прочности агломерата в зависимости от состава шихты имеет максимум при 75% концентрата ММС в шихте. Прочность снижается по мере увеличения в шихте доли концентрата СМС. Подобную закономерность можно объяснить изменениями, происходящими при этом в макроструктуре агломерата. Кроме того, по мере увеличения содержания концентрата СМС уменьшается содержание железа в шихте, что также отрицательно сказывается на прочности агломерата.

При увеличении содержания концентрата СМС в шихте сверх 75—80% прочность агломерата снижается.

В настоящее время содержание концентрата ММС в шихте не более 40%. Необходимо форсировать работу по расширению МОФ на НТМК. Кроме повышения содержания железа, это обеспечит улучшение прочности агломерата.

Один из путей повышения прочности агломерата и производительности агломашин — удаление части мелочи 0—2 мм из концентрата СМС. При отсеве  $\frac{1}{3}$  мелочи из концентрата СМС достигается максимальный насыпной вес шихты, за счет чего прочность агломерата по выходу класса +10 мм после барабана увеличивается на 6—7%. Это мероприятие внедрено на Высокогорской фабрике и будет внедряться на Гороблагодатской.

В 1961 г. на НТМК в лабораторных и промышленных условиях с участием В. Я. Миллера разработана и опробована технология производства агломерата для дуплекс-процесса. При этом считалось, что низкая прочность оглюсованного агломерата связана с образованием непрочной крупнопористой переоплавленной структуры. Переоплавление с целью усвоения извести — неизбежный фактор при введении сырого известняка в шихту для агломерации. Заменяя сырой известняк спеченным аглофлюсом с основностью 5 и выше, получили значительный рост прочности агломерата и повышение удельной производительности (даже с учетом времени, затраченного на спекание аглофлюса).

При промышленных испытаниях, проведенных на Гороблагодатской аглофабрике, получен аглофлюс со следующими показателями:

Состав шихты, %:	
концентрат ММС . . . . .	27,6
известняк . . . . .	32,1
возврат . . . . .	35,2
топливо . . . . .	5,1
Удельная производительность, т/ленто-час	84,5
Высота слоя, мм	240,0
Скорость движения агломашины, м/мин	3,7
Температура зажигания, °С	1260
Средняя температура флюса при сходе с машины, °С	300

**Гранулометрический состав  
возврата, %**

+12 мм . . . . .	4,5
8—12 мм . . . . .	6,1
6—8 мм . . . . .	10,1
3—6 мм . . . . .	11,9
0—3 мм . . . . .	67,4
Выход возврата . . . . .	34,0

**Химический состав  
флюса, %**

Fe . . . . .	37,1
CaO . . . . .	35,1
SiO <sub>2</sub> . . . . .	5,9
FeO . . . . .	10,4
S . . . . .	0,23
СаОсвоб . . . . .	4,6
Основность . . . . .	6,0

Железофлюс транспортировали системой ленточных конвейеров на виброгрохот. Класс 0—10 мм направляли непосредственно в шихтовые бункера и далее в шихту для производства агломерата. Класс +10 мм, выход которого составил около 20%, измельчали в стержневых мельницах 2200×3000 мм и затем присоединяли к классу 0—10 мм. Опыт использования стержневых мельниц для дробления железофлюса показал, что при этом наблюдается очень сильное его переизмельчение: полученный из мельниц материал целиком состоял из зерен мельче 0,1 мм. Лучше использовать для этого валковые дробилки.

Средние показатели при спекании опытного (с железофлюсом) и обычного (с известняком) агломерата, а также сравнительные данные о металлургических свойствах агломерата приведены ниже.

	Опытный	Обычный
Удельная производительность, т/час	98,5	71,8
То же, с учетом времени на производство флюса . . . . .	79,5	—
Высота слоя, мм . . . . .	230	230
Разрежение, мм вод. ст. . . . .	700—800	750—850
Скорость движения, м/мин . . . . .	2,7	2,4
Выход возврата, % от спекания . . . . .	22,6	38,1
Суммарный выход топлива (с учетом зажигания), кг/т . . . . .	88,6	84,0

**Химический состав агломерата, %**

Fe . . . . .	50,0	49,8
FeO . . . . .	16,3	16,7
S . . . . .	0,09	0,10
CaO . . . . .	11,2	11,5
SiO <sub>2</sub> . . . . .	10,6	11,1
СаОсвоб. . . . .	0,17	1,03
Основность . . . . .	1,05	1,03

Выход классов агломерата после барабанного испытания, %		
—5 мм . . . . .	30,4	31,3
+12 мм . . . . .	37,8	27,8
Ситовой состав агломерата из бункеров доменного цеха, %		
+10 мм . . . . .	70,5	58,4
5—10 мм . . . . .	19,0	27,0
0—5 мм . . . . .	10,5	14,6
Восстановимость, % . . . . .	41,0	40,5

В промышленных условиях достигнуто повышение производительности агломерационных установок на 11%.

В ходе опытов была выявлена необходимость герметизации всех участков тракта подачи железофлюса (грохота, дробилок, ленточных конвейеров, перегрузочных узлов) с целью исключить проникновение известковой пыли в рабочие помещения. Необходимо в максимальной степени сократить протяжение тракта переработки и подачи в шихту железофлюса.

Целесообразно сосредоточить все операции с железофлюсом в районе хвостовой части агломашины, предназначенной для производства железофлюса.

Схему дуплекс-процесса можно рекомендовать институту Уралмеханобр для проектной проработки.

Проблеме прочности агломерата уделяется первостепенное внимание. Опыт грохочения гороблагодатского агломерата показал, что за счет ввода 20% грохоченного агломерата в доменную шихту производительность доменной печи № 5 удалось повысить на 1,2%. Гороблагодатская схема грохочения предусматривает несколько перевалок агломерата, благодаря чему последний до грохочения значительно разрушается за счет имеющихся в агломерате трещин. Увеличение класса +10 мм в ситовом агломерате составляет 59—70% при выходе дополнительного возврата на грохоте до 16—17%.

На Лебяжинской фабрике грохот установлен непосредственно под агломашиной, степень разрушения пирога перед грохотом значительно меньше. Дополнительный выход возврата за счет механического грохочения составляет всего 7—8%, содержание класса +10 мм в ситовом агломерате увеличивается с 61 до 63,5%. Опыт механического грохочения агломерата говорит, что это безусловно необходимое и полезное дело должно быть подкреплено увеличением производительности агломашин и увеличением прочности агломерата.

Коллективом работников Высокогорской аглофабрики совместно с работниками аглообогатительной лаборатории ЦЛК НТМК и лабораторией автоматики института Уралмеханобр проведены исследовательские работы по отысканию импульса для автоматического регулирования скорости между температурой отходящих газов и разрежением по вакуум-камерам с ходом процесса спекания. В результате работ было установлено, что разность температур между 12-й и 13-й вакуум-камерами не всегда соответствует той или иной степени пропекания пирога агломерата, поскольку на абсолютную величину этой разности влияют тёрцовые прососы, которые на машине полностью устраниТЬ практически невозможно. Этим, очевидно, объясняется неудовлетворительная работа схемы автоматического регулирования скорости агломашины, составленной работниками Уралметаллургавтоматики с использованием разности температур между 12-й и 13-й вакуум-камерами в качестве регулирующего импульса.

В ходе работ было также установлено, что разность температур на участке между 9-й и 11-й вакуум-камерами значительно полнее отражает ход процесса спекания. Зависимость между разрежением в вакуум-камерах, состоянием шихты на агломашине и степенью пропекания, установленная ранее работниками Высокогорской аглофабрики, полностью подтвердилась.

Для промышленного испытания вместо разности температур между 12-й и 13-й вакуум-камерами в схему, составленную Уралметаллургавтоматикой и позднее видоизмененную работниками ВЖР введением дополнительного импульса по изменению разрежения в 7-й вакуум-камере, была включена разность температур между 9-й и 11-й вакуум-камерами. Двухлетний опыт работы аглофабрик НТМК на автоматическом регулировании скорости показал, что схема с использованием разности между 9-й и 11-й вакуум-камерами в качестве регулирующего импульса обеспечивает нормальный режим работы агломашины и может быть рекомендована для промышленного использования.

При создании схемы автоматического регулирования содержания влаги в шихте за основу было принято свойство шихты менять свое

электрическое сопротивление в зависимости от содержания в ней гигроскопической влаги. Эта зависимость до 9% влаги в шихте имеет линейный характер. Кроме того, было установлено, что при одинаковом содержании влаги сопротивление шихты уменьшается пропорционально повышению ее температуры. Исходя из этих положений, В. А. Бусыгиным был разработан метод автоматического измерения влажности шихты и автоматического регулирования расхода воды в шихту в зависимости от ее электрического сопротивления.

Сопротивление шихты измеряется при помощи электродного импульсного датчика, на барабанах которого укреплены четыре пары щупов. Две диаметрально расположенные пары щупов являются измерительными и снабжены калиброванными наконечниками. Остальные щупы служат для обеспечения вращения барабанов. Барабаны закреплены на валу, который установлен под ленточным конвейером, транспортирующим шихту от вторичного смесителя к агломашинам. При движении конвейера щупы захватываются потоком шихты, в результате чего осуществляется вращение вала с барабанами. К наконечникам щупов через контактные кольца, выполненные в виде отдельных сегментов, подводится стабилизированное напряжение переменного тока. Величина тока в цепи электродного датчика зависит только от электропроводности шихты и измеряется электронным потенциометром.

Для учета влияния температуры шихты на ее электропроводность в схему включена хромель-копелевая термопара. Направление тока, регулируемого термопарой, противоположно направлению выпрямленного тока в измерительной цепи. При повышении температуры шихты ее фактическое сопротивление уменьшается, в результате чего увеличивается ток, поступающий на потенциометр. За счет наличия в цепи термопары, величина тока, поступающего на вход, остается без изменения. Таким образом замеряется влажность шихты с учетом поправки влияния температуры.

На базе измерительной схемы была создана регулирующая схема, содержащая по сравнению с измерительной некоторые усложнения, связанные с влиянием температуры шихты на ее оптимальную влажность.

В ходе предварительных опытов было установлено, что между температурой шихты и ее оптимальной влажностью существует определенная зависимость. Каждому значению температуры шихты соответствует оптимальная влажность, обеспечивающая максимальную скорость спекания. С увеличением температуры шихты оптимальное содержание влаги увеличивается и повышается скорость процесса спекания, поэтому отсутствие в схеме регулирования возможности автоматического увеличения влажности шихты при повышении ее температуры привело бы к неоправданной потере производительности агломашин.

Схема регулирования включает исполнительный механизм ИМ-2/120, который механически связан с самозапирающим клапаном оригинальной конструкции. Степень открытия клапана регулируется при помощи эксцентрика, закрепленного на валу исполнительного механизма. Клапан перемещается вниз за счет усилия со стороны исполнительного механизма, а вверх за счет резиновой диафрагмы, находящейся постоянно под воздействием давления воды.

Схема автоматически регулирует расход воды на увлажнение шихты во вторичном смесителе для получения влажности шихты в соответствии с заданием. Задание устанавливается агломератчиком в зависимости от состава шихты.

Перспективная задача — внедрение и освоение комбинированного нагрева аглошихты. Предварительные лабораторные и полупромышленные исследования показали возможность значительного повышения прочности и восстановимости агломерата за счет замены части твердого топлива в шихте мазутом, сжигаемым над поверхностью шихты. В ближайшее время начнется освоение этого процесса на Лебяжинской аглофабрике.

И. К. ЛАТЫШ  
Уральский филиал АН СССР

## О КОМПЛЕКСНОМ ИСПОЛЬЗОВАНИИ ДУНИТОВ УРАЛА

Урал является единственным на территории СССР и неповторимым в мире горным сооружением, где дуниты имеют исключительно широкое распространение.

Дунит — горная порода кристаллически-зернистой структуры, черного, темно- или светло-зеленого цвета; состоит из минерала оливина  $(Mg; Fe)_2 SiO_4$  с примесью хромита и других рудных минералов. Дунит очень богат магнием и содержит относительно мало кремнезема.

Химический состав дунитов Нижнетагильского (уд. вес. 2,80, огнеупорность 1810°) и Уктусского (уд. вес 2,81, огнеупорность 1750°) массивов выражается следующими цифрами, %:

Окислы	Нижнетагильский	Уктусский
$SiO_2$ . . . . .	34,3	35,5
$Al_2O_3$ . . . . .	0,2	0,6
$Cr_2O_3$ . . . . .	0,4	0,6
$Fe_2O_3$ . . . . .	6,1	5,4
FeO . . . . .	1,6	6,2
CaO . . . . .	Следы	0,3
MgO . . . . .	44,4	42,1
П. п. . . . .	13,0	9,3

Кроме того, дуниты содержат некоторые количества никеля, кобальта, цинка, висмута, циркония, фосфора, серы и другие элементы.

Уральские дуниты представляют для народного хозяйства СССР большую ценность как минеральное сырье для производства форстетитовых огнеупоров, формовочного материала в литейном производстве, для удобрения полей, как строительные материалы. Кроме того, дуниты могут служить сырьем для получения металлического магния и его солей. Присутствие в дунитах незначительных количеств платины, хрома, кобальта и никеля увеличивает их ценность, но вопрос об извлечении этих элементов может быть решен только при комплексной разработке их.

Исследования по комплексному использованию дунитов Урала были начаты более двадцати пяти лет тому назад. Однако в широком масштабе они до сих пор не используются. В результате проведенных научно-исследовательских работ как в лабораторных, так и в промышленных масштабах было доказано, что дуниты являются важным минеральным сырьем для многих отраслей промышленности и сельского хозяйства.

Опыты, проведенные в 1936—1937 гг. Украинским институтом огнеупоров на металлургических заводах юга страны, где были испытаны огнеупорные кирпичи из дунитов, изготовленные Часов-Ярским заводом, показали, что эти кирпичи оказались качественнее, чем кирпичи из саткинских магнезитов. Ленинградский институт огнеупоров провел на Саткинском и Нижне-Салдинском заводах изготовление и испытание

дунитовых кирпичей в марганцевых печах. Они оказались также лучше саткинских как по механическим, так и термическим свойствам.

Наконец, дунит является необходимым компонентом при изготовлении хромомагнезитовых огнеупоров по рецептуре, разработанной в 1937 г. Украинским институтом огнеупоров.

Несмотря на положительные свойства огнеупорных кирпичей из дунитов, они до сих пор не получили широкого применения в черной и цветной металлургии.

Дунит можно использовать как материал при изготовлении отливок машиностроительной промышленности. По опытам, проведенным в 1952—1953 гг. Ленинградским научно-исследовательским институтом машиностроения, дунит тонкого помола (—200 меш.) можно использовать при литье как краску, в результате чего на отливках не образуется пригар и получающиеся при отливке детали приобретают совершенно гладкие, полированные поверхности, не требующие никакой дополнительной механической обработки, что, естественно, сокращает время и стоимость изготовления машин.

Подобные работы были проведены на Уралмашзаводе, Серовском заводе и в Уральском институте металлов, где доказано, что дунит уральских месторождений может быть использован в литейном производстве в качестве полноценного заменителя хромистого железняка, применяемого для получения стальных отливок с чистой поверхностью. Ориентировочная потребность при переводе всех литейных цехов отечественной промышленности на работу с дунитом составит, по данным Уральского института металлов, около 2 млн. тонн в год.

В результате исследований, проведенных Всесоюзным научно-исследовательским институтом удобрений, разработано применение дунита для мелиорации кислых почв; кроме того, дунит является примесью к суперфосфатам для улучшения свойств последнего и его можно использовать для приготовления магниевых фосфатов.

Опытами установлено, что дунит при внесении его в почву в тонко-размолотом виде повышает урожай растений и их качество. Положительное действие дунита (силиката магния) проявляется на подзолистых, песчаных и супесчаных почвах, бедных по содержанию магния, потому хорошо отзывающихся на внесение магниевых удобрений. Так, на почвах Люберецкого и Долгопрудного опытных участков (около Москвы) применение дунита для удобрения посевов льна позволило получить урожай от 152 до 204% к контрольному и на 30—50% больше, чем при удобрении известковой мукой.

Еще более значительными оказались результаты применения дунита на кислом моховом торфе, где урожай клубней картофеля составил 360—470% от контрольного.

Ориентировочные дозы дунита как магниевого удобрения на кислых супесчаных почвах 5—10 ц на гектар в зависимости от особенностей сельскохозяйственной культуры. Если дунит применяется для устранения почвенной кислотности, то дозу его можно увеличить на 2—3 т на гектар.

Установлено, что дунит в смеси с суперфосфатом нейтрализует свободную кислотность суперфосфата, сводя ее до минимума, и понижает его гигроскопичность и влажность. В результате этого удобрительный тук приобретает хорошие физические свойства (сухость, рассыпчатость и т. д.), что делает его транспортабельным и облегчает применение на сельскохозяйственных полях.

Смесь суперфосфата с 50% дунита на Граковском черноземном опытном поле (около Харькова) увеличила урожай пшеницы на 50%, а

без дунита — только на 19 %. Аналогичные опыты с кормовой свеклой на Долгопрудном опытном поле увеличили ее урожай (по сравнению с применением чистого суперфосфата) на 60,1 %.

Используя дуниты, можно изготовить новый вид удобрения — двойной магниевый суперфосфат и двойной магний-кальциевый суперфосфат. Опыты по влиянию на урожайность нового вида удобрения были проведены на Украине с сахарной свеклой и соей. Они показали, что урожай сахарной свеклы увеличился на 145 % по сравнению с применением простого суперфосфата, причем содержание сахара в корнях составило 25 %, вместо 20 % при использовании простого суперфосфата. Из приведенных данных видно, что технология применения дунитов для удобрения уже достаточно разработана. В настоящее время имеются все основания к тому, чтобы применять молотый дунит на совхозных и колхозных полях как радикальное средство повышения урожайности.

В программе КПСС, принятой XXII съездом партии, записано: «Осуществить рациональную и всестороннюю химизацию сельского хозяйства — полностью удовлетворить его потребности в минеральных удобрениях... Обеспечить во всех колхозах и совхозах наилучшее использование местных удобрений».

Дуниты служат также и сырьем для производства строительных материалов, керамических изделий и материалом для дорожного строительства. Расчетами Государственного института сооружений доказывается преимущество магнезиальных фибролитов перед фибролитами известково-трепельными или силикатными. В результате исследований выявлена возможность использования молотого дунита для покрытия дорог, с последующей заливкой кислым раствором, который его схватывает и создает прочность, аналогичную бетону.

Уральским научно-исследовательским химическим институтом еще в 1932—1934 гг. были разработаны схемы переработки дунита на сульфат магния сульфатизирующим обжигом и путем разложения серной кислотой. Была доказана техническая возможность получения сульфата магния как без отделения активной окиси кремния, так и с отделением. В первом случае получается сульфат магния, пригодный только для производства цемента Сореля; во втором случае можно получить сульфат магния, пригодный для любых целей.

Экспериментально доказана принципиальная возможность получения безводного хлористого магния путем хлорирующего обжига дунита и техническая возможность получения металлического магния из дунита. Для сравнения необходимо отметить, что если для получения 1 т магния при существующих способах производства требуется около 20 т карналлита, то дунита потребуется в 5 раз меньше. Установлено, что себестоимость магния из дунитов не будет превышать стоимости получения алюминия из бокситов. Считается, что магний обладает значительным преимуществом по сравнению с дюралюминием для массивных деталей и ответственных отливок всякого рода. Особенно ценно внедрение магния в машиностроении путем замены стального и чугунного литья, в результате чего достигается уменьшение мертвого веса машин (самолетов, вагонов, автомашин и т. д.). Так, общее уменьшение веса одного вагона, изготовленного с применением магния, составляет 9,7 т.

Давно известно, что из многих дунитов можно получать платину. Однако рентабельность разработки дунитов с целью получения только платины возможна лишь при очень крупных масштабах производства, до 7—12 млн. тонн дунита в год.

Учитывая, что платина при основном использовании дунитов как магнезиального сырья будет являться попутным продуктом, может быть обеспечена рентабельная ее стоимость. Методы обогащения платиноносных дунитов были успешно разработаны институтом Уралмеханобр в 1948—1952 гг.

Необходимо отметить, что при комплексной переработке из дунитов можно извлечь также хромит и такие ценные металлы, как кобальт и никель. Экспериментальные исследования, проведенные институтом УНИХИМ, определили пути извлечения кобальта и никеля из дунитов.

Даже частично приведенные результаты исследовательских и опытных работ по дунитам свидетельствуют об их многообразных ценных свойствах и качествах, которые можно использовать в различных отраслях промышленности и сельском хозяйстве.

Из 8—10 дунитовых массивов самым крупным на Урале является Нижне-Тагильский массив (гора Соловьев), который расположен в 40 км. к юго-западу от г. Нижнего Тагила и в 120 км к северу от г. Свердловска. Ближайшими к массиву населенными пунктами являются Красный Урал, Висим, Черноисточинск и другие, имеющие квалифицированные кадры для горнодобывающей промышленности.

Рядом с дунитовым массивом проходит узкоколейная железная дорога, соединяющая вышеупомянутые населенные пункты с Нижним Тагилом. Около дунитового массива имеется широко разветвленная сеть электролиний, связанная с уральским энергетическим кольцом.

Практически запасы дунита на Урале являются неисчерпаемыми. Достаточно сказать, что ориентировочные геологические запасы дунита горы Соловьевой на площади 28 км<sup>2</sup> до глубины 100 м выражаются цифрой в 8,5 млрд. тонн. Горногеологические условия позволяют добывать дунит открытым способом.

В настоящее время на горе Соловьевой в небольших количествах добывают дунит для огнеупорной промышленности и в виде кусков отправляют на южные заводы страны и саткинский завод «Магнезит».

В 1958 г. Уралгипрорудой составлен проект на постройку дунитового рудника на горе Соловьевой с годовой производительностью в 100 тыс. тонн, в котором предусмотрено использование дунита только как огнеупорного сырья. В проекте совершенно обойдены вопросы комплексного использования дунитов.

Нам представляется, что на горе Соловьевой целесообразно создать мощный горнообогатительный комбинат по переработке дунитов с использованием всех ценных компонентов его составляющих, с годовой производительностью в 7—12 млн. тонн.

Опыт строительства Качканарского горнообогатительного комбината и Волковского рудника в значительной степени облегчит проектирование и строительство крупного горнообогатительного дунитового комбината, расположенного в центре металлургических заводов Урала.

В планах семилетия по Средне-Уральскому экономическому району нужно предусмотреть широкие меры по комплексному использованию дунитов Урала и в первую очередь — дунитов горы Соловьевой.

## II. БУРОХРОМИСТЫЕ РУДЫ СЕВЕРНОГО УРАЛА

*К. Е. КОЖЕВНИКОВ, Л. И. КОНОНОВА*  
*Уральское геологическое управление*

## **ГЕОЛОГИЧЕСКИЙ ОЧЕРК И ПЕРСПЕКТИВЫ СЕРОВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ВЫСОКОХРОМИСТЫХ БОБОВО-КОНГЛЮМЕРАТОВЫХ ЖЕЛЕЗНЫХ И ОХРИСТЫХ ЖЕЛЕЗОНИКЕЛЕВЫХ РУД**

Серовское месторождение бобово-конгломератовых железных и охристых железоникелевых руд расположено на восточном склоне Северного Урала вблизи г. Серова и приурочено к Замарайской депрессии, ограниченной с востока Кольским серпентинитовым массивом. Западная граница депрессии проходит по меридиану Ауэрбаховского железного рудника; южной границей является р. Каква, северной — р. Турья.

Депрессия заполнена мезо-кайнозойскими отложениями, характеризуется выровненностью поверхности с абсолютными отметками от 120 до 150 м. Вся площадь депрессии, около 100 км<sup>2</sup>, кроме участков, расположенных вблизи населенных пунктов, покрыта лесной растительностью. Вблизи долин рек сильно развиты болота. Наличие осадочных железных руд в разрезе мезозоя, в западной части его распространения, известно с конца XIX столетия.

В период с 1885 по 1900 г. в пределах Ауэрбаховского рудника на небольшом участке распространения бобово-конгломератовых железных руд проводилась их разработка, но в связи с высоким содержанием в них хрома завод-потребитель от данного типа руд отказался и добыча их в начале 1900 г. была прекращена.

Начиная с 1929 г. поисково-разведочные работы в данном районе проводятся Уральским геологическим управлением.

Различными исследователями было установлено наличие железных руд в ряде пунктов в восточной и центральной частях депрессии. Наряду с бобово-конгломератовыми рудами были отмечены и охристые латеритные руды, относящиеся к коре выветривания серпентинитов.

Накопившийся в течение ряда лет материал о наличии железных руд на отдельных участках послужил основанием для постановки в пределах Замарайской депрессии широких поисковых работ, которые проводились в 1954—1955 и 1957—1959 гг. с целью поисков железных руд, а в 1959—1960 гг. и в 1961 г. — железоникелевых и никелевых руд.

Разведочными работами установлено, что все отдельные участки объединяются в одно крупное Серовское месторождение, представленное двумя железорудными горизонтами, приуроченными к континентальным образованиям мезозоя: триас-юрский и альб-сеноманский (меловой).

Триас-юрский железорудный горизонт представлен первичными порошковатыми охристыми природнолегированными никелем и кобальтом бурыми железняками, образовавшимися в результате

выветривания серпентинитов. Этот тип генетически относится к остаточным латеритным рудам и связан с площадной и трещинной корой выветривания серпентинитов. Он имеет ограниченное распространение.

Из-за размыва руды сохранились лишь на отдельных изолированных друг от друга участках в восточной части депрессии и на Кольском серпентинитовом массиве. Залегают они в виде неправильной формы линзовидных залежей овальной и удлиненной формы размерами от  $100 \times 50$  до  $2500 \times 250$  м мощностью от 0,3 до 30 м, средняя мощность 8 м. Глубина залегания от поверхности от 0,5 до 102 м. При площадном распространении латеритные руды перекрываются либо бобово-конгломератовыми рудами, либо кварцевыми мелкозернистыми песками сантона, реже аргиллитами палеоцена. Минеральный состав первичных охристых руд: гётит, гидрогётит, магнетит, хромшпинелиды, пирит, марказит, сидерит, миллерит, тальк, гидрослюдя, глинистые и кремнистые минералы.

Количество железа в рудах достигает 52,5%, среднее содержание 41,39%. Для руд характерно повышенное содержание никеля, которое дает основание относить их к железоникелевым.

Альб-сеноманский железорудный горизонт сложен бобово-конгломератовыми рудами, составляющими основную массу руд Серовского месторождения. Форма залегания рудных тел пластовая. Для восточной части депрессии характерна выдержанность рудного пласта, который протягивается вдоль Кольского серпентинитового массива, почти полностью повторяя его направление.

Мощность пласта бобово-конгломератовых руд здесь изменяется от 1,0 до 34 м, в среднем равна 12 м. Рудный пласт представлен более богатыми рудами, причем повышенное содержание железа здесь связано с основной массой, цементирующей бобовины. Для восточной части содержание железа 30—40% и выше, никеля, в среднем, 0,26%, кобальта 0,028% и хрома 1,62%.

Для западной части депрессии характерны меньшие мощности, в среднем равные 4—5 м, более быстрое выклинивание пласта или замещение его безрудными фациями, в результате чего наблюдается разобщение рудных залежей.

В основной цементирующей части руд наблюдается увеличение глинистого материала, состав бобовин также меняется — появляется гидрагиллит. Для западной части депрессии содержание железа по скважинам составляет в основном 20—30%.

Для пласта бобово-конгломератовых руд характерно зональное строение. Нижнюю часть пласта, как правило, слагают руды глинистые. Основная глинистая масса в них представлена гидрогётитовой охрой с рассеянным в ней небольшим числом бобовин. Верхняя часть пласта сложена в основном плотными рудами, иногда с прослоями глинистых. На отдельных участках рудный пласт содержит безрудные прослои глин мощностью от 0,3 до 5,5 м.

По данным химических анализов бобово-конгломератовые руды, также как и охристые, характеризуются повышенным содержанием железа, хрома, иногда никеля и кобальта. Содержание железа в плотных бобово-конгломератовых рудах изменяется в пределах 28—56%, среднее — 43%, преобладает окисное железо. Количество окиси железа достигает 75%, содержание залегающей в руде окиси железа обычно не превышает 5%, редко в плотных разностях достигает 20%.

Содержание хрома в среднем составляет 1,5—2%. Никель в незначительных и ничтожных количествах имеет в рудах повсеместное распространение. С содержанием никеля выше 0,1% руды имеют ограниченное распространение и приурочены только к восточной части месторождения.

В бобово-конгломератовых рудах отмечаются следующие минералы: гидрогёйт и гётит, магнетит, гематит и гидрогематит, хромшпинелиды, сидерит, пирит, ильменит, хлорит, гидраргиллит, каолинит, гидрослюдя, кварц, тальк. Из ценных легирующих примесей, кроме никеля и кобальта, в этих рудах содержится ванадий в нескольких сотых долях процента.

Кроме того, во всех пробах этих руд фиксируется галлий. Повышенные концентрации галлия характерны для бобово-конгломератовых руд с глинистым цементом и наиболее низкие — для охристых и охристо-глинистых руд.

Руды Серовского месторождения не могут являться качественным сырьем для получения галлия, так как его концентрация ниже кондиционного минимума для попутного извлечения при переработке руд на основное сырье. Однако при неизбежном совершенствовании технологических процессов по извлечению редких и рассеянных элементов запасы их в промышленных типах руд должны быть учтены.

Мощность надрудной толщи колеблется от 30 до 150 м, она представлена верхнемеловыми и палеогеновыми отложениями. К верхнемеловым относятся пески и песчаники мощностью до 35 м, залегающие непосредственно на рудном горизонте. Выше их залегают аргиллиты палеогенового возраста мощностью до 50—60 м и еще выше — опоки и диатомиты эоценда мощностью до 80 м.

По своему происхождению руды Серовского месторождения относятся к двум генетическим типам: остаточному и осадочному. Остаточные руды — охристые латеритные, образованные в триас-юрское время в результате физико-химического выветривания серпентинитов в период жаркого и влажного климата. Приурочены в основном к верхней части коры выветривания и в меньшей степени к трещинам в глинистой и карбонатизированной зонах коры.

Кроме остаточных руд, в пределах Кольского серпентинитового массива, вероятно, имело место образование руд и инфильтрационным путем. Принято считать, что охры — верхний горизонт нормального профиля коры выветривания серпентинитов. На Серовском месторождении, наряду с этим, есть участки, где охры возникли позднее, при иных физико-химических условиях среды. Они образуются как из глинизованных (возможно, в некоторой степени нотронитизированных), так и из выщелоченных серпентинитов и локализуются обычно около трещин в этих породах, являясь продуктами обогривания их действием железистых растворов. Этим и объясняется часто наблюдаемая резкая граница между охрами и глинизованными и выщелоченными серпентинитами.

К осадочному типу руд относятся бобово-конгломератовые, на образование которых остановимся несколько подробнее.

Мощные толщи рыхлого материала коры выветривания, образовавшиеся в триас-юрское время и содержащие первичные охристые руды, подвергались интенсивному размыву и переотложению в озерно-болотных бассейнах. Деятельность денудационных процессов оживилась при понижении базиса эрозии в нижнеюрское время. В этот период отложились мощные толщи каолиновых глин и глинистых гравелитов (до 57 м), в основном в западной части депрессии. В восточной части более энергичный размыв произошел в нижнемеловое время, на границе апта и альба. Эрозионный смыв вскрывает горизонт охристых руд и в ряде случаев доходит до плотных палеозойских пород.

Бобово-конгломератовые руды образовывались в основном за счет перемыва и переотложения триас-юрских железных и железонikelевых

руд. Нижняя часть пласта бобово-конгломератовых руд состоит из продуктов перемыва охристых руд с редкими бобовинами в общей глинисто-железистой массе. В верхней части пласта развиты нормальные бобово-конгломератовые руды, содержащие большое количество бобовин, которые образовывались в условиях высокой концентрации железа в растворе. Такая высокая концентрация могла быть достигнута только при условии, когда основная масса растворенного железа находилась в коллоидном состоянии и при его выпадении поддерживалась новыми поступающими порциями железистых растворов.

В образовании бобовин и псевдоолитов участвует значительная доля обломочного материала, в том числе магнетитового песка, полученного при разрушении серпентинитов. Иногда центром роста бобовин служат растительные остатки. Кроме бобовин, в конгломератовых рудах встречаются в незначительном количестве галька и гравий гидрогётитового состава, а также обломки серпентинита и других пород. Однообразный состав бобовин свидетельствует о том, что в их образовании основная роль принадлежит железистому материалу латеритных руд, а не принесенному извне грубообломочному.

В последующее геологическое время верхняя часть пласта бобово-конгломератовых руд подвергалась физическому выветриванию вследствие циркуляции подземных вод, в результате чего отдельные участки руд дезинтегрированы. Прослои каолиновых глин, обогащенных в различной степени железом, подтверждают наличие активного процесса осадконакопления с интенсивным размывом нижележащих толщ. Уменьшение мощности пласта бобово-конгломератовых руд к западу свидетельствует о том, что процесс рудообразования происходил главным образом в восточной части депрессии, в местах развития охристых руд.

Впервые запасы железных руд Серовского месторождения были подсчитаны в 1956 г. На 1/I 1956 г. в центральной части депрессии было пройдено пять широтных линий через 2 км, с расстоянием между скважинами 200 м. Перспективные запасы руд ориентировочно оценены в 1 млрд. тонн.

В период с 1957 по 1960 г. Замарайская депрессия полностью разбурена широтными линиями через 2 км вкрест простирации рудных пластов, произведено оконтуривание месторождения с северного и южного фланга, в пределах месторождения проведено сгущение разведочной сети до  $1200 \times 400 - 200$  м и  $800 \times 400 - 200$  м.

За этот период проведены также гидрогеологические исследования, изучен вещественный состав руд, отобраны пробы на лабораторные технологические исследования для институтов Уралмеханобр и металлургии УФАН, лабораторий Уралгеолуправления и Московского горного института, а также сделан выбор участка и подготовлены материалы для отбора технологической пробы для промышленных испытаний.

Кроме того, по материалам буровых работ выделено два участка для детальной разведки с наиболее благоприятными условиями для добычи руд открытым способом. Основными предпосылками для выделения участков было сравнительно неглубокое залегание рудного горизонта при значительной его мощности и соответствие условиям, установленным Свердловским совнархозом. Эти условия заключались в следующем: максимальное соотношение вскрыши к руде  $4 \text{ м}^3$  на 1 т руды, минимальная промышленная мощность пласта порядка 5 м, содержание железа в руде не ниже 30%, где гидрогеологические и горнотехнические условия должны быть благоприятными для ведения работ открытым способом.

На одном из этих участков, расположенных в северной части месторождения вблизи серпентинитового массива, в 1959 г. проведены опытные работы по выбору наиболее рациональной густоты сети для разведки месторождения по категориям В и С<sub>1</sub>. В результате опытных работ установлено, что наиболее рациональная густота сети разведочных скважин для категории С<sub>1</sub> будет  $400 \times 400$  м, а для категории В —  $200 \times 200$  м. Опытные работы показали резкое колебание мощности пласта бобово-конгломератовых руд на сравнительно небольших расстояниях.

В процессе поисково-разведочных работ и гидрогеологических исследований на месторождении установлено четыре водоносных горизонта. Первый связан с аллювиальными отложениями, дебит источников из которых не превышает 3—5 л/сек. Вторым горизонтом являются трещиноватые опоки. Расчетный приток воды в дренажную выработку из опокового горизонта на 1 пог. м канавы равен 0,17 м<sup>3</sup>/час. Третий водоносный горизонт приурочен к толще меловых песков и песчаников, залегающих непосредственно на горизонте бобово-конгломератовых руд. Расчетный приток воды в дренажную выработку из надрудных песков 0,20 м<sup>3</sup>/час на 1 пог. м водоносного горизонта. Четвертый водоносный горизонт — трещинные воды палеозойского фундамента. Возможный приток воды по аналогии с притоком в шахту Капитальную Ауэрбаховского рудника принимается в пределах 300—350 м<sup>3</sup>/час.

Участки, наиболее благоприятные для добычи руды открытым способом, располагаются в восточной части месторождения. При вскрышных работах необходимо осушить водоносные горизонты, залегающие выше горизонта бобово-конгломератовых руд, а также понизить уровень вод палеозойского фундамента до подошвы карьера. Предельный угол откоса глинистых пород в бортах карьера, при условии дренирования вскрышных уступов, допускается 34°. Угол естественного откоса осущеных меловых песков в бортах карьера принимается 40°.

В результате произведенного подсчета запасов по состоянию на I/VI 1960 г. запасы железных руд Серовского месторождения по категориям В+С<sub>2</sub>+С<sub>1</sub> оцениваются округленно в 1 млрд. тонн, из них 940,0 млн. тонн руды бобово-конгломератовые и 60,0 млн. тонн — охристые по категории С<sub>2</sub>.

В связи с тем, что до сих пор не разработана технологическая схема для использования этих руд — не утверждены кондиции, поэтому запасы подсчитаны в нескольких вариантах, соответствующих разной мощности рудного пласта при различном бортовом содержании железа. Запасы бобово-конгломератовой руды, равные 940 млн. тонн, подсчитаны при 2-метровой мощности рудного пласта и бортовом содержании железа 20%, среднее содержание железа при этих показателях равно 35,24%, хрома — 1,62%. При бортовом содержании железа, равном 24%, запасы бобово-конгломератовых руд составляют 840 млн. тонн.

Запасы охристых руд были подсчитаны при бортовом содержании железа 24% и двухметровой мощности рудного пласта. Средние содержания основных компонентов при этом составляют: железа — 41,39%, хрома — 1,44%.

Учитывая, что охристые руды могут явиться источником для получения никеля и кобальта, материалы, полученные при поисково-разведочных работах на железные руды были переоценены с точки зрения никеленосности. В результате этого было установлено, что кроме зоны охристых руд никель концентрируется и в более нижних зонах коры выветривания серпентинитов (в глинистой и карбонатизированной), а также в трещинных зонах и зонах разломов.

Никель в рудах в основном находится в изоморфной связи с железом в виде силикатов, в незначительном количестве отмечается хлорит, керолит, нонtronит и серпентин. Сульфидный никель входит в состав пирита, миллерита и пентландита. Кобальт также не образует самостоятельных минералов, он связан с окислами марганца.

По содержанию основных шлакообразующих минералов рудные образования зоны охр относятся к железистому типу руд. Содержание кремнезема в них 6—18%, глинозема 2—4%, окиси железа 60—74% и окиси магния 2—5%.

Руды глинистой и карбонатизированной зон коры выветривания, по предварительным данным, относятся к магнезиальному типу. Содержание кремнезема в них 35—39%, глинозема 2—3%, окиси железа 18—27% и окиси магния 20—23%.

По предварительному подсчету, геологические запасы никелевых руд исчисляются крупными цифрами. Подсчет запасов произведен раздельно для всех зон коры выветривания серпентинитов.

В настоящее время на одном из наиболее перспективных участков месторождения проводятся поисковые работы на никелевые руды с целью изучения морфологии рудных залежей, закономерности распространения никеля и кобальта в различных зонах коры выветривания серпентинитов и определения их промышленного значения.

Одновременно с поисково-разведочными работами на месторождении проводится технологическое изучение различных типов руд институтами Уралмеханобр и металлургии УФАН, а также лабораторией технологии Уральского геологического управления, в результате которого сделаны следующие выводы:

1) установлена невозможность механическим путем удалить хром из руд Серовского месторождения, поэтому было принято решение в дальнейшем вести исследование с целью получения коллективного железохромового концентрата;

2) доказана возможность получения богатого железом железохромового концентрата из бобово-конгломератовых руд с помощью сухой и мокрой магнитной сепарации без предварительного обжига руды и обжиг-магнитным методом.

Применение первой схемы, экономически более выгодной, позволило получить концентрат с содержанием железа 56,4% при 80% извлечения его из руды.

Выяснено также, что коллективные концентраты можно приготовить по более простому методу обогащения: промывка с последующей магнитной сепарацией в слабом и сильном магнитных полях, что обеспечивает получение не менее 50% железа в оффлюсованном агломерате с основностью 1,10. Из оффлюсованного агломерата получается передельный чугун с содержанием хрома 4,0%, серы 0,04% и фосфора 0,1%.

Что касается охристых руд, то для их обогащения Институтом металлургии УФАН предлагается схема с применением сепарации в слабом магнитном поле с последующей флотацией шламов, а также гидрометаллургический метод переработки (хлорирующий обжиг в присутствии восстановителя и аммиачное выщелачивание).

Московский горный институт считает наиболее целесообразным применение метода высокотемпературного обжига. По этому методу исходная руда измельчается до крупности 0,15 мм и смешивается с восстановителем, в качестве которого используется обогащенный антрацитовый штыб (донбасский) с содержанием золы 4,74% и влаги 2,0%.

В результате исследований установлено, что наиболее богатые концентраты получаются из обожженных комков, изготовленных из 80—85%

руды и 15—20% твёрдого восстановителя для охристых руд и 78—83% руды и 17—23% восстановителя — для конгломератовых. Для обоих типов руд оптимальная температура обжига колеблется в пределах 1150—1200° при продолжительности обжига 40 мин.

Указанный метод обогащения позволит в результате высокотемпературного обжига, измельчения обожженных комков до 0,053 мм и последующей магнитной сепарации получить из охристой руды концентрат с содержанием железа до 81,5%, в том числе металлического до 79,7% и из конгломератовой руды концентрат с содержанием железа до 81,2%, в том числе металлического до 77,7%, содержание железа в хвостах при этом составит соответственно 6 и 19,2%.

При применении высокотемпературного обжига для обеих разновидностей руд получается концентрат с пониженным содержанием хрома (24—24,5% от его содержания в исходном продукте), 75% хрома переходит в хвосты, откуда его можно извлечь гравитационными методами или флотацией в хромсодержащий концентрат.

Содержащийся в руде никель, благодаря низкой температуре его восстановления, до 77—82,5% также переходит в концентрат.

Эффективность данного метода необходимо проверить точными экономическими подсчетами, охватывающими весь технологический комплекс, начиная от добычи руды и кончая металлургическим переделом. Для никелевых руд технологические исследования намечалось проводить в 1962—1963 гг.

Для окончательного выбора схемы использования железных и железоникелевых руд необходимо провести технологические испытания по укрупненным пробам в промышленных масштабах. От результатов этих испытаний будет зависеть проведение дальнейших поисково-разведочных работ на железные, железоникелевые и никелевые руды в районе.

Одновременно с технологическими исследованиями железоникелевых и никелевых руд работниками ИГЕМ АН СССР начато изучение коры выветривания серпентинитов с целью выяснения условий формирования и закономерностей размещения гипергенных месторождений никеля в районе.

Большие геологические запасы как железных, так и никелевых руд Серовского месторождения, перспективы их увеличения, а также возможность добычи значительной части руд открытым способом выдвигают это месторождение в разряд крупных железоникелевых баз для развития черной и цветной металлургии Северного Урала.

На Северном Урале, кроме Серовского месторождения, подобного типа руды обнаружены на восток от Кольского серпентинитового массива в Сосьвинской депрессии. Маломощные прослои бобово-конгломератовых руд встречены при бурении скважин к югу от г. Серова в Каквинской депрессии. Возможно, что этот тип руд распространен и в пределах Катасьминской депрессии, расположенной на продолжении Замарайской на юг от р. Каквы.

Большое количество ультраосновных и основных массивов на восточном склоне Урала и несомненно существовавший континентальный режим в нижнемеловое время позволяют предполагать о возможном присутствии новых месторождений этого типа руд в других районах Урала.

Примером такого типа являются месторождения Орско-Халиловского района в Оренбургской области, являющиеся рудной базой Орского металлургического завода, а также недавно открытое Сахаровское месторождение хромоникелевых бурых железняков в Магнитогорском районе.

А. И. ИЗМОДЕНОВ, Г. В. ЖУКОВСКИЙ, Г. К. МЕНЬЩИКОВА, Г. П. ЕХЛАКОВА  
Уралмеханобр

## ИССЛЕДОВАНИЕ ОБОГАТИМОСТИ БУРОХРОМИСТЫХ РУД СЕРОВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Начиная с 1930 г. сотрудниками институтов Механобр, Уралмеханобр и тематической партии Уральского геологического управления проводились работы по исследованию обогатимости бурохромистых руд Ауэрбаховского и Подгарничного месторождений, представленных бобово-конгломератовыми и охристо-глинистыми типами. Всего с 1930 по 1958 г. было исследовано 14 проб руды с содержанием железа от 32,82 до 42,09% и окиси хрома от 1,70 до 2,90%.

Поскольку запасы руд этих месторождений весьма ограничены (около 10—12 млн. тонн), а результаты исследований, ввиду невозможности отделения хрома от железа механическим методом обогащения, были неудовлетворительны, вопрос использования бурых железняков Северного Урала не представлял до 1957 г. большого практического интереса. В 1957 г. в связи с открытием нового Серовского месторождения проблема использования этих руд приобрела совершенно иное значение. Общие запасы бурохромистых руд Северного Урала составляют около миллиарда тонн. Кроме того, работами сотрудников УФАНа была показана возможность отделения хрома от железа при металлургическом переделе, путем применения дуплекс-процесса конвертер — мартеновская печь.

Новый подход к оценке бурохромистых железняков Северного Урала потребовал для них технологической оценки углубленного изучения обогатимости руд Серовского месторождения (поскольку они ранее не изучались). Стало очевидно, что необходимо исследовать обогащение бурохромистых железняков с целью получения из них коллективных железохромистых концентратов с максимальным извлечением железа из руды.

Технологическая оценка руд Серовского месторождения облегчалась тем, что руды Ауэрбаховского и Подгарничного месторождений были изучены с точки зрения различных принципиально возможных вариантов обогащения. Было установлено, что железо в рудах Серовского месторождения представлено магнетитом и гидроокислами железа, пустая порода — кварцем, глинисто-охристыми продуктами и незначительным количеством ильменита. Выделение хромсодержащего концентрата или получение малохромистого железного концентрата механическими методами обогащения невозможно потому, что хромсодержащий материал по своим свойствам относится к изоморфному соединению хромшпинелей и в значительной части связан с магнетитом и бурым железняком.

Повышение содержания железа в концентрате сопровождается увеличением содержания хрома. Была выяснена возможность получения коллективного хромсодержащего концентрата с содержанием железа от 44 до 55%.

Проведенные на четырех технологических пробах исследования показали, что в целях получения железо-хромистого концентраты возможны следующие процессы обогащения:

1) обжиг-магнитный процесс;

2) промывка для выделения глинисто-окристых продуктов с последующей магнитной сепарацией мытой руды в слабом поле для выделения железа в форме магнетита и магнитной сепарации в поле высокой интенсивности для выделения слабомагнитных железных минералов.

### Характеристика руды

На Серовском месторождении хромсодержащих бурых железняков на площади Замарайской депрессии отмечаются два основных типа руд: латеритные и бобово-конгломератовые. Бобово-конгломератовые руды подразделяются на плотные (7%), глинистые (53%) и разрушенные (40%). В соответствии с имеющимися разновидностями было отобрано четыре пробы: 1-я пробы — окристо-латеритная руда; 2-я — плотные бобово-конгломератовые руды; 3-я — глинистые; 4-я — разрушенные бобово-конгломератовые руды.

Из отобранных проб, представляющих бобово-конгломератовый тип руды, была составлена 5-я пробы (смешанная), в которую вошли плотные, глинистые и разрушенные руды в соотношении по весу 7:53:10 в соответствии с запасами этих сортов руд в месторождении.

### Вещественный состав руд

**Латеритная руда.** Эта руда окрашена в желто-, буро- и зеленоватые тона, значительно пориста и трещиновата и имеет малую прочность. В составе руды преобладают гидрогётит, гётит, магнетит; в подчиненном количестве находятся гидрогематит, хромшпинелид, гематит, пиролюзит, псиломелан, силикаты и алюмосиликаты никеля, пирит, халькопирит; из нерудных минералов отмечаются кварц, галлуазит, ферригаллуазит, каолин, гиббсит.

**Бобово-конгломератовая руда.** По макроскопическому описанию эти руды имеют цвет от темно-бурого (проба 2) до коричнево-красного (пробы 3 и 4). Состоят из черных магнитных бобовин размером до 3—5 мм и рудных гальванических от 20—30 до 60—80% (в зависимости от разновидности руды) и скрепляющего их цемента. Последний имеет преимущественно гелево-кристаллическое и колломорфное строение, где рудные и нерудные компоненты (Fe, Al, Si) тесно связаны между собой, что затрудняет обогащение.

Минералогический состав бобово-конгломератовой руды следующий: из рудных минералов присутствуют гидрогётит, магнетит, гидрогематит, гётит (на эти минералы приходится свыше 90%), магнетит, сидерит,

Таблица 1

#### Распределение железа по минералам

№ пробы	Содер- жание железа в руде, %	Относительный процент							
		магне- тизит	магге- мит	гема- тизит	плот- ный гётит	окри- стальные гидро- окислы	хром- шпине- лид	суль- фиды	сили- каты
1	36,86	21,1	—	2,5	15,3	47,1	0,5	Следы	13,5
2	47,06	4,3	34,7	Следы	7,4	35,6	0,2	То же	17,8
3	36,60	4,3	5,6	1,0	6,2	66,2	0,2	»	16,2
4	43,31	9,5	20,0	1,3	14,1	40,2	0,4	»	14,5

гематит, хромшпинелид, марказит, пирит, гидроокислы марганца; из нерудных минералов — кварц, каолин, галлуазит, ферригаллуазит, гиббсит и нонтронит.

Распределение химических элементов по минеральным составляющим. Железо в руде представлено в основном в виде гидрогётита, а также магнетита (проба 1) и маггемита (пробы 2, 3 и 4, табл. 1).

Из общего количества железа в руде в виде свободных окислов находится 82—85%, 15—18% падает на долю нерудного железа, чем могут быть объяснены повышенные потери железа в хвостах (табл. 2).

Таблица 2

Состав руд, %

№ пробы	Железо				Хром						
	общее	рудное	рудное общее	связан- ное с гидро- окис- лами	общее	связанный с гидро- окислами железа и частично магнетитом	отношение гидроокис- лов к об- щему содержа- нию	с сили- катны- ми ми- нерала- ми	с маг- нети- том	в виде уваро- вита	в виде хром- шпине- лида
1	36,86	30,53	82,7	—	0,62	0,35	56,5	—	0,16	0,07	0,04
2	47,06	38,64	82,0	25,07	3,01	1,68	55,7	0,64	—	0,18	0,51
3	36,60	30,68	84,0	35,60	2,78	1,23	44,15	0,28	—	0,18	1,09
4	43,31	37,05	35,5	22,35	3,05	1,15	37,75	0,41	—	0,39	1,10
5	40,92	34,48	84,4	29,05	2,87	1,34	46,7	0,41	—	0,29	0,83

Хром в руде во всех пробах представлен хромшпинелидом, в значительной степени замещенным по краям зерен магнетитом, на 50% адсорбирован гидроокислами железа и лишь меньшая часть его связана с силикатами (от 20—13% до 0). Особый интерес представляет проба 1, содержащая повышенные количества кобальта и никеля, в то время как в остальных пробах кобальт и никель содержатся в незначительных количествах.

Кобальт в руде пробы 1 связан с железорудными минералами (главным образом, магнетитом и гидроокислами железа) на 93% от его общего содержания. Незначительная часть его связана с марганцевыми минералами и сульфидами.

Никель в пробе 1 представлен в виде силикатов, адсорбирован в гидроокислах железа и изоморфно связан с магнетитом. Таким образом, кобальт и никель выделить механическим обогащением в отдельные концентраты не представляется возможным.

Кремнезем в руде во всех пробах (табл. 3) в основном находится в силикатной форме (глинистые минералы, хлорит, серпентин) и лишь на 3—5% (в пробе 2) и 10—15% (в пробах 3 и 4) представлен в виде кварца, халцедона и опала.

Изучение вещественного состава показывает, что Серовское месторождение представлено латеритной и бобово-конгломератовыми рудами с содержанием железа 36—47% и окиси хрома от 0,57% до 2,92%.

Исследуемые руды характеризуются невысоким содержанием серы и фосфора (серы 0,032—0,11%, фосфора 0,010—0,059%). Полный химический анализ руды всех проб приведен в табл. 4.

Таблица 3

Распределение кремнезема по минералам, %

№ пробы	В исходной пробе	В виде силикатов	В виде кварца
1	24,20	14,17	10,03
2	6,27	6,03	0,24
3	15,50	13,86	1,64
4	11,42	10,25	1,17

## Лабораторные исследования

Исследования обогатимости бурохромистых руд Серовского месторождения были направлены на получение коллективных хромсодержащих железных концентратов. Для этого были применены следующие процессы обогащения:

- 1) промывка;
- 2) мокрая магнитная сепарация в слабом и сильном поле;
- 3) классификация шламов промывки на гидроциклоне с последующей магнитной сепарацией песков;
- 4) обжиг-магнитное обогащение.

Гравитационные методы обогащения не применялись ввиду неудовлетворительных результатов, полученных при исследовании руд Ауэрбаховского месторождения.

**Промывка.** Высокая влажность исходной руды и наличие глинисто-окристой разности в ней вызывают необходимость применения пред-

Таблица 4  
Химический состав исходной руды, %

Компоненты и элементы	# пробы				
	1	2	3	4	5
Fe	36,48	46,99	36,35	42,79	39,34
FeO	4,02	7,05	0,92	2,48	1,97
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	47,71	59,36	50,95	56,54	53,35
Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,57	2,92	2,51	2,92	2,70
SiO <sub>2</sub>	24,20	6,27	15,5	11,42	13,30
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	10,86	11,34	14,65	13,33	13,89
CaO	0,15	0,59	Следы	Следы	Следы
MgO	0,33	1,17	1,38	1,13	1,27
TiO <sub>2</sub>	0,64	0,65	0,69	0,65	0,67
Mn	0,28	0,11	0,10	0,10	0,10
MnO	0,31	0,14	0,12	0,12	0,12
Cu	0,20	Следы	Следы	Следы	Следы
P	0,010	0,059	0,021	0,02	0,035
S	0,032	0,11	0,04	0,055	0,077
V <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,07	0,11	0,11	0,11	0,11
П. п. п.	10,0	9,26	11,53	8,12	10,00

варительной промывки. Результаты промывки исходной руды по всем пробам приведены в табл. 5.

Результаты промывки (см. табл. 5) показывают, что эта операция наиболее целесообразна при обработке глинистой и разрушенной руды (пробы 3 и 4), так как позволяет существенно повысить содержание железа в мытой руде и отделить значительное количество шламов. Для плотных руд (проба 2) промывка не эффективна. Промывка латеритной руды (проба 1) и руды смешанной (проба 5) — целесообразна.

Большие потери железа со шламами объясняются тем, что в них присутствуют глинисто-окристые разности и наиболее мелкие фракции железосодержащих минералов. По сравнению с исходной рудой содержание железа в мытой руде возрастает по отдельным пробам до 39—47,6%. Шламы промывки не могут рассматриваться как отвальный продукт и должны подвергаться классификации с выделением песков, направляемых далее в магнитную сепарацию.

**Мокрая магнитная сепарация.** Эта операция проводилась с учетом результатов магнитного анализа и минералогического просмотра руды при измельчении до 3 мм. Опыты были поставлены на бара-

Таблица 5

## Технологические показатели промывки руды, %

№ пробы	Продукты	Выход	Содержание		Извлечение	
			Fe	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
1	Мытая руда . . .	43,88	39,90	0,42	49,44	40,54
	Слив . . . . .	56,12	31,88	0,48	50,56	59,46
	Исходная руда . .	100,0	35,34	0,45	100,0	100,0
2	Мытая руда . . .	93,77	46,50	3,09	93,60	93,20
	Слив . . . . .	6,23	46,90	3,29	6,40	6,80
	Исходная руда . .	100,0	46,54	3,11	100,0	100,0
3	Мытая руда . . .	51,00	40,40	2,78	57,80	56,55
	Слив . . . . .	49,00	30,80	2,23	42,20	43,45
	Исходная руда . .	100,0	35,63	2,51	100,0	100,0
4	Мытая руда . . .	77,40	47,40	3,50	85,13	85,75
	Слив . . . . .	22,60	28,14	2,00	14,87	14,25
	Исходная руда . .	100,0	42,79	2,92	100,0	100,0
5	Мытая руда . . .	52,30	45,50	3,12	60,40	62,50
	Слив . . . . .	48,70	32,00	1,89	39,60	37,50
	Исходная руда . .	100,0	39,34	2,61	100,0	100,0

банном сепараторе промышленного размера с исходной и мытой рудой крупностью 3—0 мм (после дробления).

Сепарация исходной руды не дала положительных результатов, вследствие малого выхода концентрата, невысокого качества его и больших потерь железа со шламами. Мытая руда с размерами частиц 50—0 мм подвергалась повторному дроблению до крупности 3 мм. При этом образовалось некоторое количество шламов, которые перед магнитной сепарацией после классификации на лабораторном спиральном классификаторе удалялись. В слив уходил материал крупностью 0,1 мм.

Результаты мокрой магнитной сепарации песков крупностью 3—0,1 мм приведены в табл. 6. Сепарация велась при напряженности магнитного поля 1300 э. Она позволила получить концентраты с содержанием железа от 50,10 до 58,20% при извлечении железа в концентрат от 7,08 до 37,35% в зависимости от типа и сорта сепарируемой руды. Выход магнитного продукта при этом изменяется от 4,32 при обработке глинистых руд, до 31,50% при обработке плотных руд.

Полученные магнитные продукты содержат: в пробе 1 — магнетит, разубоженный смесью охры и ожелезненной глины; в пробе 2 — маггемит и магнетит, которые в виде сростков и механических примесей связаны с плотными гидроокислами железа и нерудными компонентами (сидерит, хлорит, карбонатные минералы); в пробах 3, 4 и 5 — маггемит и магнетит в виде сростков (плотный гётит) и механических примесей (глинисто-охристые разности).

Промежуточные продукты, получаемые при мокрой магнитной сепарации, как показал минералогический просмотр, содержат до 10—12% свободных зерен магнетита от 1—2 до 0,1 мм; 7—10% гидрогётитовой охры с тонковкрапленным магнетитом размером не более 0,02—0,01 мм.

В целях наиболее полного выделения железа в форме гётита, гидротётита и магнетита перечистку промежуточного продукта целесообразно производить после повторного дробления до 1—2 мм. Однако для руд проб 1 и 3 повторное дробление сопровождается большим переизмельчением. Исходя из этого, перечистку промежуточного продукта проводили с доизмельчением его только во 2, 4 и 5-й пробах.

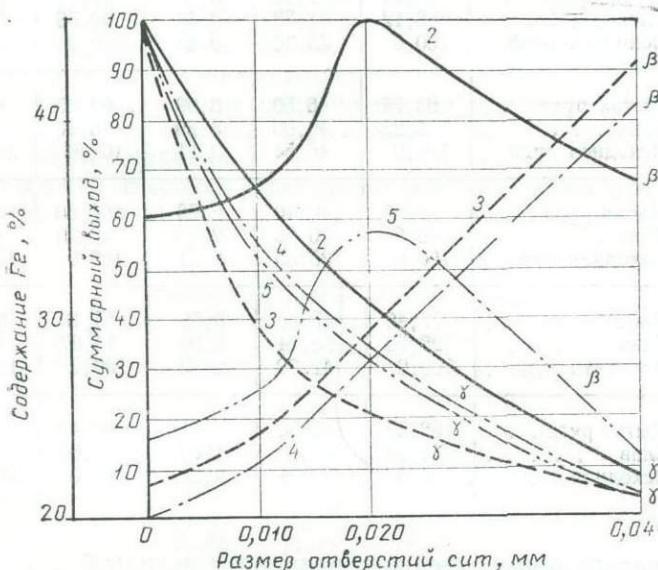


Рис. 1. Характеристика дисперсного анализа материала класса —0,074 мм исходной руды.  
Цифры на кривых — номера проб.

Перечистка промежуточных продуктов первого приема сепарации в слабом поле ( $H=1300$  э) позволила в пробах 1 и 2 выделить дополнительное количество концентрата от 2,37 до 3,30 %, по своему качеству близкому к концентрату первого приема сепарации.

Перечистка 3, 4 и 5-й проб не дала положительных результатов, так как концентрат II по качеству незначительно отличался от промежуточного продукта II (табл. 6). Перечистка промежуточного продукта II 1-й и 2-й проб, а также промпродукта 1, 3, 4, и 5-й проб в поле высокой интенсивности ( $H=7350$  э) позволила во всех пробах выделить магнитный продукт с повышенным содержанием железа (см. табл. 6).

Полученные при магнитной сепарации магнитные продукты состояли в основном из маггемита и плотных гидроокислов железа. Однако сами продукты были разубожены глинистыми разностями и нерудными элементами (кварц, карбонат, серпентин и гиббсит). Немагнитные продукты состояли главным образом из ожелезненной глины и охры с редко вкрапленными рудными минералами (магнетитом и гидроокислами железа).

Классификация шламов промывки на гидроциклоны с последующей магнитной сепарацией. Первичные шламы промывки и вторичные шламы, полученные при мокрой магнитной сепарации, содержат значительное количество богатой рудной мелочи, что подтверждается результатами дисперсного анализа (рис. 1). В классе тоньше 0,020 мм содержание железа резко падает и не превышает в про-

Таблица 6

## Результаты мокрой магнитной сепарации мытой обесшламленной руды крупностью 3—0,1 мм, %

Операция	Продукт	Проба 1				Проба 2				Проба 3				Проба 4				Проба 5													
		выход		содержание		извлечение из исходной руды		выход		содержание		извлечение из исходной руды		выход		содержание		извлечение из исходной руды		выход		содержание		извлечение из исходной руды							
		от опе- рации	от ис- ходной руды	Fe	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	от опе- рации	от ис- ходной руды	Fe	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	от опе- рации	от ис- ходной руды	Fe	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	от опе- рации	от ис- ходной руды	Fe	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	от опе- рации	от ис- ходной руды	Fe	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>						
Мокрая магнитная сепарация на барабанном сепараторе (H=1300 э)	Концентрат I . .	47,85	17,11	50,09	0,45	23,86	16,05	39,43	31,50	55,40	3,19	37,35	32,25	14,22	4,32	58,20	3,35	7,08	6,01	28,54	16,82	57,25	3,32	22,40	17,47	19,21	7,58	56,55	2,92	10,74	8,47
	Промпродукт I . .	52,15	18,65	36,60	0,72	19,17	18,14	60,57	48,40	43,40	2,88	45,08	44,88	85,78	26,07	43,90	3,08	32,02	33,27	71,46	42,12	49,10	3,68	48,26	48,51	80,79	39,17	45,80	2,94	45,61	44,10
	Исходный продукт	100,0	35,76	43,0	0,57	43,03	34,19	100,0	79,90	48,15	2,99	82,43	77,13	100,0	30,39	45,90	3,12	39,10	39,28	100,0	58,94	51,50	3,52	70,66	65,98	100,0	46,75	47,50	2,93	56,35	52,50
Перечистка промежуточного продукта на барабанном сепараторе (H=1300 э)	Концентрат II . .	12,71	2,37	48,78	0,70	3,25	2,22	6,82	3,30	55,35	3,38	3,93	3,58	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—		
	Промпродукт II . .	87,29	16,28	34,82	0,73	15,92	15,92	93,18	45,10	42,50	2,84	41,15	41,30	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—		
	Промпродукт I . .	100,0	18,65	36,60	0,72	19,17	18,14	100,0	48,40	43,40	2,88	45,08	44,88	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—		
Магнитная сепарация в поле высокой интенсивности (H=7350 э)	Концентрат III . .	71,37	11,62	38,15	0,74	12,46	11,49	88,31	39,83	43,10	2,86	36,91	36,59	83,50	21,77	26,45	3,27	28,20	28,62	92,5	39,0	50,60	3,70	46,01	45,20	83,89	32,15	47,25	2,94	38,65	36,20
	Хвосты . . .	28,63	4,66	26,50	0,70	3,46	4,43	11,69	5,27	37,40	2,78	4,24	4,71	16,50	4,30	34,0	2,74	3,82	4,65	7,5	3,12	31,0	3,36	2,25	3,31	16,11	7,02	39,20	2,91	6,96	7,90
	Промпродукт II . .	100,0	16,28	34,82	0,73	15,92	15,92	100,0	45,10	42,50	2,85	41,15	41,30	100,0	26,07	44,20	3,18	32,02	33,27	100,0	42,12	49,10	3,63	48,26	48,51	100,0	39,17	45,80	2,94	45,61	44,10

Таблица 8

## Технологические показатели обогащения, полученные по схеме I, %

Виды продуктов	Продукт	Проба 1				Проба 2				Проба 3				Проба 4				Проба 5								
		выход	содержание		извлечение		выход	содержание		извлечение		выход	содержание		извлечение		выход	содержание		извлечение		выход	содержание		извлечение	
			Fe	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>		Fe	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>		Fe	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>		Fe	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>		Fe	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
	Концентрат сепарации в слабом поле (крупностью 3—0,1 мм)	17,11	50,09	0,45	23,86	16,05	31,50	55,40	3,19	37,35	32,25	4,32	58,20	3,35	7,08	6,01	16,82	57,25	3,32	22,40	17,47	7,58	56,55	2,92	10,74	8,47
	Концентрат перечистки	2,37	48,78	0,70	3,25	2,22	3,30	55,35	3,38	3,93	3,58	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
	Концентрат сепарации в сильном поле	11,62	38,15	0,74	12,46	11,49	39,83	43,10	2,86	36,91	36,59	21,77	46,15	3,27	28,20	28,62	39,0	50,60	3,70	46,01	45,20	32,15	47,25	2,94	38,65	36,20
	Концентрат сепарации песков гидроциклона	7,70	56,85	1,40	11,95	14,88	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	2,28	57,30	4,38	3,20	3,84	
	Суммарный концентрат	38,80	47,60	0,74	51,52	44,64	74,63	48,75	3,03	78,19	72,42	26,09	48,0	3,29	35,28	34,63	55,82	52,50	3,59	68,41	62,67	42,01	49,23	3,0	52,59	48,20
	Хвосты сепарации в сильном поле	4,25	26,50	0,74	3,19	4,19	4,69	37,60	2,79	3,79	4,21	3,60	33,97	2,75	3,43	3,98	2,43	30,80	3,36	1,74	2,58	4,06	36,0	2,98	3,68	4,64
	Отвальный слив гидроциклона	48,55	29,70	0,59	40,74	46,04	20,68	38,40	2,68	18,02	23,37	70,31	31,08	1,85	61,29	61,39	41,75	29,75	2,55	29,85	34,75	41,41	31,30	1,50	32,98	23,70
	Хвосты сепарации песков гидроциклона	8,40	19,85	0,44	4,55	5,13	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	12,52	33,50	5,51	10,75	26,45	
	Суммарные хвосты	61,20	28,10	0,58	48,48	55,36	25,37	38,25	2,71	21,81	27,58	73,91	31,20	1,89	64,72	65,37	44,18	29,80	2,60	31,59	37,33	57,99	32,15	2,52	47,41	56,00
	Исходная руда	100,0	35,66	0,65	100,0	100,0	100,0	46,54	3,11	100,0	100,0	100,0	35,63	2,51	100,0	100,0	100,0	42,79	2,92	100,0	100,0	100,0	39,34	2,61	100,0	100,0

Таблица 7

Результаты магнитной сепарации песков гидроциклона на спиральной магнитной мойке, %

№ пробы	Продукт	Выход		Содержание		Извлечение из исходной руды	
		от операций	от исходной руды	Fe	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
1	Концентрат Хвосты . . Исходный продукт .	47,80 52,20 100,0	7,70 8,40 16,10	56,85 19,85 37,54	1,40 0,44 0,90	11,90 4,55 16,50	14,88 5,13 20,01
5	Концентрат Хвосты . . Исходный продукт	15,40 84,60 100,0	2,28 12,52 14,80	57,30 33,50 37,00	4,38 5,51 5,33	3,20 10,75 13,95	4,26 26,00 30,26

бе 1 — 31,89%, в пробе 2 — 36,68%, в пробе 3 — 23,03%, в пробе 4 — 23,44% и в пробе 5 — 26,70%. Во фракции 0,020 мм содержание железа находится в пределах 29,55—45,45%. В отдельных пробах (1 и 2) оно близко к содержанию железа в исходной руде, а в 3, 4 и 5-й пробах незначительно уступает содержанию железа в исходной руде.

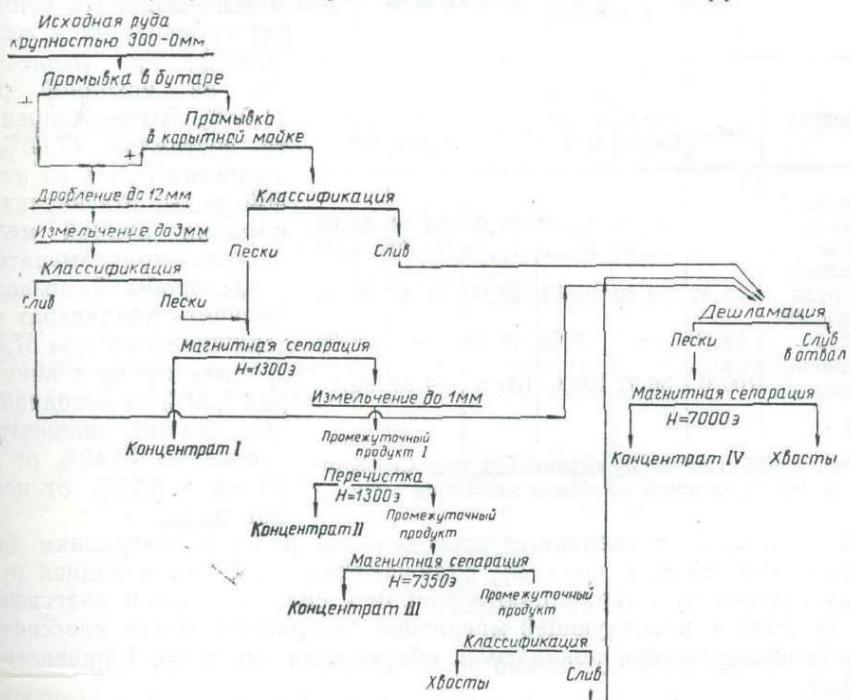


Рис. 2. Обогащение руд Серовского месторождения по схеме промывка — магнитная сепарация.

Разделение шламов, поступающих на классификацию, велось в гидроциклоне по классу —20 при следующих оптимальных условиях: отношение Т:Ж в исходном продукте 1:6; диаметр сливной насадки

18 мм, песковой — 6 мм; эффективность работы гидроциклона при этом была равной 87%.

Из вышеизложенного следует, что при классификации в гидроцикле шламов руды пробы 2, представляющей плотные руды, в которых глинисто-окристые разности присутствуют в незначительных количествах, выделить отвальные шламы даже из материала самых тонких классов оказалось невозможным. В остальных пробах были получены сливы с отвальным содержанием железа. Полученные после классификации пески гидроциклона 1-й и 5-й проб поступали на магнитную сепарацию (табл. 7).

Из табл. 7 видно, что из латеритно переотложенной руды пробы 1 можно выделить концентрат с содержанием железа 56,85%, при извлечении его из исходной руды 11,95%. Выход концентрата составлял 47,80% по операции 7,70% из исходной руды. Магнитная сепарация рудной мелочи бобово-конгломератовой руды пробы 5 позволяет получить концентрат с содержанием железа 57,30% и извлечением в концентрат 3,20% от исходной руды. Выход концентрата составлял 15,40% от операции и 2,28% от исходной руды.



Продукт	Проба 1			Проба 5		
	выход	содержание	извлечение	выход	содержание	извлечение
Суммарный концентрат	51,93	51,10	74,09	69,00	50,40	88,00
Хвосты . .	34,47	22,60	22,25	13,00	24,30	8,00
Обожженная руда . .	86,40	39,89	96,34	82,00	46,47	96,00
Потери обжига . .	13,60	—	3,60	18,00	—	4,00
Исходная руда . .	100,0	36,77	100,0	100,0	39,34	100,0

Рис. 3. Обогащение бурохромистых руд Серовского месторождения по обжиг-магнитной схеме.

В результате проведенных исследований разработана схема I (рис. 2), включающая мокрую магнитную сепарацию в слабом и сильном поле и классификацию шламов, с последующей магнитной сепарацией песков классификации. Технологические показатели обогащения по схеме I приведены в табл. 8.

**Обжиг-магнитное обогащение.** С целью выявления возможности улучшения технологических показателей, полученных по схеме мокрой магнитной сепарации с предварительной промывкой, были проведены исследования по обжиг-магнитному процессу, по схеме, приведенной на рис. 3. Схемой предусматривается восстановительный обжиг с последующей мокрой магнитной сепарацией в слабом поле.

Восстановительный обжиг проводился в лабораторной вращающейся печи длиной 11 м и диаметром 50 мм (в свету). В результате предварительных опытов были выбраны следующие оптимальные условия: крупность обжигаемой руды 3—0 мм; в качестве восстановителя применялся древесный уголь крупностью 1—0 мм в количестве 7%, температура 800°, время обжига — 30 мин. Баланс продуктов обжига в оптимальных условиях приведен в табл. 9.

Таблица 9  
Баланс продуктов обжига, %

№ пробы	Продукт	Выход	Содержание		Извлечение	
			Fe	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
1	Обожженная руда .	86,40	39,89	0,62	96,34	96,40
	Механические потери	3,60	36,48	0,57	3,66	3,60
	П. п. п. . . . .	10,00	—	—	—	—
	Исходная руда . . .	100,0	35,77	0,56	100,0	100,0
2	Обожженная руда .	88,56	51,51	3,26	97,80	97,90
	Механические потери	2,18	47,00	2,92	2,20	2,10
	П. п. п. . . . .	9,26	—	—	—	—
	Исходная руда . . .	100,0	46,64	2,96	100,0	100,0
3	Обожженная руда .	91,80	39,57	2,30	99,54	99,60
	Механические потери	0,47	36,35	2,51	0,46	0,40
	П. п. п. . . . .	7,73	—	—	—	—
	Исходная руда . . .	100,0	36,50	2,12	100,0	100,0
4	Обожженная руда .	89,00	48,00	3,32	97,20	98,82
	Механические потери	2,88	42,70	2,92	2,80	1,18
	П. п. п. . . . .	8,12	—	—	—	—
	Исходная руда . . .	100,0	43,93	3,04	100,0	100,0
5	Обожженная руда .	82,00	46,47	3,03	96,00	92,00
	Механические потери	3,95	39,79	2,75	4,00	8,00
	П. п. п. . . . .	14,05	—	—	—	—
	Исходная руда . . .	100,0	39,34	2,68	100,0	100,0

Обожженная руда подвергалась мокрой магнитной сепарации в слабом поле ( $H=1300$  э). При этом был получен концентрат следующих концентраций:

№ пробы	% в концентрате	% от исходной руды
1 . . . . .	51,10	74,09
2 . . . . .	56,42	82,00
3 . . . . .	47,44	77,64
4 . . . . .	54,83	86,77
5 . . . . .	51,33	88,00

Выход концентрата по всем пробам находится в пределах от 51,93 (в пробе 1) до 70,64% (в пробе 4). Относительно невысокое содержание железа в концентратах в пробах 1, 3, 4 и 5 объясняется тем, что вместе с железосодержащими минералами в концентрат увлекаются кусочки глинистого материала с вкрапленностью рудных зерен магнетита и магнетита.

Промежуточный продукт мокрой магнитной сепарации подвергался перечистке и дополнительно было еще извлечено 15,11% железа (про-

ба 5). С точки зрения оценки полученных концентратов, обжиг-магнитный процесс можно считать вполне приемлемым. Результаты по схеме обжиг-магнитного процесса приведены в табл. 10.

### Сравнение возможных вариантов схемы технологического процесса и оценка результатов обогащения

При рассмотрении возможных вариантов технологического процесса обогащения необходимо исходить из следующих положений:

1. Обработка плотных, глинистых, разрушенных и смешанных руд с учетом их физических свойств требует дифференцированного подхода при оценке целесообразности той или иной операции технологического процесса в приложении к отдельным типам руд.

Так, например, промывка руды с последующей классификацией шламов целесообразна для удаления глинисто-окристой разности из латеритных руд и всех разновидностей бобово-конгломератовых руд, за исключением плотной разновидности, где применение этой операции не повышает содержания железа в мытой руде. Магнитная сепарация в слабом поле мытой руды целесообразна для всех типов руды, но особенно она эффективна при обработке латеритных руд, в которых железо представлено в магнитной форме в наибольшем количестве.

Доизмельчение промежуточных продуктов магнитной сепарации до 1 мм с последующей перечисткой их в поле высокой интенсивности в целях выделения в концентрат слабомагнитных минералов — целесообразно для плотных, частично разрушенных и смешанных руд. Для латеритных и глинистых бобово-конгломератовых руд, ввиду большого количества мелочи, получающейся в результате измельчения, эта операция нецелесообразна.

В целом магнитная схема с промывкой в начале технологического процесса (см. рис. 2) может рассматриваться как вполне приемлемая для большинства разновидностей бурохромистых железных руд.

Другим вариантом обработки руды может быть обжиг-магнитный процесс (см. рис. 3). Преимущество этого процесса в том, что он позволяет извлечь больше железа в концентрат по сравнению с процессом, в основу которого положена магнитная схема.

2. При оценке результатов обогащения и выборе схемы технологического процесса необходимо учитывать структуру руд и горнотехнические условия эксплуатации месторождения. Отдельные разновидности бобово-конгломератовых руд переслоены в месторождении и при современных системах горных работ, с применением высокопроизводительного оборудования, не могут быть выданы селективно. Селективно можно выделить только окристые латеритные руды, залегающие обособленно.

Мощность прослоек плотных руд колеблется в пределах от 0,45 до 7 м, в среднем составляет 4 м; разрушенных 0,3—3,8 м, в среднем составляет всего 2 м и глинистых от 0,4 до 8,8 м, не превышая в среднем 3 м. Содержание железа в отдельных прослойках колеблется в широких пределах.

Таким образом, при выборе схемы технологического процесса для обработки бобово-конгломератовых руд необходимо ориентироваться на валовую добычу руды. Исходя из этого положения, схема технологического процесса должна включать все операции, необходимые для обогащения плотных, глинистых, разрушенных и смешанных руд.

3. Из сравнения результатов обогащения по схеме с применением магнитной сепарации и по схеме обжиг-магнитного процесса в пересчете

Таблица 10

Продукт	Технологические показатели обжиг-магнитного процесса, %																																							
	Проба 1					Проба 2					Проба 3					Проба 4					Проба 5																			
	выход		содержание		извлечение		выход		содержание		извлечение		выход		содержание		извлечение		выход		содержание		извлечение																	
	от обожженной руды	от исходной руды	Fe	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	от обожженной руды	от исходной руды	Fe	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	от обожженной руды	от исходной руды	Fe	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	от обожженной руды	от исходной руды	Fe	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	от обожженной руды	от исходной руды	Fe	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	от обожженной руды	от исходной руды	Fe	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>																
Концентрат . . . . .	60,10	51,93	51,10	0,87	77,0	74,20	74,09	71,53	76,50	67,73	56,42	3,50	84,00	82,70	82,00	80,00	65,10	59,85	47,44	2,60	78,0	64,80	77,64	64,54	79,40	70,64	54,83	3,29	89,30	79,60	86,74	77,69	71,60	58,70	51,33	3,18	79,90	75,90	76,70	69,70
Промпродукт . . . . .	—	—	—	—	—	—	—	—	14,50	12,87	41,67	2,50	11,50	12,15	11,40	11,90	20,70	18,90	28,06	2,78	13,86	22,05	13,82	21,98	13,0	11,58	29,31	4,17	6,70	13,75	7,43	13,60	12,60	10,30	47,05	3,17	12,80	13,20	11,30	12,10
Хвосты . . . . .	33,90	34,47	22,60	0,45	23,0	25,80	22,25	24,87	9,0	7,96	25,75	2,19	4,50	6,15	4,40	6,00	14,20	13,05	22,70	2,17	8,14	13,15	8,08	13,08	7,60	6,78	20,80	3,52	4,00	7,65	3,03	7,58	15,80	13,00	24,30	2,29	8,30	10,90	8,00	10,20
Обожженная руда . . . . .	100,0	86,40	39,89	0,70	100,0	100,0	96,34	96,40	100,0	88,55	51,51	3,22	100,0	100,0	97,80	97,90	100,0	91,80	39,57	2,30	100,0	100,0	99,54	99,60	100,0	89,00	48,77	3,32	100,0	100,0	97,20	98,82	100,0	82,00	46,47	3,03	100,0	100,0	96,00	92,00
П. п. п. . . . .	—	10,00	—	—	—	—	—	—	—	9,26	—	—	—	—	—	—	—	7,73	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—			
Механические потери . . . . .	—	3,60	36,48	0,57	—	—	3,66	3,60	—	2,18	47,0	2,92	—	—	2,20	2,10	—	0,47	36,35	2,51	—	—	0,46	0,40	—	2,88	42,70	2,92	—	—	2,80	1,18	—	3,95	39,79	2,75	—	—	4,00	8,00
Исходная руда . . . . .	—	100,0	35,77	0,56	—	—	100,0	100,0	—	100,0	46,64	2,96	—	—	100,0	100,0	—	100,0	36,50	2,12	—	—	100,0	100,0	—	100,0	43,93	3,04	—	—	100,0	100,0	—	100,0	39,34	2,68	—	—	100,0	100,0

Заказ № 365 к стр. 78

на необожженную руду видно, что вторая схема дает значительно лучшие результаты по извлечению железа в концентрат (74,02—82,0%) при незначительном снижении качества концентрата (содержание железа в концентрате 43,7—51,0%). Окончательный выбор схемы можно сделать только после проведения промышленных испытаний на основании сравнения полученных при этом технологических показателей.

4. Оценивая достигнутые показатели обогащения бурохромистых железных руд Серовского месторождения, следует признать, что для такого типа руд полученные результаты могут считаться вполне удовлетворительными. По схеме с применением промывки и магнитной сепарации из латеритных руд с содержанием железа 35,84% были получены концентраты с содержанием железа 47,60%, при извлечении железа в концентрат — 51,52%. При обжиг-магнитном процессе содержание железа в концентрате из этих руд может быть 51,10%, при извлечении железа из руды — 74,09%.

По смешанным рудам (проба 5) при содержании железа в руде 39,34% по магнитной схеме получаются концентраты с содержанием железа 49,23%, при извлечении железа в концентрат — 52,59%. По схеме обжиг-магнитного процесса содержание железа в концентрате достигает 51,33%, при извлечении железа в концентрат — 74,00%.

Таблица 11

Полный химический анализ концентратов, полученных по схеме I и II, %

Компонент	Концентрат схемы I					Концентрат схемы II				
	# пробы					# пробы				
	1	2	3	4	5	1	2	3	4	5
Fe	47,60	48,75	48,00	52,50	49,23	51,10	56,42	47,44	54,83	51,33
FeO	20,46	6,87	1,50	3,48	4,38	—	17,08	20,90	47,90	29,27
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	48,54	71,85	66,90	71,84	66,20	—	54,59	44,42	23,38	40,83
Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,74	3,03	3,29	3,59	3,00	0,87	3,59	2,60	3,29	3,18
Ni	0,56	0,15	—	0,17	0,16	—	0,129	—	0,28	0,12
Co	0,148	0,037	0,046	0,054	0,043	—	0,015	0,052	0,046	0,042
SiO <sub>2</sub>	17,66	3,50	7,80	4,77	5,20	—	8,05	13,22	8,08	10,39
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	8,42	7,07	8,66	10,16	10,20	—	13,17	13,17	10,32	12,27
CaO	0,09	0,34	0,26	0,07	0,23	—	0,36	0,10	0,10	0,15
MgO	0,98	0,84	1,00	0,075	0,90	—	1,25	1,35	0,88	1,16
TiO <sub>2</sub>	0,40	0,45	0,65	0,57	0,59	—	0,71	0,78	0,65	0,72
Mn	0,151	0,07	0,12	0,11	0,099	—	0,14	0,13	0,10	0,12
MnO	0,34	0,09	0,15	0,14	0,12	—	0,18	0,17	0,12	0,15
Cu	0,37	Следы	0,030	Следы	Следы	—	0,030	0,030	0,049	0,043
P	—	0,047	0,046	0,037	0,043	—	0,087	0,097	0,087	—
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	—	0,107	0,100	0,084	0,098	—	0,19	0,21	0,18	0,20
S	0,031	0,032	0,051	0,023	0,056	—	0,10	0,053	0,065	0,067
V <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,045	0,048	—	0,16	0,14	—	—	—	—	—
Zn	0,032	0,069	0,022	0,13	0,07	—	0,013	0,032	0,023	0,025
Mo	—	0,0006	—	Следы	Следы	—	—	—	—	—
П. п. п.	—	4,44	9,34	4,08	7,75	—	2,19	1,39	0,97	1,4
CaO+MgO	0,041	0,11	0,077	0,097	0,073	—	0,071	0,055	0,053	0,103
SiO <sub>2</sub> +Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
CaO	0,0051	0,097	0,033	0,0147	0,044	—	0,043	0,0076	0,124	0,015
SiO <sub>2</sub>	2,1	0,45	0,90	0,47	0,51	—	0,61	0,999	0,78	0,85
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—

## Заключение

1. Серовское месторождение представлено латеритными и бобово-конгломератовыми рудами с содержанием железа 36—47% и окиси хрома от 0,57% в латеритных рудах до 2,92% в бобово-конгломератовых.

2. Руда характеризуется невысоким содержанием вредных примесей — серы (0,032—0,11%) и фосфора (0,010—0,059%).

3. Из общего количества железа в руде 82—85% находится в виде окислов, 15—18% представлено нерудным железом в виде силикатов. Охристые гидроокислы железа по отдельным разновидностям составляют 40,2—66,2%. Железо в форме магнетита и маггемита находится в пределах от 9,9% в глинистых рудах и до 38,0% в плотных рудах.

4. В латеритных рудах содержится кобальт и никель, связанные на 90% с железорудными минералами, главным образом, с магнетитом и гидроокислами железа. Незначительная часть их связана с сульфидами. Кобальт и никель, ввиду указанных особенностей вещественного состава руд, выделить в отдельные концентраты не представляется возможным.

5. Хром связан с гидроокислами железа на 38—56,5%. Остальная часть его представлена хромшпинелидом, измененным в магнетит по краям зерен, что исключает возможность разделения железа и хрома в отдельные концентраты в процессе обогащения руд.

6. Путем промывки, магнитной сепарации в слабом и сильном поле или обжиг-магнитного процесса из латеритных и бобово-конгломератовых руд можно получить концентраты удовлетворительного качества. Характеристика этих концентратов дана в табл. 11.

7. Для окончательного выбора схемы технологического процесса необходимо провести промышленные испытания с пробой руды Серовского месторождения, включающей плотную, глинистую и разрушенную разность бобово-конгломератовых руд в соотношении, отражающем их запасы на месторождении.

С. М. БУЧЕЛЬНИКОВ, Г. В. ЖУКОВСКИЙ, А. И. ИЗМОДЕНОВ  
Институт металлургии УФАН СССР, Уралмеханобр

## СРАВНИТЕЛЬНАЯ ОЦЕНКА РЕЗУЛЬТАТОВ ОБОГАЩЕНИЯ БОБОВО-КОНГЛЮМЕРАТОВЫХ РУД СЕРОВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Серовское месторождение бурохромистых железных руд составляют рудные отложения на очень большой площади, имеющей протяжение с севера на юг свыше 15 км и ширину до 4 км.

Площадь, доступная для эксплуатации месторождения открытыми работами, весьма велика и позволяет уже в настоящее время считать Серовское месторождение крупной сырьевой базой для развития черной металлургии Северного Урала.

Систематически проводившиеся в течение последних лет геологоразведочные работы, технологические исследования в области обогащения бурохромистых руд, металлургической и химической их переработки позволяют считать бурохромистые руды Серовского месторождения надежной базой промышленности.

### Характеристика руд Серовского месторождения

Особое значение для образования бурохромистых руд имели продукты древней коры выветривания серпентинитовых массивов, широко развитых в районе месторождения. Серовское месторождение составляют две меридионально вытянутые рудные полосы — западная и восточная, которые разделены между собой Дмитриевским серпентинитовым массивом.

Наиболее перспективной по величине запасов является восточная рудная полоса, примыкающая к Кольскому серпентинитовому массиву.

Северную часть Серовского месторождения составляет Подгарничный участок на восточной полосе и южную часть участок Ауэрбаховского железного рудника — на западной. Руды этих участков исследованы в лаборатории обогащения Уральского геологического управления, в Институте металлургии УФАН и в институте Уралмеханобр. Исследованию подвергались три типа бурохромистых руд: латеритные охристые первичные руды, глинисто-охристые руды и осадочные бобово-конгломератовые. Тип бобово-конгломератовых руд в общих запасах месторождения составляет около 83% и является основным для использования в промышленности.

Западная полоса месторождения отличается от восточной меньшей мощностью рудного пласта, частым выклиниванием и замещением его безрудными породами. По данным разведки рудный пласт полностью представлен только в восточной рудной полосе, в которой его слагают в нижней части перемытые охристо-глинистые руды с небольшим количеством бобовин и в верхней — плотные бобово-конгломератовые или плотные с прослойками глинистые руды. В отличие от восточной, в запад-

ной полосе рудный пласт представлен в основном верхней частью бобово-конгломератовых руд, вследствие чего средняя мощность пласта уменьшается до 3,5 м.

Рудный пласт неоднократно подвергался выветриванию, в особенностях в восточной части месторождения. В результате в месторождении имеется значительное количество разрушенных пород, а некоторые участки восточной части, в раздувах пласта, содержат переотложенные руды с одним или несколькими безрудными прослоями глин мощностью от 0,3 до 5,5 м. В результате размыва руды сильно разубоживаются. В соответствии с этим в месторождении различают три основных разновидности бобово-конгломератовых руд: плотная, разрушенная и глинистая. Эти разновидности, по данным опробования, имеют в восточной части характеристику, приводимую в табл. 1.

Таблица 1

Характеристика руд восточной части месторождения, %

Руда	Запасы	Северная часть по пробам 1953 г.			Для участка открытых работ по пробам 1959 г.		
		№ пробы	Содержание		№ пробы	Содержание	
			Fe	Cr		Fe	Cr
Плотная . . .	7	6	42,3	2,4	2	47,0	2,0
Разрушенная . .	40	5	38,0	1,4	4	42,8	1,9
Глинистая . . .	53	4	35,0	1,8	3	36,4	1,8

В бобово-конгломератовых рудах большое значение для обогащения имеют бобовины и минералогический состав цементирующего материала. Последний в основном состоит из гидратов окислов железа — гётита и гидрогётита в виде плотной или охристой глинистой массы, в которой рассеяны мелкие зерна кварца, опала и халцедона. В цементе находятся в значительном количестве также глинистые минералы из групп каолинита и гидрагиллита.

Химический анализ бобовин и цемента показывает (табл. 2), что содержание железа в бобовинах намного превышает его содержание в цементе. В цементе окислы железа, хрома и алюминия тесно связаны

Таблица 2

Химический состав бобовин и цементирующей связки, %

Руда	Железо в руде	Бобовин в руде	Бобовины				Цемент			
			Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
Западная рудная полоса — Ауэрбаховский участок										
Плотная . . . .	40,7	55	48,5	5,1	12,5	3,5	30,8	22,4	18,6	2,4
Восточная рудная полоса — Подгарничный участок										
Плотная . . . .	42,1	50	49,9	1,3	9,8	5,2	—	—	—	—
Разрушенная . . .	38,5	40	47,3	1,9	3,0	1,4	—	—	—	—
Охристо-глинистая	34,9	15	46,4	3,9	11,7	4,2	33,0	19,1	13,1	2,5

между собой, что затрудняет их разделение при обогащении. Наоборот, рудные минералы бобовин хорошо отделяются от нерудных. Обычно бобовины слагают гематит, магнетит, маггемит и хромшпинель. Бобовины сильно магнитны и легко выделяются из руды магнитной сепарацией в слабом магнитном поле.

В зависимости от разновидности количества бобовин в руде изменяется от 10 до 60 %. Размер их обычно колеблется от 1 до 5 мм, причем наиболее распространены бобовины размером от 1 до 3 мм.

Кроме бобовин в руде встречаются рудные гальки величиной до 20 мм. С точки зрения обогащения бобово-конгломератовых руд, необходимо отметить следующие отрицательные факторы рудного пласта восточной рудной полосы, которые отличают его от пласта западной полосы:

1) большая мощность (до 11 м в среднем) пласта, образованная за счет более бедных руд;

2) наличие в нижней части пласта значительного количества перемытых охристо-глинистых руд, которые при обогащении снижают выход концентрата;

3) значительное разрушение руд вследствие выветривания, что обусловливает большое развитие разубоженных руд в пласте восточной полосы.

### Обогатимость бобово-конгломератовых руд

В Институте металлургии УФАН подвергались исследованию, главным образом, руды Ауэрбаховского участка. Все разновидности бобово-конгломератовых руд (плотная, глинистая, разрушенная) Серовского месторождения исследовались в 1959 г. в институте Уралмеханобр по гравитационно-магнитной и обжиг-магнитной схемам (с обжигом исходной и мытой руды).

Лучшие технологические показатели обогащения были получены по гравитационно-магнитной схеме. Наиболее детальный обзор всех проведенных до 1959 г. исследований в области обогащения бобово-конгломератовых руд дан в специальной статье проф. В. Я. Миллера [1]. В дальнейшем использованы основные выводы этой статьи и результаты исследований института Уралмеханобр бобово-конгломератовых руд, проведенных из участка для открытых работ. Всеми исследованиями была подтверждена целесообразность обогащения бобово-конгломератовых руд по гравитационно-магнитной схеме, как наиболее экономически выгодной.

Гравитационно-магнитная схема включает промывку руды, измельчение до 3 мм мытой руды, мокрую магнитную сепарацию в две стадии — в слабом магнитном поле руды крупностью 3 и 1 мм и в сильном магнитном поле хвостов второй стадии сепарации. Сливы подвергаются после дешламации магнитной сепарации в сильном магнитном поле.

В процессе магнитной сепарации в слабом поле из руды крупностью 3—0 мм в концентрат извлекается сильно магнитная бобовая часть, состоящая, главным образом, из магнетита и маггемита, а в концентрат магнитной сепарации в сильном магнитном поле преимущественно извлекается глинисто-охристый гётит и гидрогётит цемента руды. В табл. 3 указаны участки, с которых исследовались руды и химический состав их, в табл. 4 — суммарные технологические показатели обогащения.

Сравнивая показатели обогащения бобово-конгломератовых руд западной полосы Ауэрбаховского участка и участка для открытых работ

Таблица 3

Химическая характеристика основных разновидностей бобово-конгломератовых руд, исследованных в 1953, 1955 и 1959 гг., %

Участок месторождения	Год исследования	Плотная руда				Разрушенная руда				Смешанная руда																
		Fe	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>													
Западная рудная полоса																										
Восточная рудная полоса																										
Ауэрбаховский . . . . .	1958	1	40,7	2,8	23,2	8,3	—	—	—	2	36,9	2,4	26,2	9,3												
Подгарничный . . . . .	1953	—	—	—	—	—	5	38,4	2,1	16,9	12,7	4	34,9	2,6												
Серовский (для открытых работ) . . . . .	1959	2	46,6	2,9	6,3	11,3	4	42,8	2,9	11,4	13,3	5	40,5	2,8												

восточной полосы, следует отметить резкую разницу в величине выхода концентрата магнитной сепарации в слабом магнитном поле (см. табл. 4). Выход концентрата из плотных руд Ауэрбаховского участка составляет 49,0% при содержании железа 53,2% и извлечении 64,4%, а из плотных руд участка для открытых работ Серовского месторождения выход составляет 34,8% и из разрушенных 16,8% при содержании железа, соответственно, 55,4 и 57,2% и извлечении 41,3 и 22,4%.

Это показывает, что по содержанию бобовин рудный пласт восточной полосы Серовского месторождения значительно беднее, чем пласт Ауэрбаховского участка. Следовательно, если содержанием бобовин определять продуктивность, пласт восточной полосы значительно ниже по продуктивности рудного пласта западной. При обогащении смешанных руд наблюдается еще более заметная разница в выходе концентрата при сепарации в слабом магнитном поле.

Из руд восточной полосы (Подгарничный участок и участок для открытых работ) выход концентрата составляет 10–11% при извлечении 13,9–16,8% железа, а из смешанных руд Ауэрбаховского участка выход концентрата составляет 40,9% при извлечении железа 59%. Основную часть суммарного концентрата при обогащении руд восточной полосы составляет бедный концентрат, полученный с содержанием железа 47,2%–48,8% от перечистки хвостов в сильном магнитном поле. Такая большая разница в соотношении концентратов слабого и сильного магнитных полей резко сказывается на ка-

Таблица 4

## Технологические показатели обогащения бобово-конгломератовых руд, %

Руда	№ пробы	Участок и время отбора пробы	Содержание железа в руде	Концентраты												Хвосты					
				операции в слабом магнитном поле — 1200 э (3—0 мм)			перечистки хвостов 1—0 мм сепарации в сильном магнитном поле — 7—8 тыс. эрстед			сепарации шламов в сильном магнитном поле (1—0 мм)			Суммарный результат			общие		в том числе щламы			
				выход	Fe	извлечение	выход	Fe	извлечение	выход	Fe	извлечение	выход	Fe	извлечение	выход	Fe	извлечение	выход		
Плотная	1	Ауэрбаховский, 1958 г.	40,7	49,0	53,2	64,4	—	—	—	—	—	—	49,0	53,2	64,4	51,0	28,3	35,6	12,9	25,5	8,1
	2	Открытых работ Серовского месторождения, 1959 г.		46,6	38,4	55,4	41,3	39,8	43,1	36,9	—	—	74,6	48,8	78,2	25,4	38,2	21,8	20,7	38,4	18,0
Разрушенная	5	Подгарничный, 1953 г.	38,4	26,5	50,6	34,1	—	—	—	28,3	53,8	38,7	54,8	52,3	73,8	45,2	23,0	26,2	28,4	21,5	15,4
	4	Открытых работ Серовского месторождения, 1959 г.		42,8	16,8	57,2	22,4	39,0	50,6	46,0	—	—	55,8	52,5	68,4	44,2	30,0	31,6	41,8	29,8	29,9
Смешанная	2	Ауэрбаховский, 1958 г.	36,9	40,9	53,1	59,0	—	—	—	3,4	52,5	4,8	44,3	53,0	63,8	55,7	23,8	36,2	17,0	22,0	10,2
	4	Подгарничный, 1953 г.		34,9	11,1	51,3	16,3	34,2	48,2	48,0	—	—	45,3	50,0	64,3	54,7	22,8	35,7	24,7	23,0	22,5
	5	Открытых работ Серовского месторождения, 1959 г.	40,5	10,0	56,8	13,9	35,2	47,2	41,1	2,1	57,3	3,0	47,3	49,8	58,0	52,7	32,2	42,0	37,1	31,3	28,6

Примечание. Подгарничный участок входит в состав восточной рудной полосы Серовского месторождения и находится севернее участка открытых работ.

## Химический состав концентратов из бобово-конгломератовых руд Серовского месторождения, %

Характеристика концентратов	Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	F <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	FeO	MnO	CaO	MgO	Ni	P	S	П. п.п.	Организация проводившая анализ
<i>Из руд западной рудной полосы</i>														
Из плотных руд Ауэрбаховского участка, пробы 1—1958 г. . . .	53,0	6,4	7,0	70,1	2,5	1,3	0,1	0,14	0,09	0,45	0,04	0,06	5,6	Институт Уралмеханобруда
Из смешанных руд Ауэрбаховского участка, пробы 2—1958 г. . .	53,2	6,3	7,6	69,7	2,4	1,2	Следы	Следы	0,03	—	0,06	0,06	6,1	То же
С фабрики Полуночного месторождения из плотных руд Ауэрбаховского участка — 1960 г. . . .	48,4	12,2	7,1	55,4	2,4	3,4	1,8	0,8	1,4	—	0,06	0,06	6,3	Горное управление Серовского металлургического комбината
Усредненный на агломерацию 1958 г. в Институте metallurgии УФАН . . . . .	50,5	9,5	8,5	68,7	3,5	1,3	—	0,4	0,3	0,10	0,05	0,05	6,4	Институт metallurgии УФАН
<i>Из руд восточной рудной полосы</i>														
Из плотных руд участка для открытых работ Серовского месторождения, пробы 2—1959 г. . .	48,8	3,5	7,1	71,9	3,0	6,9	0,1	0,3	0,8	0,15	0,05	0,03	4,4	Институт Уралмеханобр
Из разрушенных руд участка для открытых работ Серовского месторождения, пробы 4—1959 г. .	52,2	4,8	10,2	71,8	3,5	3,5	0,1	0,1	0,8	0,17	0,04	0,02	4,1	То же
Из смешанных руд участка для открытых работ Серовского месторождения, пробы 5—1959 г. .	49,8	5,2	10,2	66,2	3,0	4,4	0,1	0,2	0,1	0,16	0,04	0,05	7,5	»
Для металлургической оценки . .	55,5	3,5	8,2	71,3	2,9	5,9	0,1	0,2	0,7	—	0,04	0,03	4,7	»

честве конечных концентратов из руд Ауэрбаховского участка и участков, расположенных на восточной рудной полосе, содержание железа в концентрате которых около 50%.

Следует обратить внимание еще на одну особенность обогащения руд восточной полосы — значительные потери железа в отвальных шламах, которые достигают 22,5—28,6%. Извлечение железа при обогащении шламов не превышает 3%, хотя концентрат из них получается богатым, с содержанием 57,3% железа. Повысить извлечение железа в этот концентрат — задача дальнейших исследований в отношении смешанных руд восточной полосы. Химический состав конечных концентратов, полученных из бобово-конгломератовых руд, представлен в табл. 5.

В результате анализа исследований и сравнительной оценки показателей обогащения руд западной и восточной части Серовского месторождения установлено, что концентраты из руд восточной части можно получить с содержанием железа в среднем около 50% при извлечении 58—62%, что ниже соответствующих показателей обогащения руд Ауэрбаховского участка. Более низкие показатели обусловливаются разубожженностью рудного пласта восточной части месторождения значительным количеством перемытых глинисто-окристых руд, составляющих  $\frac{2}{3}$  его мощности. Повышению извлечения железа в концентрат необходимо уделить особое внимание. Основным направлением к повышению показателей обогащения бобово-конгломератовых руд следует считать:

- 1) изыскание более совершенных методов обогащения шламов;
- 2) улучшение режима магнитной сепарации в сильном магнитном поле.

Это позволит повысить как извлечение железа, так и содержание его в конечном концентрате.

### Заключение

Проблема использования руд Серовского месторождения в черной металлургии Северного Урала имеет большое промышленное значение. Ценность этих руд повышается тем, что руды являются чистыми по фосфору и сере.

Вопрос плавки концентратов с повышенным содержанием хрома, исследованиями, проведенными в Институте металлургии УФАН, в настоящее время можно считать полностью решенным. Окончательное решение вопроса доменной плавки на глиноземистых шлаках возможно только в результате промышленных испытаний, которые должны быть проведены на представительной пробе весом 20—25 тыс. тонн.

### ЛИТЕРАТУРА

1. В. Я. Миллер. Обогащение хромсодержащих бурых железняков Серовского района. Сб. «Комплексное использование бурохромистых руд Серовского месторождения», Изд. ЦБТИ Свердловского совнархоза, 1959.
2. А. Издоменов, Г. К. Кожевникова и др. Особенности технологии обогащения плотных бурохромистых железных руд Ауэрбаховского месторождения. Там же.
3. А. Издоменов, Г. В. Жуковский, Г. К. Меньщикова и Г. П. Ехлакова. Исследования обогатимости бурохромистых руд Серовского месторождения. Рукопись. Свердловск, Институт Уралмеханобр, 1959.

С. В. ШАВРИН, А. В. ЧЕНЦОВ, Б. З. КУДИНОВ  
Институт metallurgии УФАН СССР

## О ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЕ КОМПЛЕКСНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ВЫСОКОХРОМИСТЫХ БОБОВО-КОНГЛЮМЕРАТОВЫХ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД СЕРОВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Технологическая схема комплексного использования борохромистых руд Серовского месторождения, предложенная в 1958 г., была составлена на основании данных по обогащению плотных разновидностей руд Ауэрбаховского месторождения. По этой схеме предусматривалось обогащение руд, агломерация концентратов, доменная плавка агломератов, конвертерный передел хромистых чугунов с использованием хромистых шлаков для получения хромовых солей или ферросплавов и в случае применения богатых по железу концентратов получение высокоглиноземистых доменных шлаков, пригодных для извлечения из них глинозема и цемента [1].

Однако вопрос доменной плавки проработан только на шихтах, обеспечивающих получение шлаков с содержанием глинозема 26% типа заводов ОХМК и Тата, так как концентраты при обогащении руд Ауэрбаховского месторождения обеспечивали получение шлаков с отношением  $\text{SiO}_2 : \text{Al}_2\text{O}_3$  равное 1,2, а извлечение железа в концентрат по магнитной схеме (при 36% его в исходной руде) 65% при содержании его в концентрате не менее 52% [1].

Поскольку ауэрбаховская разновидность руд не характеризует Серовское месторождение в целом, потребовалось проведение дополнительных исследований по изучению обогатимости и металлургической оценке всех разновидностей руд этого месторождения и особенно средней пробы, в которую вошли плотные, глинистые и смешанные бобово-конглюмератовые руды в соотношении по весу 7; 53 и 40% в соответствии с запасами этих разновидностей руд в месторождении.

Оказалось, что показатели обогащения средней пробы руды Серовского месторождения значительно отличаются от заложенных в прежнюю схему комплексной переработки руд этого месторождения. По данным Уралмеханобра магнитная схема обеспечивает (при содержании железа в средней пробе 39,34%) получение концентратов с содержанием железа 49,23% при извлечении его в концентрат только 52,59%; низкая эффективность и обжиг-магнитной схемы обогащения: из руды с 39,34% железа и 10% потерь при прокаливании получается концентрат только с 51,33% железа при извлечении его в концентрат 74,00%.

Полные химические анализы концентратов приведены в табл. 1.

Институтом metallurgии УФАН дана металлическая оценка концентратов и разработана технологическая схема комплексного использования борохромистых руд Серовского месторождения.

Выявлено, что наиболее приемлем концентрат магнитного обогаще-

Таблица 1

## Химический состав концентратов, %

Компонент	Магнитная схема обогащения (схема I)	Обжиг-магнитная схема обогащения (схема II)
Fe	49,23	51,37
FeO	4,37	29,29
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	66,20	40,83
Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	3,00	3,18
Ni	0,16	0,12
Co	0,043	0,042
SiO <sub>2</sub>	5,20	10,39
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	10,20	12,29
CaO	0,23	0,15
MgO	0,90	1,16
TiO <sub>2</sub>	0,59	0,72
Mn	0,099	0,12
MnO	0,12	0,15
Cu	Следы	0,043
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,098	0,20
S	0,056	0,067
V <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,14	—
Zn	0,07	0,025
Mo	Следы	—
П. п. п.	7,45	1,4
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	1,96	1,18
SiO <sub>2</sub>		

## Химический состав (расчетный) агломератов из концентратов, %, и расход материалов на 1 т агломерата, кг

Компонент	Магнитная схема		Обжиг-магнитная схема	
	I*	II	I	II
Fe	50,8	50,0	45,65	45,3
FeO	16,5	15,2	14,00	14,0
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	54,2	54,5	49,60	50,9
Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	3,0	3,49	2,82	3,2
Ni	0,165	0,15	0,104	0,093
Co	0,044	0,04	0,04	0,035
SiO <sub>2</sub>	5,74	6,42	9,58	9,84
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	10,70	10,15	11,10	10,60
CaO	7,49	6,70	10,50	9,79
MgO	0,95	1,62	1,05	1,63
TiO <sub>2</sub>	0,61	0,55	0,64	0,59
Mn	0,10	0,092	0,106	0,093
MnO	0,12	0,11	0,133	0,122
Cu	Следы	Следы	0,038	0,035
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,10	0,11	0,178	0,1755
S	0,05	0,05	0,05	0,05
V <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,14	0,138	—	—
Zn	0,07	0,065	0,027	0,02
Σ R <sub>2</sub> O	—	0,14	—	0,12
SiO <sub>2</sub>	0,537	0,632	0,864	0,928
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>				
CaO				
SiO <sub>2</sub>	1,3	1,04	1,1	1,0

ния, так как, во-первых, повышенные потери при прокаливании обеспечивают получение агломератов (табл. 2) с более высоким содержанием железа, а следовательно, и более высокие показатели доменной плавки (табл. 3); во-вторых, содержание фосфора в

этом концентрате в два раза меньше, чем в концентрате обжиг-магнитного обогащения и, самое главное, обеспечивается пониженная кратность шлака при доменной плавке, что облегчает выплавку высококремнистого передельного чугуна на глиноземистых шлаках.

Учитывая низкое извлечение железа при магнитной схеме обогащения, был проработан вариант использования суммарных хвостов (выход 57,99%, 32,5% железа) для получения крицы и использования ее в шихте марганцовской (15—20%) и доменной печи (80—85% от общего количества произведенной крицы).

Прогнозные технико-экономические расчеты, выполненные Уралгипрорудой, позволили выявить перспективность кричного варианта (наиболее низкая себестоимость чугуна), что в совокупности с малой

## Расход материалов

Концентрат	1,017	0,917	0,873	0,802
Шлам	—	0,131	—	0,120
Известняк	0,133	0,048	0,190	0,118
Коксик	0,060	0,060	0,060	0,060
Колошниковская пыль	0,020	0,020	0,020	0,020

\* I — агломерат оглюсован известняком, II — известняком и шламом.

Таблица 3

Расчетные технические показатели доменной плавки агломератов  
из бурохромистых руд

Показатель	Магнитная схема			Обжиг-магнитная схема	
	I*	II	III	I	II
Содержание железа в агломерате, %	50,8	50,0	50,8	45,65	45,3
Основность агломерата . . . . .	1,3	1,04	1,31	1,1	1,0
Расход сухих материалов, кг/т:					
агломерата . . . . .	1820	1850	1120	2002	2007
крицы . . . . .	—	—	363	—	—
известняка . . . . .	—	—	—	—	—
кокса** . . . . .	670	676	480	760	760
Содержание в чугуне, %:					
Cr . . . . .	3,3	3,8	2,5	3,5	4,0
P . . . . .	до 0,15	до 0,15	до 0,15	до 0,20	до 0,20
Содержание в шлаке, %:					
SiO <sub>2</sub> . . . . .	24,4	26,2	24,7	29,2	30,0
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> . . . . .	42,0	40,7	41,3	34,2	33,3
CaO . . . . .	24,8	22,5	25,1	30,0	23,2
MgO . . . . .	3,8	6,3	3,6	3,24	4,9
Отношение в шлаке $\frac{(CaO+MgO)}{(SiO_2+Al_2O_3)}$	0,43	0,43	0,43	0,525	0,525
Выход шлака, т/т чугуна, . . . . .	0,50	0,50	0,34	0,70	0,70
Производительность доменной печи объемом 1032 м <sup>3</sup> , т/сутки . . . . .	1615	1605	2060	1425	1425
КИПО, м <sup>3</sup> /т чугуна . . . . .	0,638	0,644	0,500	0,725	0,725

\* I — оффлюсованный агломерат, II — то же, с 13% шлама, III — вариант использования суммарных хвостов для получения крицы.

\*\* Применение природного газа в количестве 100 нм<sup>3</sup>/т чугуна позволит снизить расход кокса примерно на 10%.

эффективностью обжиг-магнитного обогащения и низким качеством концентратов, получаемых при этом, привело к необходимости пересмотра прежней схемы применительно к рудам собственно Серовского месторождения.

В голове новой схемы (см. рисунок) обогащение руд по магнитному варианту, обеспечивающему получение концентратов с 49,23% железа при глиноземистой пустой породе и суммарных хвостов с 32,5% железа с кислой пустой породой. Концентрат агломерируется. Оксусование концентратов не представляет затруднений. При 6,5—7,0% углерода в шихте получаются агломераты, вполне пригодные по механическим свойствам для доменной плавки. Они характеризуются следующим выходом фракций (после барабана): — 5 мм — 26—27%; + 25 мм — 35—38%.

Суммарные хвосты используются для получения крицы, которая (после выделения 15—20% крупных фракций для мартена) поступает совместно с агломератом в доменную плавку. Использование крицы в доменную плавку обеспечивает резкое снижение кратности шлака (до 350 кг/т чугуна) и тем самым выплавку высококремнистых передельных чугунов на глиноземистом шлаке при высоких технико-экономических показателях.

Чугун продувается в конвертере на полупродукт для мартеновских печей. Хромистый шлак, образующийся при продувке чугуна, используется или в качестве добавки при выплавке ферросплавов, или для получения хромовых солей. При использовании хромистого шлака по второму варианту побочным продуктом процесса будет шлам, выход которого составляет 2300—2500 кг на 1 т бихромата натрия. Железо, содержащееся в хромистом шлаке (36—38%), полностью переходит в шлам и составляет в нем 28—30%. Учитывая высокую основность шлама.

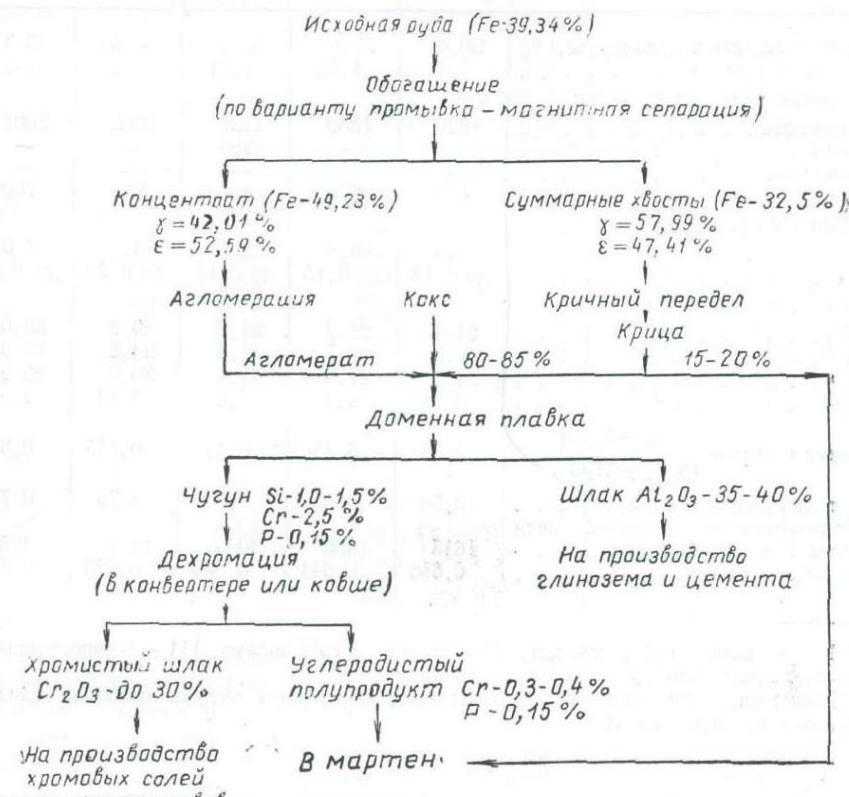


Схема комплексного использования высокохромистых бобово-конгломератовых железных руд.

$(\text{CaO} : \text{SiO}_2 = 3,0 \div 3,5)$ , целесообразно использовать его в металлургическом переделе в качестве флюсующей железосодержащей добавки при агломерации железохромистых концентратов. Это мероприятие позволит повысить коэффициент сквозного извлечения железа из руд на 6—7% при одновременном использовании хрома. Вследствие этого возрастает эффективность использования серовских бурохромистых руд.

Если весь хромистый шлак (15% от веса чугуна) будет перерабатываться на бихромат натрия, то выход шлама составит 200—220 кг на 1 т чугуна или в пересчете на бурохромистый концентрат 10—13%. Добавка такого количества шлама в агломерационную шихту при условии подсушки до влажности 30% не вызовет серьезных нарушений процесса, а полученный агломерат будет естественно оглюсованным.

Предварительные опыты по спеканию концентрата из руды Серовского месторождения с добавкой 13% шлама дали удовлетворительные результаты. Концентрат спекали в лабораторной аглоочаше диаметром 200 мм при высоте слоя шихты 180—220 мм. Оптимальная влажность шихты находилась в пределах 8—9%. При среднем вакууме 800—850 мм вод. ст. и расходе коксика 7,0—7,5% линейная скорость спекания достигала 23—25 мм/мин, что соответствует производительности одного квадратного метра агломерационной машины 1,15 т/час или 57 т/час на ленту 50 м<sup>2</sup>.

Доменный глиноземистый шлак с успехом можно использовать для получения глинозема и цемента. Это было показано в совместной работе Института металлургии УФАН, УАЗА и УПИ по комплексному использованию красных шламов [2].

Разработанная на базе лабораторных исследований технологическая схема комплексного использования руд Серовского месторождения по данным прогнозных технико-экономических расчетов весьма перспективна. Поэтому представляется целесообразным уточнение и доработка отдельных этапов с последующим технико-экономическим анализом схемы в целом. Это можно сделать только после проведения промышленных испытаний.

#### ЛИТЕРАТУРА

1. В. П. Ревебцов, Е. М. Баринов. Сб. «Комплексное использование бурохромистых руд Серовского месторождения». Изд. ЦБТИ Свердловского совнархоза, 1959.
2. Полупромышленные испытания схемы комплексного использования красных шламов. Рукопись. Свердловск, Ин-т металлургии УФАН СССР, 1961.

Т. В. САПОЖНИКОВА, А. В. ЧЕНЦОВ, С. В. ШАВРИН,  
Институт металлургии УФАН СССР

П. С. КУСАКИН

## МИНЕРАЛЬНЫЙ СОСТАВ АГЛОМЕРАТОВ ИЗ СЕРОВСКИХ БУРОХРОМИСТЫХ КОНЦЕНТРАТОВ

Для изучения минерального состава агломератов, полученных из концентратов от обогащения плотных бобовых руд Серовского месторождения, были приготовлены образцы различной основности: 0,1; 0,78; 1,2; 1,6 с добавками и без добавок шлама — отхода производства бихромата натрия. Исследование производилось под микроскопом в проходящем и отраженном свете в шлифах и аншлифах.

В результате установлено, что все агломераты, полученные с добавками известняка и шлама, а также и без добавок шлама, имеют качественно тождественный состав и структуру. Наблюдается только различие в составе агломератов по количественному соотношению минеральных фаз. Агломераты имеют следующий минеральный состав: магнетит, феррит кальция, гематит, хромшпинелид,  $\beta$ -двукальциевый силикат, стекло, минералы группы оливина. Основная структура агломератов представлена зернами магнетита правильной формы, промежутки между которыми заполнены силикатной связкой с удлиненными зернами ферритов кальция. На некоторых участках отмечается отсутствие ферритов кальция, на других, наоборот, большое количество ферритов кальция, которые замещают силикатную связку.

Агломераты с основностью 1,6 с добавками и без добавок шлама сходны по внешнему виду. Они имеют темно-серый цвет, прочны, пористы, со стеклянным блеском. Основной составляющей агломерат фазой является магнетит. Преимущественно последний находится в виде крупных и мелких кристаллов правильной формы, а также округлых зерен и неправильных образований, однородных по составу, за исключением тех случаев, когда в нем наблюдаются включения хромшпинелидов. На участках сплошных выделений феррита кальция магнетит выявляется в виде остаточных мелких сильно корродированных зерен.

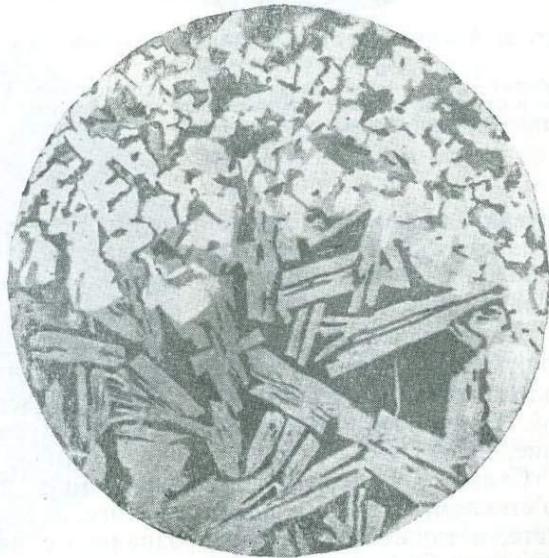


Рис. 1. Агломерат с основностью 1,6, полученный с добавкой 13% шлама:  
магнетит — белое; феррит кальция — серое; стекло — темно-серое. Отраженный свет,  $\times 300$ .

Феррит кальция  $\text{CaO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$  — следующая по количественному содержанию фаза. Он присутствует в форме крупных и мелких призматических кристаллов, игольчатых и скелетных выделений (рис. 1). Помимо вышеуказанных форм феррит кальция образует на некоторых участках сплошные выделения, играющие роль связки, преимущественно в области пор, а также он часто обрастает зерна магнетита. В отраженном свете имеет голубовато-серую окраску, повсеместные красные внутренние рефлексы, ярко выраженные и хорошо заметные при сухом объективе. В проходящем свете феррит кальция имеет красно-бурую окраску, анизотропен.

Гематит присутствует в небольшом количестве в виде пластинчатых выделений, образуется вокруг пор за счет окисления магнетита.

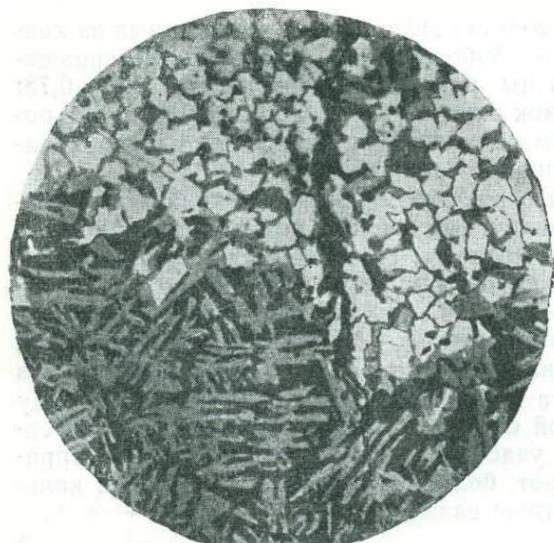


Рис. 2. Агломерат с основностью 1,6, полученный без добавок шлама:

магнетит — белое, феррит кальция — серое, стекло и мелкие, расположенные между зернами феррита кальция, зерна двукальциевого силиката — темно-серое. Отраженный свет,  $\times 300$ .

Хромшпинелид содержится в незначительном количестве и наблюдается в виде единичных крупных первичных зерен. В процессе агломерации в этих зернах в виде мелких неправильной формы выделений образуется новая фаза — твердые растворы ( $\text{Cr}_2\text{O}_3$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ) на основе гематита. Эта фаза характеризуется кремовато-белым цветом в отраженном свете, разноцветными внутренними рефлексами с преобладанием красных. Твердость более высокая, чем у хромшпинелида. Другая разновидность хромшпинелида существует в виде включений в зернах магнетита. Зерна шпинели в этих случаях не имеют четко выраженных и правильных ограничений. При большом ( $\times 1500$ ) увеличении видно, что хромшпинелид постепенно переходит в магнетит. Отражательная способность магнетита в этих участках значительно понижена. В проходящем свете хромшпинелид имеет красно-бурую окраску.

Двукальциевый силикат  $\beta\text{-}2\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$  содержится в очень малом количестве. Он присутствует в виде мелких удлиненных, цепочкой расположенных в силикатной связке зерен, легко травится водой. Приурочен обыкновенно к промежуткам зерен ферритов кальция (рис. 2).

Связка агломерата силикатного типа представлена преимущественно стеклом. Стекло буровато-желтого, зеленоватого цвета в проходящем свете, а также бесцветное прозрачное с переменным показателем преломления. Буровато-желтая и зеленоватая разновидность стекла имеет показатель преломления более 1,780. Количественное содержание силикатной связки в агломератах без добавок шлама меньшее. В связке, помимо стекла, присутствуют мелкие бесцветные и желтоватые анизотропные зерна с показателем преломления более 1,780. Вероятно, они относятся

к группе оливина. Точное определение не представляется возможным ввиду мелких размеров зерен.

Агломерат с основностью 1,2 отличается от предыдущих меньшим содержанием феррита кальция. В других фазах состав агломерата сохраняется.

Агломерат с основностью 0,78 с добавкой шлама по структуре менее однороден. Он состоит из крупно- и мелкозернистых участков и представлен следующими минеральными фазами: магнетитом, гематитом, ферритом кальция, хромшпинелидом, единичными зернами двукальциевого силиката, силикатной связкой (преимущественно в форме стекла). По сравнению с предыдущими этот агломерат отличается повышенным содержанием гематита и меньшим ферритом кальция. Гематит, как и феррит кальция, распределен в области пор. Он образует отдельные зерна, камки и пластинчатые выделения в зернах магнетита (рис. 3).

Хромшпинелид распространен в агломерате неравномерно, в виде одиночных крупных и мелких, а также неправильных зерен. На некоторых

Рис. 3. Агломерат с основностью 0,78 и добавкой 13% шлама:  
магнетит — белое, промежутки между зернами магнетита заполнены стеклом — темно-серое, гематит вокруг пор — белое, поры — черное. Отраженный свет,  $\times 300$ .

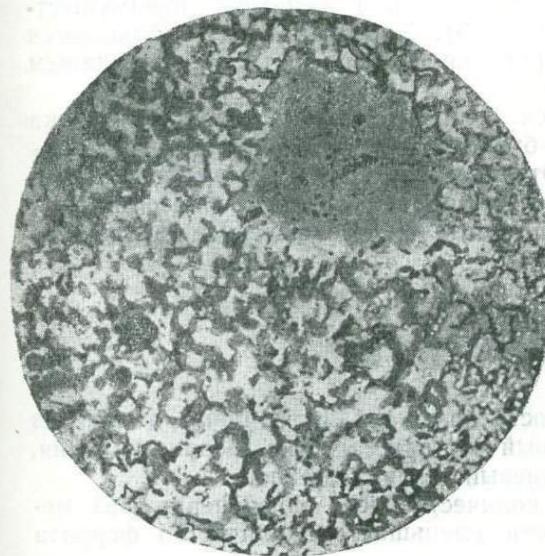
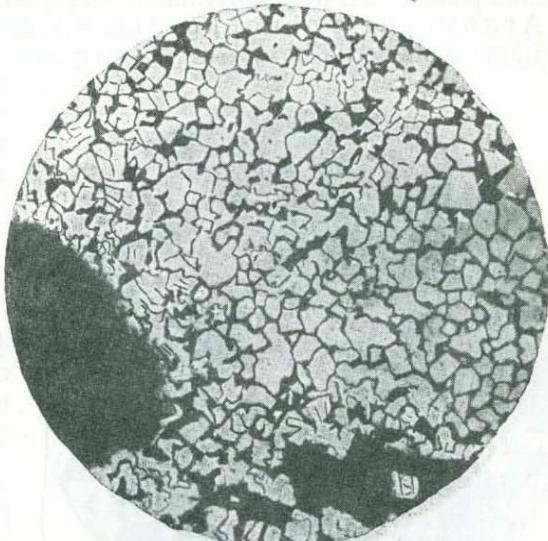


Рис. 4. Агломерат с основностью 0,78, полученный при добавке 13% шлама. Участок с обильными включениями хромшпинелида:  
хромшпинелид — серое, магнетит — белое, поры — черное.  
Отраженный свет,  $\times 200$ .



участках он образует многочисленные скопления (рис. 4), на других полностью отсутствует. Мелкие зерна приурочены иногда к фазе магнетита. Крупные зерна хромшпинелида в процессе агломерации частично окисляются. С поверхности их образуется зона с повышенной отражательной способностью, непрозрачная в проходящем свете за счет частичного окисления  $\text{FeO}$  до  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  (рис. 4).

Связка преимущественно силикатного типа в форме стекла, а также и рудная — магнетитовая. Стекло бесцветное, прозрачное, зеленоватое и желтовато-буровое в проходящем свете. На некоторых участках оно слегка девигрифицировано. Зе-

леноватое стекло имеет показатель преломления 1,710, коричневато-буровое — более 1,780. В стекле наблюдаются мелкие анизотропные зерна с показателем преломления более 1,780, вероятно, относящиеся к группе оливина. Точное определение их не представляется возможным ввиду мелких размеров и незначительного содержания.

Агломерат с основностью 0,1 без добавок шлама и известняка макроскопически похож на предыдущие агломераты, но имеет более простой минеральный состав. Он состоит из магнетита, гематита и силикатной связки, а также содержит незначительное количество хромшпинелида. Основная составляющая агломерата — магнетит. Зерна магнетита разнообразны по форме и размеру. Крупные зерна преимущественно правильной формы, мелкие — округлой. Они расположены плотно друг к другу и образуют магнетитовую связку. Некоторые из них содержат изоморфно хром и имеют пониженную отражательную способность.

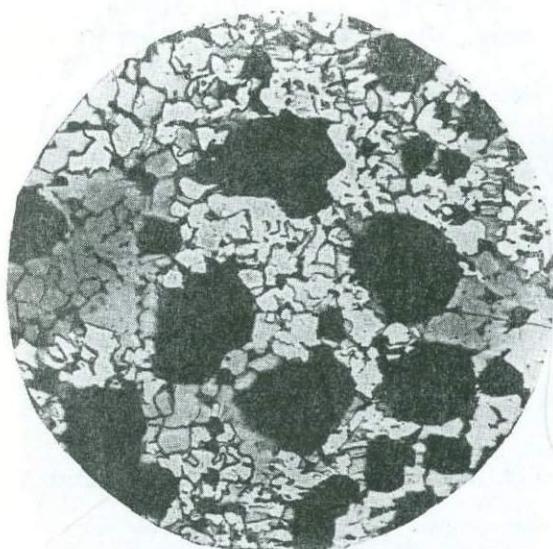


Рис. 5. Агломерат с основностью 0,1, полученный из руды без добавок шлама и известняка: магнетит — серое, гематит — белое, поры — черное. Отраженный свет,  $\times 300$ .

венно приурочены к порам (рис. 5). Хромшпинелид наблюдается в виде отдельных единичных зерен, красновато-бурых в проходящем свете.

Силикатной связки содержится незначительное количество. Связка представлена стеклом желтовато-бурового цвета, в проходящем свете показатель преломления  $>1,780$ . Отдельные участки стекла содержат тонкие дендриты кристаллизующихся минералов и мелкие зерна с высокой интерференционной окраской и показателем преломления, похожие на фаялит.

## Выводы

1. Агломераты разной основности как с добавкой шлама, так и без него имеют тождественный фазовый состав: магнетит, феррит кальция, гематит, хромшпинелид, двукальциевый силикат, стекло.

2. С изменением основности количественное соотношение фаз меняется: при понижении основности уменьшается количество феррита кальция.

3. При введении шлама в агломерате резко увеличивается содержание силикатной связки и фаз с трехвалентным железом гематита и феррита кальция.

## ЛИТЕРАТУРА

1. В. В. Лапин. Петрография металлургических и топливных шлаков. Труды Института геологии рудных месторождений, петрографии, минералогии и геохимии. Вып. 2. М., Изд-во АН СССР, 1956.
  2. Е. Ф. Вегман. Исследование минералогического состава оффлосованных агломератов из криворожских железных руд. «Производство и обработка стали и сплавов», Сборник МИС № 28, Металлургиздат, 1958.
  3. А. Г. Бетехтин. Минералогия, М., Госгеолиздат, 1950.
-

А. В. ЧЕНЦОВ, С. В. ШАВРИН  
Институт metallurgии УФАН СССР

## ТЕМПЕРАТУРЫ РАЗМЯГЧЕНИЯ КОНЦЕНТРАТОВ И АГЛОМЕРАТОВ, ПОЛУЧЕННЫХ ИЗ БУРОХРОМИСТЫХ РУД СЕРОВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Одной из наиболее важных для доменного процесса характеристик руды или агломерата является температура начала размягчения и перехода в расплавленное состояние.

Низкая температура начала размягчения руды неблагоприятно сказывается на ходе доменной плавки. В этом случае пористость ее кусков резко уменьшается при относительно низких температурах, то есть в верхних частях доменной печи, где протекают процессы непрямого восстановления.

Уменьшение пористости куска руды затрудняет доступ газа-восстановителя ( $\text{CO}$ ,  $\text{H}_2$ ) к окислам железа, находящимся во внутренних час-

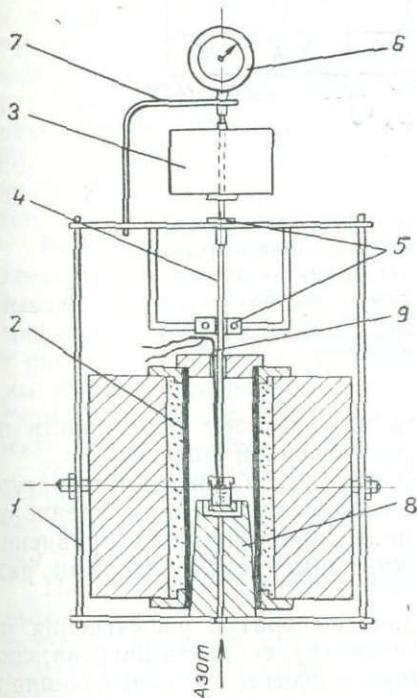


Рис. 1. Схема установки для определения температур размягчения руд и агломератов.

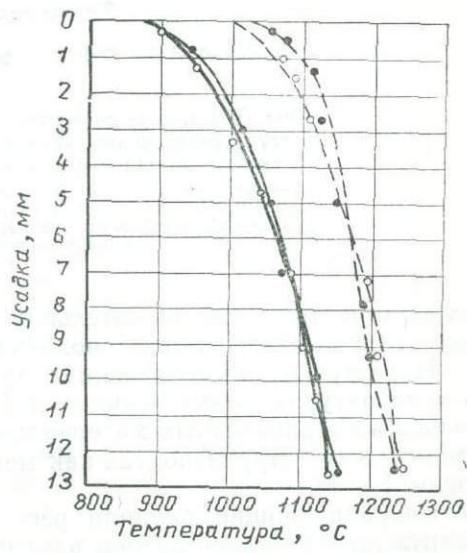


Рис. 2. Влияние способа подготовки материала к опыту на температуру размягчения качканарского концентрата (пунктирные линии) и красного шлама (сплошные линии).

1 — россыпь; 2 — брикет.

тях куска, в результате чего восстановительная способность газа будет использована в меньшей степени. Прямое же восстановление окислов железа потребует дополнительного расхода кокса.

Кроме температуры начала размягчения, важной характеристикой руды является температурный интервал от начала размягчения до плавления.

Малый температурный интервал размягчения способствует форсированному ведению доменной плавки, большой — ведет к тугому ходу печи

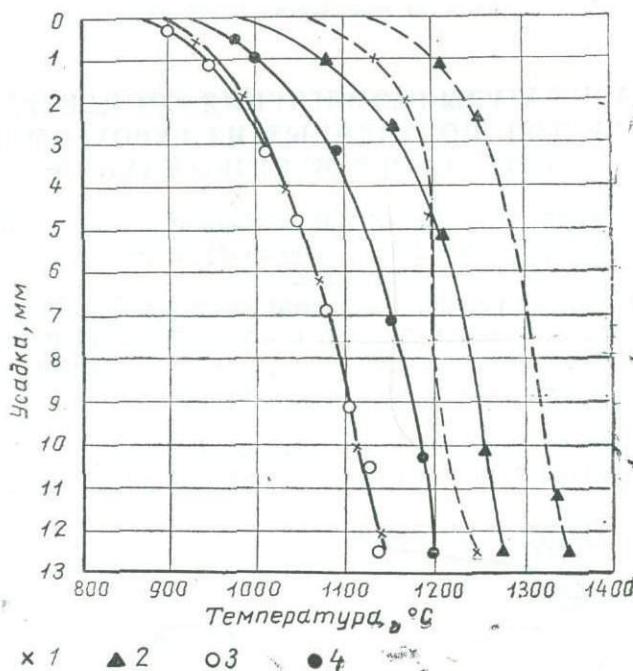


Рис. 3. Влияние скорости нагрева и давления на температуру размягчения качканарского концентрата (пунктирные линии) и красного шлама (сплошные линии):  
1 — давление  $0,5 \text{ кг}/\text{см}^2$ , скорость нагрева 3 град/мин; 2 — давление  $0,5 \text{ кг}/\text{см}^2$ , скорость нагрева 10 град/мин; 3 — давление  $2,0 \text{ кг}/\text{см}^2$ , скорость нагрева 3 град/мин; 4 — давление  $2,0 \text{ кг}/\text{см}^2$ , скорость нагрева 10 град/мин.

вследствие того, что значительная часть межкусковых пространств по высоте печи оказывается заполненной размягченной массой.

Несмотря на многочисленные данные, опубликованные в литературе о температурах размягчения как невосстановленных, так и предварительно восстановленных материалов, использование их путем сравнения практически затруднено, так как методики, применяемые авторами, различны [1—6].

Сохраняя общий принцип регистрации температур размягчения по погружению стержня, авторы изменяют нагрузку, скорость нагрева, способ подготовки материала к опыту и другие факторы, оказывающие в какой-то мере влияние на температуру размягчения.

В связи с вышеизложенным, прежде всего необходимо было выяснить влияние некоторых методических факторов на температуру размягчения.

Установка, использованная для этой цели, схематично изображена на рис. 1. Она смонтирована на раме 1, укрепленной на оси криптолитовой печи с графитовой трубкой 2. Усилие от груза 3 передавалось на образец посредством вольфрамового шпинделя 4, скользящего в направляющих втулках 5, одна из которых (нижняя) выполнена в виде холодильника. Погружение шпинделя регистрировалось с точностью до 0,01 мм идикатором 6, вмонтированным в специальную державку 7. Центровка образца и постоянное положение его относительно графитовой трубы обеспечивалось при помощи выточенной из магнезита подставки 8. Температура измерялась платино-платинородиевой термопарой 9, спай которой касался поверхности пластины, передающей усилие от груза на образец.

Исследуемый материал крупностью 0—3 мм загружался в железные стаканы на высоту 20 мм или прессовался под давлением 150 кг/см<sup>2</sup> в брикеты высотой и диаметром 20 мм. Усилие от груза в первом случае передавалось на железную, во втором — на корундовую пластины диаметром 20 мм.

Опыты проводились в инертной атмосфере при нагрузках 0,5 и 2,0 кг/см<sup>2</sup>. Скорость нагрева была принята 3 и 10° в минуту: первая соответствует скорости нагрева материалов в доменной печи в зоне температур 900—1200°, рассчитанной по данным о температурах газа [7], а вторая принята некоторыми исследователями [6], изучавшими температуры размягчения руд и агломератов.

Результаты опытов приведены на рис. 2 и 3. Они показывают, что температура размягчения материала практически не зависит от способа его подготовки к опыту. Брикетированные качканарские концентраты и красные шламы начинают размягчаться<sup>1</sup> соответственно при 1025 и 875°. Температуры размягчения их в россыпи практически соответствуют этим значениям, не изменяется при этом и интервал размягчения.

Поскольку изучаемые материалы в одном случае (россыпь) загружались при исследовании в железные тигли, а в другом (брикет) влияние тигля исключалось, то из данных опытов видно, что тигель практически не оказывает существенного влияния на температуры размягчения.

На первый взгляд этот результат находится в противоречии с данными диаграммы состояния FeO—O, согласно которой образование твердого раствора магнетита в закиси железа резко снижает температуры плавления железных минералов. Но он легко объясним тем, что взаимодействие металлического стакана и пластины с исследуемым материалом имеет место только на границе контакта.

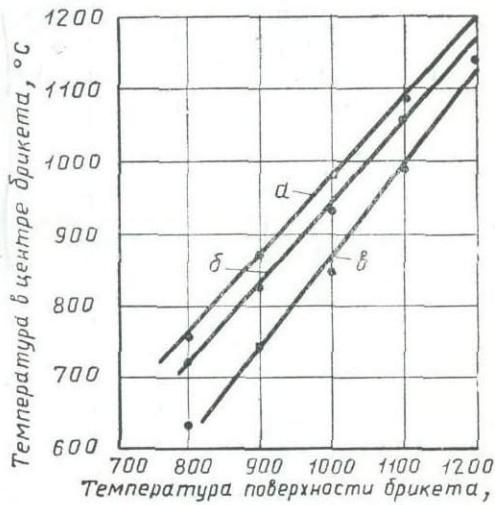


Рис. 4. Температура поверхности и центра брикета при скоростях нагрева 3 град/мин (а), 10 град/мин (б) и 20 град/мин (в).

<sup>1</sup> Начало размягчения соответствует погружению шпинделя на 1% от общей величины усадки.

Влияние скорости нагрева проявляется уже при постоянных нагрузках (см. рис. 3). Если красный шлам при нагреве со скоростью  $3^{\circ}$  в минуту размягчается под нагрузкой  $0,5 \text{ кг}/\text{см}^2$  при температуре  $900^{\circ}$ , то увеличение скорости до  $10^{\circ}$  в минуту приводит к повышению температуры начала размягчения, при том же давлении, до  $980^{\circ}$ , а для качкарского концентрата соответственно с  $1050$  до  $1125^{\circ}$ . Температурный интервал размягчения концентрата в этом случае растягивается дополнительно на  $50$ — $100^{\circ}$ .

В опытах, проведенных при давлении  $2,0 \text{ кг}/\text{см}^2$  с увеличением скорости нагрева с  $3$  до  $10^{\circ}$  в минуту, наблюдался такой же характер из-

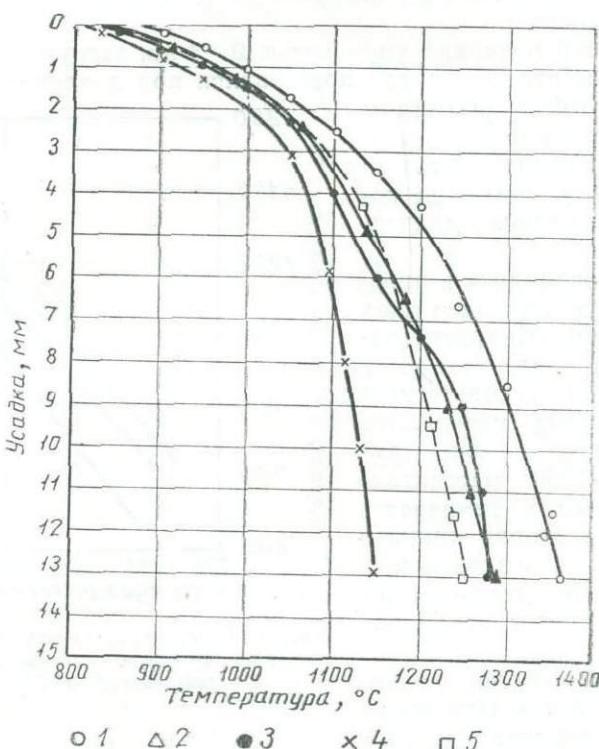


Рис. 5. Влияние добавок окиси кальция на температуры размягчения концентратов из бобово-конгломератовых руд:

1 — концентрат без добавок; 2 — концентрат с добавкой  $4\%$   $\text{CaO}$ ; 3 — концентрат с добавкой  $6\%$   $\text{CaO}$ ; 4 — концентрат с добавкой  $15\%$   $\text{CaO}$ ; 5 — концентрат с добавкой  $13\%$  шлама.

менения температур размягчения. Например, для красного шлама она повысилась с  $875$  до  $925^{\circ}$ .

Повышение температуры размягчения при увеличении скорости нагрева объясняется увеличением перепада температур между поверхностью и центром образца (рис. 4) и большим, чем при низких скоростях нагрева, запаздыванием фазовых превращений.

В связи с вышеизложенным целесообразно стандартизировать основные элементы методики определения температур размягчения руд и агломератов.

Скорость нагрева  $3^\circ$  в минуту, как ранее указывалось, примерно соответствует изменению температур шихтовых материалов в зоне размягчения доменной печи и может быть рекомендована при лабораторном изучении температур размягчения. Что касается давления, то оно должно соответствовать величине активного веса шихты в зоне размягчения доменной печи, который по последним данным [8] составляет  $0,129 \text{ кг}/\text{см}^2$ . Учитывая, что фактическое давление на кусок из-за порозности слоя шихтовых материалов значительно больше указанного значения активного веса, при лабораторном изучении температур размягчения можно рекомендовать применять давление  $0,5 \text{ кг}/\text{см}^2$ .

Разработанная методика была принята для изучения температур размягчения бурохромистого концентрата и полученных из него агломератов.

Бурохромистые концентраты по отношению  $\text{Al}_2\text{O}_3 : \text{SiO}_2$  в пустой породе обеспечивают возможность доменной плавки на шлаках в геленитной и алюмосиликатной областях. Поэтому было изучено влияние на температуру размягчения концентратов добавок окиси кальция, обеспечивающих получение при плавке как геленитных, так и алюмосиликатных шлаков. Кроме того, для обоснования использования шлама от передела хромистых шлаков на хромпик, было изучено влияние его добавки в количестве 13% на температуру размягчения концентрата. Результаты опытов приведены на рис. 5.

Кривые рис. 5 показывают, что добавка окиси кальция к концентрату приводит к снижению температуры начала размягчения и интервала размягчения. Особенно резкое снижение интервала размягчения наблюдается при добавке 15% окиси кальция и 13% шлама. Следует отметить, что добавка 15% окиси кальция обеспечивает получение агломерата с основностью 2,5, а введение 13% шлама только с 0,6.

Результаты опытов по определению температур размягчения агломератов приведены на рис. 6. Анализ их позволяет сделать следующие выводы.

Температурный интервал размягчения неофлюсованных агломератов из бурохромистых концентратов  $200^\circ$  при температуре начала размягчения  $1150^\circ$ .

Офлюсованные агломераты из бурохромистых руд имеют меньший интервал размягчения, причем с увеличением основности агломератов

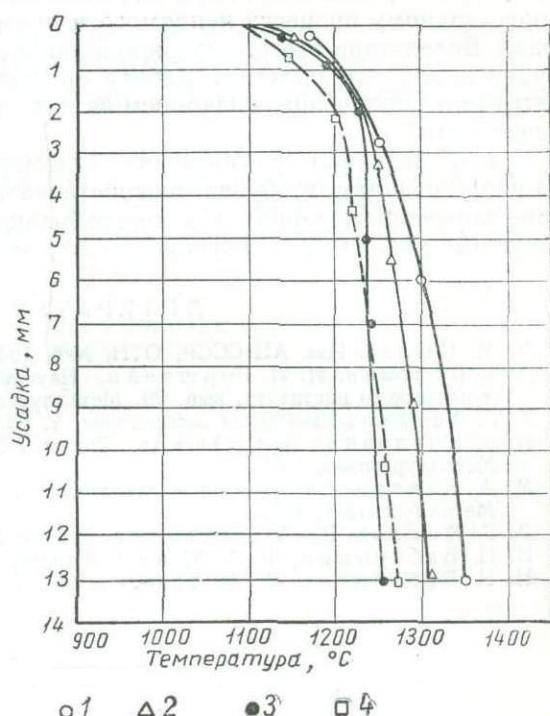


Рис. 6. Кривые размягчения агломератов из бурохромистых концентратов:

1 — агломерат неофлюсованный; 2 — агломерат офлюсованный,  $\text{CaO} : \text{SiO}_2 = 1,2$ ; 3 — агломерат офлюсованный,  $\text{CaO} : \text{SiO}_2 = 1,6$ ; 4 — агломерат с добавкой 13% шлама,  $\text{CaO} : \text{SiO}_2 = 0,6$ .

величина его уменьшается. Например, интервал размягчения агломерата, имеющего отношение  $\text{CaO} : \text{SiO}_2 = 1,2$  170—180°, а с отношением  $\text{CaO} : \text{SiO}_2 = 1,6$  — 125—135°. Температура начала размягчения при увеличении основности с 1,2 до 1,6 практически не меняется и составляет 1120—1125°, т. е. на 25—30° меньше, чем у неофлюсованного агломерата.

Температура размягчения агломерата, полученного из бурохромистого концентрата с добавкой 13% шлама равна 170°, а температура начала размягчения его 1100°.

Повышение температуры начала размягчения бурохромистых агломератов по сравнению, например, с высокогорским будет способствовать более полному процессу непрямого и прямого восстановления в твердой фазе. Вследствие этого, содержание закиси железа в первичном шлаке будет ниже, что облегчит работу коксовой насадки, но одновременно затруднит получение низкокремнистых чугунов на шлаках обычной основности.

Узкий интервал размягчения агломератов, оффлюсованных окисью кальция и шламом, будет способствовать снижению потерь напора в зоне перехода материалов в тестообразное состояние и создаст благоприятные условия для форсированного ведения доменной печи.

#### ЛИТЕРАТУРА

1. Л. М. Цылев. Изв. АН СССР, ОТН, № 6, 1948.
  2. Г. А. Воловик, И. И. Горштейн. Научные труды Днепропетровского металлургического института, вып. 29. Металлургия чугуна, Металлургиздат, 1952.
  3. А. Г. Астахов. Заводская лаборатория, т. 22, № 5, 1956.
  4. И. З. Козлович, А. С. Аюков. Труды ЛПИ, вып. 179. Металлургия чугуна. Металлургиздат, 1955.
  5. М. А. Кекелидзе. Доменное производство. Приложение к журналу «Сталь». Металлургиздат, 1958.
  6. Д. Г. Хохлов, Ю. А. Гырдыков. Заводская лаборатория, т. 24, № 4, 1958.
  7. Н. Н. Бабарыкин, Ф. А. Юшин. «Сталь», № 12, 1958.
  8. Н. Н. Бабарыкин, А. А. Агашин, Ф. А. Юшин. «Сталь», № 4, 1959.
-

С. В. ШАВРИН, А. В. ЧЕНЦОВ, Б. В. ИПАТОВ  
Институт metallurgии УФАН СССР

## ВЯЗКОСТЬ НАТУРАЛЬНЫХ ВЫСОКОГЛИНОЗЕМИСТЫХ ШЛАКОВ ИЗ БУРОХРОМИСТЫХ РУД СЕРОВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Агломераты, полученные из концентратов бурохромистых руд Серовского месторождения, характеризуются повышенным отношением в пустой породе окиси алюминия к двуокиси кремния. Как известно, это отношение во многом определяет свойства первичных и конечных доменных шлаков, а следовательно, и пригодность рудного сырья для экономичной выплавки того или иного сорта чугуна. В обычных шлаках, применяемых и рекомендуемых [1] для выплавки передельного чугуна, оно составляет 0,2—0,4. Отношение  $\frac{Al_2O_3}{SiO_2}$  в пустой породе исследованных агломератов не обеспечивает получение шлаков нормального состава и в зависимости от способа и глубины обогащения колебается в пределах 0,7—2,0. Соответственно, возможные составы шлаков располагаются на диаграмме  $CaO-SiO_2-Al_2O_3$  вдоль более пологих линий равных отношений  $\frac{Al_2O_3}{SiO_2}$  (рис. 1). Шлаки с отношением  $\frac{Al_2O_3}{SiO_2} = 0,7 \div 1,2$  находятся в области, достаточно проверенной в лабораторных и заводских условиях. Многолетний опыт выплавки на коксе и древесном

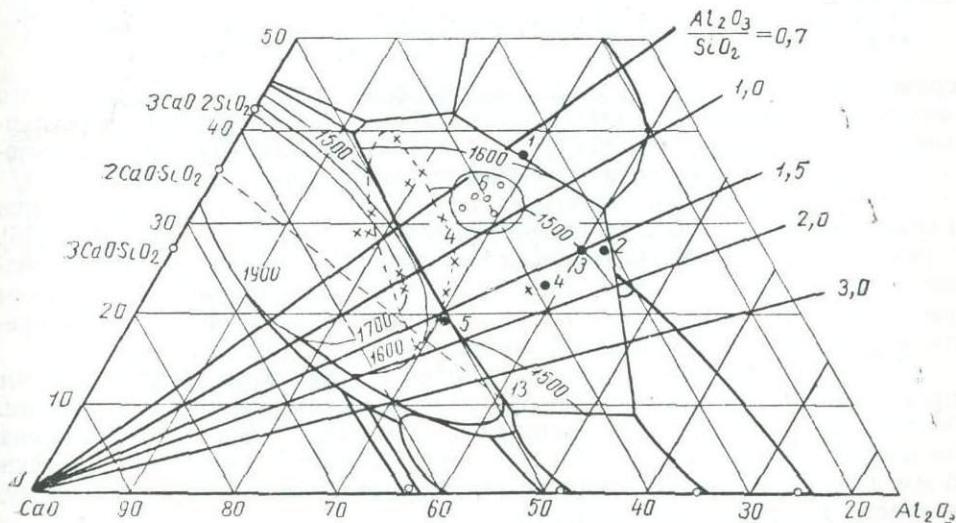


Рис. 1. Расположение исследованных шлаков на тройной диаграмме состояния  $SiO_2-Al_2O_3-CaO$ :

○ — шлаки заводов ОХМК, Тата и др.; × — шлаки, полученные в период опытных плавок в Рейнхаузене.

угле из руд с глиноземистой пустой породой литейных и передельных чугунов в печах малого и большого объема позволяет ориентироваться на получение из бурохромистых руд с указанной характеристикой высококремнистого передельного чугуна при условии достаточной глубины обогащения, обеспечивающей выход шлака не более 500 кг/т чугуна [1, 2, 3]. Шлаки, располагающиеся вдоль линий  $\frac{\text{Al}_2\text{O}_3}{\text{SiO}_2} = 1,5 \pm 2,0$  (соответствующие составу концентратов Серовского месторождения) изучены недостаточно. Исследована вязкость лишь четырех синтетических шлаков алюмосиликатной области [4]. Однако данные по вязкости синтетических шлаков геленитной области (вдоль линии  $\frac{\text{Al}_2\text{O}_3}{\text{SiO}_2} = 0,66$ ), полученные в этом же исследовании, не согласуются с данными Мак-Кефери [1] и Мекина [5] и нуждаются в проверке.

Положение исследованных высокоглиноземистых шлаков на тройной диаграмме (после пересчета на три компонента) указано на рис. 1, а результаты полных анализов шлаков приведены в таблице, где для

Состав шлаков, %

№ шлака	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	TiO <sub>2</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	FeO	MnO	V <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S	Отношение	
											$\frac{\text{Al}_2\text{O}_3}{\text{SiO}_2}$	$\frac{\text{CaO}}{\text{SiO}_2}$
1	37,01	27,80	30,89	2,86	1,23	0,24	0,57	0,23	0,13	0,21	0,75	0,84
2	25,02	42,31	26,72	3,48	1,00	0,77	1,19	0,13	0,30	0,11	1,69	1,07
3	26,10	39,00	28,27	4,34	1,65	—	0,85	0,15	0,17	0,27	1,49	1,08
4	22,3	36,79	34,45	2,92	0,93	0,24	—	0,07	0,19	0,27	1,65	1,54
5	18,82	29,58	45,37	2,42	1,20	0,40	3,57	0,07	0,21	0,36	1,57	2,41
6(ОХМК)	32,20	28,58	34,07	2,0	1,0	—	0,4	—	—	—	0,89	1,05
7(НТМК)	36,50	16,75	38,40	6,80	—	—	0,48	1,32	—	0,74	0,46	1,05
8*	38,40	10,10	44,70	2,50	—	—	0,22	1,88	—	2,2	0,26	1,17
9**	28,1	22,1	44,94	3,00	—	—	0,20	0,46	—	2,2	0,79	1,60

\* Нормальный, по М. А. Павлову, шлак для выплавки передельного чугуна.

\*\* Нормальный, по М. А. Павлову, шлак для литейного чугуна.

сравнения использованы также анализы шлаков Орско-Халиловского металлургического комбината (ОХМК) и Нижнетагильского металлургического комбината (НТМК), а также «нормальных» (по М. А. Павлову) шлаков для выплавки передельного и литейного чугунов.

Вязкость измеряли электровискозиметром ЭВИ-57Г конструкции Горьковского исследовательского физико-технического института [6]. Принцип работы прибора заключается в преобразовании величины вязкости (крутящего момента насадки) в пропорциональный сдвиг фазы некоторого вспомогательного напряжения с последующим его измерением с помощью специального потенциометра 3 (рис. 2).

Для удобства работы датчик прибора 2 установлен на специальном кронштейне 1, обеспечивающем его плавное перемещение по вертикали. Молибденовая насадка вискозиметра размерами 16×16×30 насажена на молибденовый стержень 5 с диаметром шейки на выходе из насадки 5 мм. Прибор с данной насадкой градуировался по касторовому маслу, вязкость которого проверялась по Стоксу.

Для предохранения датчика от высоких температур была смонтирована крышка-холодильник 6 с асBESTовой прокладкой 7 и теплоизоляционная муфта 4, жестко соединяющая вал датчика с молибденовым стержнем. В период проведения опыта датчик обдувался вентилятором.

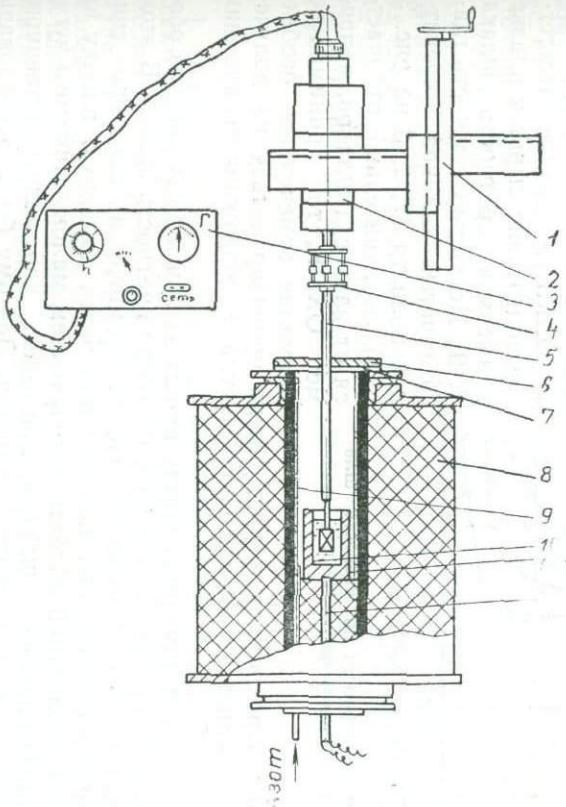


Рис. 2. Схема установки для определения вязкости.

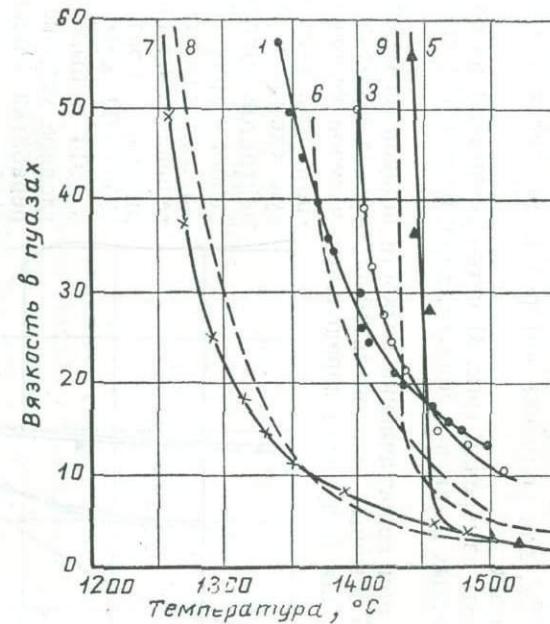


Рис. 3. Вязкость шлаков:  
1, 3, 5 — из бурохромистых руд; 6 — ОХМК, по данным [13]; 7 — НТМК; 8 и 9 — «нормального», по М. А. Павлову [1], шлака для выплавки передельного чугуна.

Шлак помещался в молибденовый тигель 11, установленный в кварцевую трубку, помещенную внутрь графитовой трубы 9, в печи сопротивления 8.

Измерения производились в атмосфере азота, подводимого с помощью трубы 10. Температура измерялась платино-платинородиевой термопарой 12, для колпачка которой в дне тигля предусмотрено специальное гнездо.

Результаты измерений (рис. 3) четко указывают на положение высокоглиноземистых шлаков в области, характерной для шлаков литейного чугуна.

Однако при сопоставлении вязкости шлаков из бурохромистых руд с вязкостью обычных шлаков литейного чугуна необходимо учесть благоприятные для получения передельных чугунов условия плавки бурохромистых руд: предусмотренную схемой агломерацию концентратов магнитного обогащения и кричный передел суммарных хвостов, удовлетворительное качество агломерата и низкую кратность шлака (350—400 кг/т чугуна). Еще в 1914 г. было показано, что главное условие успешной переработки глиноземистых руд Майяри — улучшение их физических свойств [7]. Известно также, что основные причины, затрудняющие выплавку передельного чугуна (например, на ОХМК), — полное отсутствие подготовки сырья к плавке и высокая кратность шлака [8, 9]. Поскольку вязкость глиноземистых шлаков геленитной области (1, 2, 3 на рис. 3 и 4) незначительно отличается от вязкости шлаков, например ОХМК, то, принимая во внимание отмеченные особенности плавки бурохромистых руд, можно ориентироваться на получение высококремнистого передельного чугуна с содержанием кремния до 1,5%.

Использование в доменную шихту крицы из суммарных хвостов обогащения бурохромистых руд обеспечит низкую кратность шлака. В этом случае может оказаться целесообразным, несмотря на некоторое снижение технико-экономических показателей, вести доменную плавку на шлаках алюмосиликатной области с получением малокремнистого чугуна и саморассыпающихся шлаков, пригодных для непосредственного содового выщелачивания окиси алюминия. Поэтому были исследованы шлаки алюмосиликатной области, которые, как и следовало ожидать, более тугоплавки, но имеют низкую вязкость при высоких температурах (кривая 5 на рис. 3). Последнее, а также высокая основность этих шлаков (2,5—3,2 по сравнению с 1,0—1,5 для обычных шлаков литейного чугуна) будет способствовать получению малосернистого передельного чугуна. В подтверждение можно сослаться на опытные плавки в Рейн-

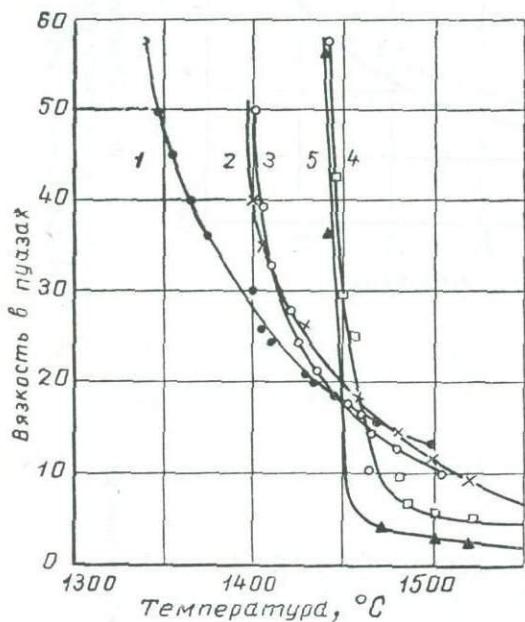


Рис. 4. Влияние основности на вязкость шлаков из бурохромистых руд.

ности плавки бурохромистых руд, можно ориентироваться на получение высококремнистого передельного чугуна с содержанием кремния до 1,5%.

Использование в доменную шихту крицы из суммарных хвостов обогащения бурохромистых руд обеспечит низкую кратность шлака. В этом случае может оказаться целесообразным, несмотря на некоторое снижение технико-экономических показателей, вести доменную плавку на шлаках алюмосиликатной области с получением малокремнистого чугуна и саморассыпающихся шлаков, пригодных для непосредственного содового выщелачивания окиси алюминия. Поэтому были исследованы шлаки алюмосиликатной области, которые, как и следовало ожидать, более тугоплавки, но имеют низкую вязкость при высоких температурах (кривая 5 на рис. 3). Последнее, а также высокая основность этих шлаков (2,5—3,2 по сравнению с 1,0—1,5 для обычных шлаков литейного чугуна) будет способствовать получению малосернистого передельного чугуна. В подтверждение можно сослаться на опытные плавки в Рейн-

хаузене (Западная Германия), проведенные в 1954 г. с целью получения саморассыпающихся шлаков [11]. В течение всего периода перехода от обычных шлаков к шлакам Сейллеса (42% CaO, 34% Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, 13% SiO<sub>2</sub>) и обратно (см. рис. 1) печь работала нормально. Температура шлака была в пределах 1420—1450°, содержание кремния в чугуне 1% и серы 0,005—0,01%. В 1946—1948 гг. в Дегацвилле (Франция) на шлаках аналогичного состава был получен чугун с содержанием 0,4% кремния.

Температура хорошей текучести исследованного шлака алюмосиликатной области согласно кривой  $\eta-t$  около 1460°, а температуру на выпуске можно оценить в 1500—1550°, что на 50—120° выше указанной Форверком и др. [11].

Температуры ликвидуса чистых расплавов Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>—CaO—SiO<sub>2</sub> составляют 1600° для  $\frac{Al_2O_3}{SiO_2} = 1,5 \div 1,6$  и 1500° для  $\frac{Al_2O_3}{SiO_2} = 2,5 \div 3,0$ . По-

этому в качестве средства снижения тугоплавкости шлака можно рекомендовать добавление в доменную шихту или при агломерации небольших доз боксита. Одновременно появится возможность путем увеличения основности шлака перейти линии ортосиликат кальция — точка 13 (см. рис. 1), что облегчит извлечение из шлака окиси алюминия [12].

Необходимое условие успешной переработки высокоглиноземистых руд — поддержание устойчивого теплового состояния доменной печи. Особенно это относится к плавке на шлаках алюмосиликатной области, обладающих резко выраженной кристаллизационной способностью. Поэтому должны быть предъявлены высокие требования к постоянству химического состава и металлургических свойств агломератов из бурохромистых руд.

Перейти от геленитных шлаков к алюмосиликатным можно различными путями, в том числе и непосредственно через поле геленита. Поэтому была исследована также вязкость промежуточного шлака (4 на рис. 4), положение которого на тройной диаграмме примерно совпадает с точкой геленита (см. рис. 1).

Полученные данные показывают, что переход через поле геленита возможен, так как вязкости промежуточного и алюмосиликатного шлаков различаются незначительно. Следует отметить, что в период опытных плавок в Рейнхаузене [1] при переходе от обычных шлаков к шлакам Сейллеса наблюдалось отклонение в сторону геленита, вследствие чего в одном из выпусков был достигнут теоретический состав геленита.

## Выводы

1. Шлаки доменной плавки агломератов из бурохромистых руд характеризуются повышенной тугоплавкостью и вязкостью. Поэтому необходимым мероприятием, обеспечивающим получение передельного чугуна, является снижение кратности шлака, например, за счет использования в доменную шихту крицы из суммарных хвостов обогащения. На шлаках алюмосиликатной области при условии обеспечения мероприятий по поддержанию устойчивого теплового состояния печи возможна, особенно при отношении  $\frac{Al_2O_3}{SiO_2} = 2$  и более, выплавка низкокремнистого малосернистого чугуна.

2. Переход от геленитных шлаков к алюмосиликатным возможен через поле геленита, то есть только за счет увеличения основности шлака.

## ЛИТЕРАТУРА

1. М. А. Павлов. Расчет доменных шихт. М., Металлургиздат, 1947.
2. И. П. Бардин, Л. М. Цылев, Ш. М. Микиашвили. Труды Ин-та металлургии, вып. 2, М., Изд-во АН СССР, 1957.
3. С. В. Шаврин. В. П. Ревебцов, А. В. Ченцов, Т. В. Сапожникова. Сб. «Комплексное использование бурохромистых руд Серовского месторождения». Изд. ЦБТИ Свердловского совнархоза, 1959.
4. В. И. Коротич. Изв. Высш. учеб. завед., Черная металлургия, № 4, 1960.
5. J. S. Machin. Tin Boo Uee Journal of the American Ceramic Society, 7, 1948.
6. П. А. Иванов. Заводская лаборатория, № 4, 1957.
7. The Iron Age, 4 June, 1914.
8. В. Михайлов и др. Разработка технологии получения передельных чугунов из орско-халиловских руд. Рукопись. Свердловск УФАН СССР, 1958.
9. Сб. «Комплексное использование бурохромистых руд Серовского месторождения». Изд. ЦБТИ Свердловского совнархоза, 1959, стр. 145.
10. А. М. Чернышев, Л. М. Цылев и А. В. Руднева. Изв. АН СССР, ОТН, № 7, 1953.
11. O. Vogwerk, R. Hütteman R. Mintrop. «Stahl und Eisen», № 24, 1956.
12. Л. П. Ходак, А. И. Иванов. Труды Ин-та металлургии УФАН СССР, вып. 2, Свердловск, 1958.
13. В. Я. Миллер, А. И. Иванов, О. А. Архипов и др. Комплексное использование красных шламов. Рукопись. Свердловск, УФАН СССР, 1959.

Г. Н. КОЖЕВНИКОВ, В. С. КРЫЛОВ  
Институт metallurgии УФАН СССР

## К ИЗВЛЕЧЕНИЮ ОКИСИ АЛЮМИНИЯ ИЗ ДОМЕННЫХ ШЛАКОВ, ПОЛУЧАЕМЫХ ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ БУРОХРОМИСТЫХ РУД СЕРОВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

В выполненной ранее работе [1] отмечалось, что шлаки, которые будут получаться при доменной плавке бурохромистых руд Серовского месторождения, с содержанием более 25%  $\text{Al}_2\text{O}_3$  целесообразно использовать для производства глинозема по методу содово-известкового спекания. Попутно с окисью алюминия можно получить остаток от выщелачивания спеков, пригодный для производства цемента. Указанный способ переработки шлаков сравнительно прост, и использование его в промышленности не будет представлять затруднений.

К сожалению, в работе [1] не указывались условия переработки получаемых спеков. Поскольку от правильной организации процесса спекания и выщелачивания зависит не только эффективность способа, но и качество получающихся шламов — сырья для производства цемента, были выполнены опыты по нахождению условий переработки продуктов спекания указанных шлаков с содой и известняком.

Кроме того, шлаки, получающиеся при доменной плавке бурохромистых руд, отличаются от других глиноземистых шлаков повышенным содержанием хрома. Присутствие хрома в шлаках может оказывать отрицательное влияние при спекании их с содой, а также при выщелачивании спеков, так как алюминиатные растворы будут загрязняться соединениями хрома. Поэтому изучение поведения соединений хрома в процессе спекания и при гидрохимической обработке спека представляет практический интерес. В настоящей работе указанный пробел был восполнен.

Приведем состав одного из образцов глиноземистого шлака, полученного при доменной плавке бурохромистых руд Серовского месторождения, %

CaO . . . . .	23,74	MgO . . . . .	2,50
$\text{Al}_2\text{O}_3$ . . . . .	41,76	FeO . . . . .	0,64
$\text{SiO}_2$ . . . . .	28,21	$\text{Cr}_2\text{O}_3$ . . . . .	1,55

(расчетный)

Как видно, состав шлака характерен высоким содержанием двуокиси кремния. Это указывает на то, что основная масса окиси алюминия в шлаке находится в виде тройных соединений: аортита и геленита.

Шлак был подвергнут спеканию с известняком и содой. Количество известняка и соды в шихте рассчитывалось таким образом, чтобы в спеке молярное отношение  $\text{CaO} : \text{SiO}_2$  было равно 2, а  $\text{NaO} : \text{Al}_2\text{O}_3 = 1$ . Влияние количества известняка и соды на процесс спекания не изучалось, так как в выполненных ранее исследованиях [2] указанная дозировка была признана оптимальной.

Следует отметить, что спекание протекало без каких-либо осложнений, то есть наличие окиси хрома в шлаке не оказывало заметного влияния на этот процесс.

В опытах применялись известняк и сода марки «ч». Шлак, сода и известняк предварительно измельчались до крупности — 0,25 мм. Шихта после тщательного перемешивания нагревалась в корундовых тиглях до 1100° и выдерживалась при этой температуре один час. При окончании спекания тигли быстро охлаждались на воздухе. Полученный спек представлял пористую светло-зеленую массу и хорошо измельчался (зеле-

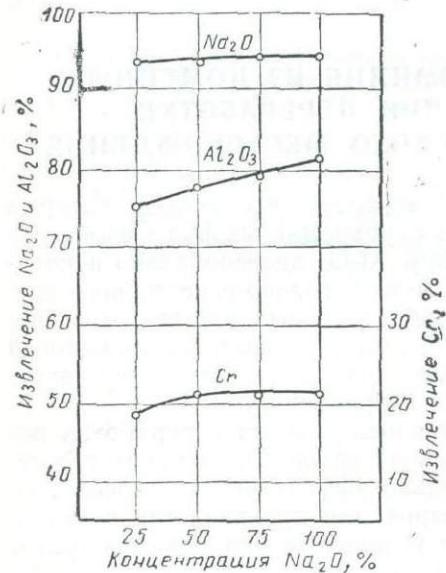


Рис. 1. Извлечение щелочи, глинозема и хрома из спека в зависимости от концентрации оксида натрия в растворе.

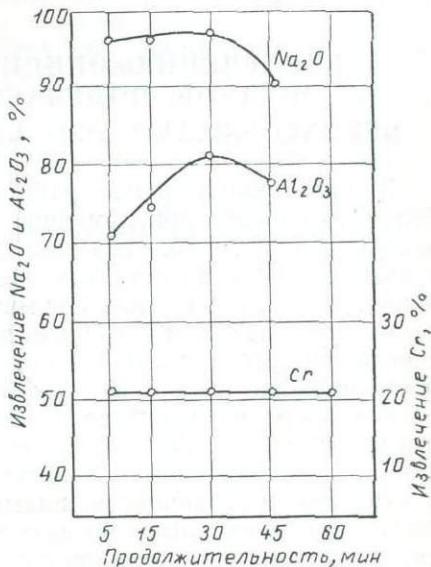


Рис. 2. Влияние продолжительности выщелачивания на степень извлечения глинозема из спека.

ная окраска спека связана с наличием в нем соединений хрома — хроматов натрия и кальция). Измельченный до — 0,25 мм спек подвергался выщелачиванию щелочными растворами различной концентрации. Температура и продолжительность гидрохимической обработки изменялась соответственно от 40 до 90° и от 5 до 60 мин. Полученные в процессе выщелачивания алюминатные растворы отфильтровывались от шлама и анализировались на  $\text{Na}_2\text{O}$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ .

Изучение влияния различных факторов на процесс выщелачивания спеков с целью определения оптимальных условий этой операции показало следующее.

1. Влияние концентрации щелочи. На рис. 1 показана зависимость извлечения щелочи, глинозема и хрома из спека в раствор от концентрации оксида натрия в растворе, поступающем на выщелачивание, при температуре 70°, отношении  $\mathcal{Ж} : \text{T} = 10 : 1$  и продолжительности 30 мин.

Согласно приведенным на этом рисунке данным, извлечение окиси алюминия из спека повышается с увеличением концентрации щелочи от 25 до 100 г/л  $\text{Na}_2\text{O}$ . Степень перехода в раствор хрома практически не зависит от концентрации щелочи и составляет 20—23 %. Результаты данных опытов позволяют рекомендовать для выщелачивания спеков

раствор щелочи, содержащий примерно 100 г/л  $\text{Na}_2\text{O}$ . Выщелачивание спека более концентрированными растворами, по-видимому, нецелесообразно, так как ранее [3] было показано, что с увеличением содержания щелочи в растворе понижается извлечение окиси натрия и алюминия.

2. Влияние продолжительности выщелачивания. Опыты по выщелачиванию спека при 60° раствором щелочи, содержащим 100 г/л  $\text{Na}_2\text{O}$ , показали (рис. 2), что с увеличением продолжительности перемешивания от 5 до 30 мин извлечение глинозема растет, а свыше 30 мин — понижается. Снижение извлечения окиси алюминия связано с протеканием вторичных процессов — взаимодействием двухкаль-

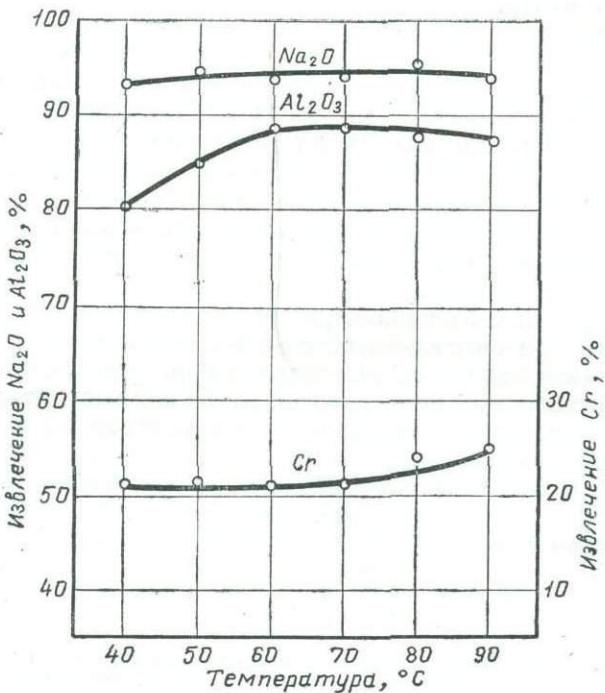


Рис. 3. Извлечение глинозема из спека в раствор в зависимости от температуры.

циевого силиката с алюминатным раствором. Следовательно, оптимальная продолжительность выщелачивания равна 30 мин.

3. Влияние температуры. Температура и продолжительность выщелачивания тесно связаны между собой. При выщелачивании нефелинового и содово-геленитового спеков увеличение температуры, как правило, сокращает продолжительность процесса. Для установления влияния этого фактора на обработку изучаемого спека были проведены дополнительные опыты. Спек выщелачивали в течение 30 мин растворами, содержащими 100 г/л  $\text{Na}_2\text{O}$ , при различных температурах, от 40 до 90°.

Выход окиси алюминия повышается с увеличением температуры от 40 до 60°. Дальнейшее нагревание растворов при выщелачивании приводит лишь к уменьшению извлечения глинозема (рис. 3). Поэтому лучше проводить выщелачивание при 60—70°. Переход хрома в раствор остается по-прежнему без изменения и составляет 22—25%..

Из приведенных предварительных результатов видно, что наиболь-

шего извлечения глинозема (88—89 %) можно достигнуть при выщелачивании спека в течение 30 мин при 60° раствором щелочи с концентрацией 100 г/л Na<sub>2</sub>O. Потери щелочи при выщелачивании невелики. Как показали опыты, величина потерь зависит в основном от продолжительности гидрохимической обработки спека. Поэтому требуется произвести быстрое отделение шлама от раствора.

Опыты показали, что с увеличением извлечения щелочи и глинозема из спека повышается качество получающихся шламов-отходов. Поэтому оптимальные условия для извлечения глинозема и щелочи являются в то же время оптимальными с точки зрения использования шламов для производства цемента.

Образующийся в процессе спекания хромат натрия хорошо растворяется в алюминатном растворе даже на холоде. Хромат кальция растворяется труднее. Количество переходящего в алюминатный раствор хрома из спека практически не зависит от условий выщелачивания и составляет, примерно, пятую часть от исходного количества. Остальная часть хрома остается в шламе, придавая ему слабый зеленоватый оттенок. Количество растворимого хрома в спеке определяется условиями при спекании и зависит также от присутствия свободной (избыточно введенной) соды в шихте. Чем больше такой соды, тем больше будет образовываться хромата натрия.

В приведенных опытах концентрация хрома в растворе после выщелачивания спека при оптимальных, с нашей точки зрения, условиях невелика и составляет около 0,2 г/л. Однако при упаривании маточного раствора хромат натрия, по-видимому, не будет выделяться в твердую фазу, поэтому неизбежно накопление его в растворе. Увеличение концентрации хрома приведет к загрязнению глинозема.

Следовательно, возникает необходимость удалять хром из алюминатного раствора. В настоящее время этот вопрос находится еще в стадии изучения и поэтому здесь не освещается.

#### ЛИТЕРАТУРА

1. Л. П. Ходак, Г. Н. Кожевников. Сб. «Комплексное использование бурохромистых руд Серовского месторождения». Изд. ЦБТИ Свердловского совнархоза, 1959.
2. Л. П. Ходак, А. И. Иванов и др. Получение глинозема из алюмосиликатных доменных шлаков с повышенным содержанием кремнезема. Рукопись. Свердловск, УФАН СССР, 1956.
3. Г. Н. Кожевников, С. И. Кузнецов. Труды Ин-та металлургии УФАН СССР, вып. 4, Свердловск, 1958, стр. 71—75.

Л. Л. ОСИНОВСКИХ, С. В. ШАВРИН, Т. В. САПОЖНИКОВА  
Институт металлургии УФАН СССР

## О ВЛИЯНИИ ОКИСИ МАГНИЯ НА ТЕПЛОТУ ОБРАЗОВАНИЯ ГЛИНОЗЕМИСТЫХ ШЛАКОВ

Шлаки при плавке бурохромистых руд характеризуются повышенным содержанием глинозема. Специфика их свойств приводит в ряде случаев к целесообразности введения в них окиси магния. Данных о влиянии окиси магния на теплоту образования шлаков в литературе не обнаружено. Поэтому и в связи с необходимостью выполнения металлургических расчетов были проведены опыты по определению величин теплоты образования шлаков в определенной области составов. Были использованы открытый калориметр с изотермической водяной оболочкой и самоуплотняющаяся бомба СКБ-52, описанные подробно Поповым [4]. Состав исследованных шлаков приведен в табл. 1. Исходными материалами для приготовления шлаков служили химически чистые окислы, прокаленные при 1200°. Спектральный анализ данных окислов показал высокую степень чистоты, имеющиеся примеси измерялись сотыми долями процента.

Методика эксперимента заключалась в следующем. Навеска 2,5 г тонко растертого (меньше — 200 меш) порошка исследуемого материала смешивалась с 0,6 г соснового угля, слабо прокаленного и измельченного до 0,5—1,0 мм. Серия навесок угля приготавлялась при постоянной влажности, соответствующей влажности воздуха комнаты, и высушивалась в экскаторе над серной кислотой. Смесь исследуемого материала и угля в гильзе из беззолевой фильтровальной бумаги помещалась в платиновую чашечку, устанавливаемую в кольце одного из электрических контактов бомбы. Партия гильз одинакового веса также приготавлялась заранее.

Для зажигания угля в бомбе применялась тонкая железная проволока и тонкая хлопчатобумажная нить. Опыты проводились при давлении кислорода в бомбе, равном 30 кг/см<sup>2</sup>. Теплота горения угля, проволоки и гильзы определялась многократным сжиганием их без исследуемых материалов. Подъем температуры измерялся калиброванным термометром Бекмана с точностью до 0,001°. «Водяное число» калориметра определялось путем сжигания бензойной кислоты, изготовленной для калориметрических целей Всесоюзным институтом метрологии и стандартизации (Ленинград), и оказалось равным 2324±5 кал/град. Темпера тура горения 1 г бензойной кислоты, взвешенной на воздухе, равна 6327±2,1 кал при 20°. Все опыты проводились при постоянной температуре, равной 20°. Поправка на теплообмен рассчитывалась по формуле Реньо-Пфаундлера-Усова [4]. Примененная методика подробно описана [1, 2, 3].

Таблица 1

Таблица 2

**Химический состав и теплота образования глиноземистых шлаков**

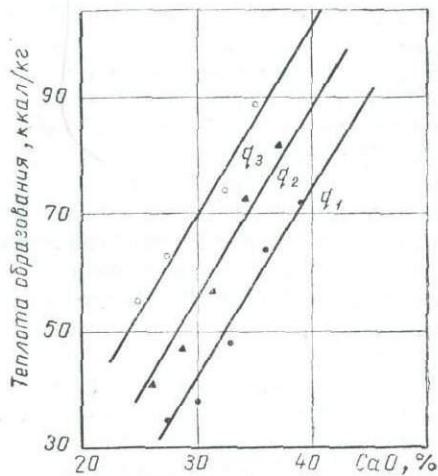
Содержание, %				Теплота образования шлака, ккал/кг	
SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	опытная	средняя
27,5	45,0	27,5	—	34 35 37	35
30,0	40,0	30,0	—	37 37 40	38
32,9	34,2	32,9	—	46 49 50	48
36,0	28,0	36,0	—	63 65 65	64
39,0	22,0	39,0	—	71 72 72	72
26,0	43,0	26,0	5,0	39 41 42	41
28,5	38,0	28,5	5,0	46 48 49	47
31,3	32,4	31,3	5,0	56 57 57	57
34,2	26,6	34,2	5,0	71 73 74	73
37,0	21,0	37,0	5,0	81 82 83	82
24,8	40,4	24,8	10,0	53 55 57	55
27,0	36,0	27,0	10,0	61 64 65	63
32,4	25,2	32,4	10,0	75 73 73	74
35,1	19,8	35,1	10,0	90 91 87	89

**Теплота образования силикатов кальция, кал/моль**

Соединение	По данным авторов	По Брицке [5]	По Кубашевскому и Эвансу [6]
CaSiO <sub>3</sub>	21200	17400 21800	21500
Ca <sub>2</sub> SiO <sub>4</sub>	32500	28700 33240	32800

**Результаты измерений**

С целью проверки правильности примененного метода была измерена теплота образования известных в



Влияние CaO и MgO на теплоту образования высокоглиноземистых шлаков:

$q_1$  — теплота образования шлака без присадки MgO;  $q_2$  — то же, с присадкой 5% MgO;  $q_3$  — то же, с присадкой 10% MgO.

термохимии соединений CaSiO<sub>3</sub> и Ca<sub>2</sub>SiO<sub>4</sub>. Полученные данные близки к справочным литературным [6,5] (табл. 2).

Результаты опытов по определению теплоты образования высокогли-

зиноземистых шлаков и влиянию окиси магния на теплоту образования данных шлаков представлены в табл. 1. На рисунке показана зависимость величины теплоты образования шлаков от процентного содержания CaO в них, которая может быть выражена уравнением вида

$$q_1 = (3,24 \text{ CaO} - 55) \text{ ккал/кг},$$

где CaO — процентное содержание окиси кальция в шлаке.

Из рисунка видна также явная зависимость теплоты образования шлака от содержания в нем окиси магния. Уравнение зависимости теп-

лоты образования данных шлаков от содержания в последних окиси магния имеет вид:

$$q_{2,3} = (3,24 \text{ CaO} + 2,7 \text{ MgO} - 55) \text{ ккал/кг},$$

где CaO и MgO — процентное содержание соответствующих окислов.

Сравнивая величины теплоты образования шлаков, рассчитанные по этим уравнениям, с полученными экспериментально (табл. 3), видим, что

Таблица 3

Расчетная и экспериментальная теплота образования  
глиноземистых шлаков

Химический состав, %				Теплота образования, ккал/кг	
SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	экспериментальная	рассчитанная <sup>1</sup> по уравнениям $q_1 = (3,24 \text{ CaO} - 55)$ $q_{2,3} = (3,24 \text{ CaO} + 2,7 \text{ MgO} - 55)$
27,5	45,0	27,5	—	35	34,1
30,0	40,0	30,0	—	38	42,0
32,9	34,2	32,9	—	48	51,6
36,0	28,0	36,0	—	64	61,5
39,0	22,0	39,0	—	72	71,2
26,0	43,0	26,0	5,0	41	42,7
28,5	38,0	28,5	5,0	47	50,8
31,3	32,4	31,3	5,0	57	59,8
34,2	26,6	34,2	5,0	73	69,3
37,0	21,0	37,0	5,0	82	78,3
24,8	40,4	24,8	10,0	55	52,4
27,0	36,0	27,0	10,0	63	59,5
32,4	25,2	32,4	10,0	74	77,0
35,1	19,8	35,1	10,0	89	85,8

расхождения не превышают 4 ккал/кг и находятся в пределах ошибки измерений, составляющей  $\pm 6\%$ .

### Выводы

1. Теплоту образования высокоглиноземистых шлаков с 22—45% Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, измеренную экспериментально, можно рассчитать по уравнению.

$$q_1 = (3,24 \text{ CaO} - 55) \text{ ккал/кг}.$$

2. Оксись магния, находящаяся в шлаке в количестве до 10%, значительно повышает теплоту образования исследованных шлаков.

3. Теплота образования шлаков с 22—45% Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, содержащих до 10% окиси магния, можно рассчитать по уравнению

$$q_2 = (3,24 \text{ CaO} + 2,7 \text{ MgO} - 55) \text{ ккал/кг}.$$

### ЛИТЕРАТУРА

1. В. Михайлов и С. Г. Братчиков. Исследование теплот разложения гидратов боксита и некоторые термохимические данные по высокоглиноземистым шлакам. «Проблемы металлургии», 1953.
2. В. Михайлов, С. Г. Братчиков и Е. С. Серебренникова. Исследование теплот образования высокоглиноземистых шлаков. Труды УПИ, № 67, Свердловск, 1957.

3. Д. А. Чернобаев и С. П. Вологдин. Темпера́тура обра́зования сплавов кремни-  
вой кислоты, окси́са кальция и безводного каолина. ЖРМО, т. 1, № 3, 1912.
4. М. М. Попов. Термометрия и калориметрия. Изд. МГУ, 1954.
5. Э. В. Бри́цке и др. Термические константы неорганических веществ. М.—Л., Изд-во  
АН СССР, 1949.
6. О. Кубашевский и Э. Эванс. Термохимия в металлургии. М., Металлург-  
издат, 1954.

Б. З. КУДИНОВ  
 Институт металлургии УФАН СССР  
 А. И. БЫЧИН  
 Алапаевский металлургический комбинат

## КРИЧНЫЙ ПЕРЕДЕЛ ХВОСТОВ МАГНИТНОГО ОБОГАЩЕНИЯ СЕРОВСКИХ ХРОМИСТЫХ ЖЕЛЕЗНИКОВ

Урал обладает огромными запасами бурых железняков, имеющих в своем составе, кроме железа, небольшое количество хрома, никеля, кобальта, ванадия и других ценных компонентов. Комплексные руды такого типа представлены целым рядом месторождений как на севере Урала, так и на юге. К числу таких месторождений на Северном и Среднем Урале можно отнести Ауэрбаховское, Серовское и др.; на Южном Урале — это месторождения Орско-Халиловского района, Бурыктальское и др. Но комплексные железные руды, являющиеся ценным сырьем для промышленности, до сих пор не нашли широкого применения. Так, хромистые железняки Серовского района, несмотря на огромные запасы, до настоящего времени не используются в доменную плавку из-за повышенного содержания глинозема и хрома и отсутствия достаточно эффективного способа их обогащения.

Исследования по обогащению этих руд проведены в институте Уралмеханобр. Испытаны две схемы обогащения: магнитная и обжиг-магнитная. Магнитная схема обеспечивает (при содержании железа в исходной руде 39,34 %) получение концентратов с содержанием железа 49,23 % при извлечении железа в концентрат только 52,70 %. Невысока эффективность и обжиг-магнитной схемы обогащения: получен концентрат с 51,37 % железа при извлечении его в концентрат 76,8 %. Показатели обогащения и химический состав продуктов магнитного обогащения приведены в табл. 1 и 2.

Металлургическая оценка полученных концентратов проведена в Институте металлургии УФАН СССР. Установлено, что концентрат магнитного обогащения является более ценным для доменной плавки. После прокаливания содержание в нем железа значительно повышается. Следовательно, агломераты из него будут более богаты железом, чем агломераты из концентратов обжиг-магнитного обогащения. Это позволит вести доменную плавку с пониженным количеством шлака со всеми вытекающими из этого преимуществами. Кроме того,

Таблица 1  
 Показатели обогащения, %

Показатель	Промывка — магнитное обогащение	Обжиг-магнитное обогащение
Содержание Fe в сырой руде	39,34	39,34
Содержание Fe в концентрате	49,23	51,37
Выход концентрата . . . . .	42,01	58,71
Извлечение железа в концентрате . . . . .	52,7	76,8
Содержание железа в хвостах .	32,15	—

Таблица 2

## Химический состав продуктов обогащения, %

Продукты	Fe	FeO	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Ni	Co	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	TiO <sub>2</sub>	Mn	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S	V <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	П.п.п.
Концентрат . . .	49,23	4,37	66,20	3,0	0,16	0,043	5,5	10,2	0,23	0,90	0,59	0,099	0,098	0,056	0,14	7,45
Хвосты . . .	32,15	0,91	—	2,48	0,35	0,041	19,2	16,55	—	1,53	0,74	—	0,029	0,093	0,09	11,5

первый концентрат имеет более низкое содержание фосфора.

Низкое извлечение железа в концентрат по магнитной схеме (52,7%) требует разработки метода, позволяющего доизвлекать железо из хвостов. Для доизвлечения железа предлагается суммарные хвосты (с содержанием железа 32,15%) направлять на производство крицы, которую можно использовать как в шихте доменных печей, так и в сталеплавильном переделе.

В последнее время все большее распространение получает «способ Круппа» («ренн-процесс») по получению крицы в трубчатых вращающихся печах. В странах с ограниченным запасом кусковых руд и коксующихся углей этот способ применяется особенно широко, как один из методов обогащения кислых пылеватых руд, не поддающихся экономическому обогащению другими известными методами [1—7].

В этом процессе смесь руды и восстановителя постепенно нагревается при движении в печи, железо восстанавливается, науглероживается и при температурах 1280—1300° сваривается в более крупные кусочки — крицу, которая выносится из печи тестообразным шлаком. Низкую температуру плавления и высокую вязкость имеют только очень кислые шлаки, поэтому, как правило, состав кричных шлаков, несмотря на разнообразие проплавляемых руд, колеблется очень незначительно. В нормальных шлаках содержание кремнезема составляет 55—65%, глиноэма — 18—24% и выше и отношение (CaO + MgO) : SiO<sub>2</sub> равно 0,15—0,30. При выходе из печи полупродукт охлаждается водой, измельчается и проходит через магнитные сепараторы, где шлак отделяется от металла.

В Чехословакии и ГДР этим процессом проплавляются бедные руды, содержащие 16—26% железа, колошниковая пыль и пиритные огарки. В качестве восстановителя используется коксовая мелочь и коксик, полученный из бурых и газовых углей, с содержанием золы до 24% и серы до 2,5%. Получаемая крица, вследствие высокого содержания фосфора (до 1,8%) и серы (до 1%), используется в доменных печах для выплавки литейных чугунов. При этом считают, что расход кокса на 1 т чугуна, проплавляемого из крицы, не превышает 350 кг. При добавлении в шихту до 500 кг крицы на 1 т чугуна ход доменной печи не ухудшается.

В КНДР, где перерабатываются более богатые и чистые руды, получаемая крица с содержанием фосфора не выше 0,15% и серы 0,14% используется как металлодобавка в шихту для выплавки стали в электропечах.

В СССР работают промышленные вращающиеся печи на Орско-Халиловском металлургическом комбинате (ОХМК). Здесь перерабатываются местные хромистые железняки. Оборудование, предназначенное для подготовки руды к кричному переделу и обработки печеного полупродукта, на ОХМК крайне несовершенно, требует частого ремонта и малопроизводительно. Сложность технологических потоков не позволяет снизить число рабочих менее 176 человек при работе одной печи, в то время как на заводе в Зальцгиттер одновременную работу трех печей обслуживает 220 человек [6].

Технологическая схема обработки полупродукта на ОХМК не предусматривает перечистку готового продукта, в результате чего наблюдается значительная потеря металла в отвальных шлаках (извлечение железа составляет 83—84%), а готовый продукт (крица) содержит значительное количество шлаковых включений (12—16%). Как видно, производство крицы на ОХМК не является показательным ни с технологической, ни, тем более, с экономической точки зрения. Тем не менее, практика работы этого завода позволяет рекомендовать развитие кричного передела на заводе взамен запроектированного обжиг-магнитного обогащения руд и агломерации концентратов [8].

В Чехословакии производительность вращающихся печей длиной 60 м, диаметром 3,6 м, при среднем содержании железа в шихте 26—27%, составляет 90—100 т крицы в сутки, а трубчатые печи ФРГ длиной 110 м и диаметром 4,6 м на шихте того же качества развивают производительность 210—240 т крицы в сутки или 800 т в сутки по руде [6,7].

Вследствие низкой стойкости огнеупорного кирпича в кричной зоне, кампания длится 110—120 суток, а общее рабочее время достигает 310—315 суток в год. В настоящее время печь ОХМК футеруется высо-

Таблица 3

Технико-экономические показатели кричного передела хвостов обогащения хромистых железняков Серовского месторождения

Показатель	Цех в условиях Серовского района	ОХМК 1961 г.
Расход руды, $t/m$ крицы .	3,6	3,76
Расход восстановителя (коксовая мелочь), $t/m$ крицы	0,90	1,52
Расход, $t/m$ крицы:		
известняка . . . . .	0,30	0,17
топлива . . . . .	0,25	—
Состав крицы, %:		
Cr . . . . .	1,1	0,55
Ni . . . . .	1,1	1,96
S . . . . .	0,18	0,18
P . . . . .	0,08	—

Таблица 4

Распределение элементов кричного передела, %

	S	P	Ni	Cr
Крица .	23,6	84,5	94,7	20,2
Шлак .	27,0	15,5	5,3	79,8
Газ .	49,4	—	—	—

Таблица 5

Себестоимость 1 т крицы

	Коли- чество	Цена	Сумма руб.
Руда (хвосты), $t/m$ . . .	3,6	—	—
Восстановитель, $t/m$ . . .	0,9	7,74	7,35
Известняк, $t/m$ . . . . .	0,30	1,50	0,45
Топливо, $t/m$ . . . . .	0,25	8,0	2,00
Затраты по переделу. . . . .	—	—	5,58
Себестоимость крицы . . . .	—	—	15,38

Примечание. Себестоимость 1 т крицы на ОХМК в 1961 г. составила 38 р. 62 к.

коглиноземистым кирпичом, который не требует замены в течение года.

В качестве восстановителя в кричном процессе можно использовать коксовую мелочь, антрацит, бурый уголь, а в качестве топлива энергетический уголь, природный газ, мазут и др.

На основании практических данных о работе кричных установок в СССР и за рубежом были рассчитаны техно-экономические показатели кричного передела хвостов магнитного обогащения хромистых железняков Серовского месторождения (табл. 3).

Распределение элементов между крицей и шлаком принято по данным практики ОХМК (табл. 4).

Расчет себестоимости 1 т крицы выполнен институтом Уралгипроруда и приведен в табл. 5.

Крица, полученная из хвостов магнитного обогащения хромистых железняков Серовского месторождения, вследствие повышенного содержания в ней серы в основной массе будет использоваться в доменную плавку в качестве металлодобавки. Благодаря этому возможно будет организовать производство чугуна с умеренным содержанием кремния на шлаках с высоким содержанием глинозема.

## Выводы

1. Хвосты магнитного обогащения хромистых железняков Серовского месторождения могут служить прекрасным сырьем для производства крицы. Благодаря этому будет достигнуто полное извлечение железа из руды.

2. Повышенное содержание серы в крице делает необходимым переработку ее в доменной печи, и только 15—20% ее может быть использовано в сталеплавильном переделе.

3. Необходимо провести полупромышленные опыты на кричной печи Алапаевского металлургического комбината по получению крицы из руд типа серовских с повышенным содержанием глинозема.

4. Организация кричного производства позволит освободить Серовский район от завоза значительных количеств дефицитного металлургического кокса.

## ЛИТЕРАТУРА

1. И. Е. Лурье. «Сталь», № 11, 1957.
2. Я. Мах. «Hutnik», № 2, № 4, 1956.
3. В. С. Абрамов и др. Бюллетень ЦИИНЧМ, № 14, 1946.
4. В. С. Абрамов. Бюллетень ЦИИНЧМ, № 19, 1946.
5. В. Кюнчер и И. Шлейер. «Сталь», № 5, 1957.
6. Фастье. «Stahl und Eisen», в. 12, № 12, 1958.
7. Б. С. Барский. Бюллетень ЦИИНЧМ, № 5, 1958.
8. А. И. Гиммельфарб и Г. И. Часовин. «Сталь», № 8, 1960.
9. А. И. Бычин, Б. З. Кудинов. Технический бюллетень НТО ЧМ Алапаевского металлургического комбината, декабрь, 1958.
10. Л. В. Крыжов. Статья в настоящем сборнике.

В. П. РЕВБЦОВ, Б. А. АБРАМОВ  
Институт металлургии УФАН СССР

## РЕЗУЛЬТАТЫ УКРУПНЕННЫХ ОПЫТОВ ПО ПРОДУВКЕ КИСЛОРОДОМ ХРОМИСТЫХ ЧУГУНОВ СЕРОВСКОГО ТИПА

Ранее проведенными исследованиями [1], [2] были намечены главные элементы технологии продувки чугунов, получаемых из борохромистых руд Серовского месторождения, в числе которых наиболее существенное значение имеет отказ от проведения в конвертере активной дефосфорации, открывающий возможность формирования шлаков с повышенным содержанием окислов хрома и дальнейшего использования шлаков с извлечением из них как хрома, так и железа.

В настоящей работе излагаются результаты продувки техническим кислородом хромистых чугунов серовского типа до углеродистого шихтового полупродукта в электродуговой трехфазной печи емкостью 0,5 т. Укрупненные опыты имели целью уточнение результатов лабораторных опытов и установление таких технологических показателей, как возможная глубина и скорость окисления хрома в температурных условиях получения полупродукта, удельный расход и коэффициент использования кислорода, выход и состав хромистого шлака, степень ошлакования железа, переход в шлак фосфора.

### Условия проведения опытов

В электропечь загружалось 300 кг чугуна, имевшего в своем составе 0,5—0,7% кремния, 0,2% марганца и 0,06—0,07% фосфора. Чугун расплавлялся под слоем кокса и легировался необходимым количеством феррохрома (в некоторых случаях также ферросилиция и феррофосфора) до получения требуемого состава. После перегрева, выдержки и перемешивания ванны, необходимых для усвоения ферросплавов, кокс с поверхности металла удалялся, электроды выводились из печи на максимальную высоту подъема и чугун охлаждался до температур начала продувки в режиме получения полупродукта. После этого начиналась продувка.

Температура контролировалась оптическим пирометром по поверхности металла, освобожденной от пленки окислов. На основании данных лабораторных опытов, начальные температуры окисления поддерживались на уровне 1230—1280°, конечные 1390—1430°. Снижающие нагрев металлодобавки не применялись. Необходимое охлаждение металла в процессе окисления достигалось за счет 3—5 перерывов дутья по 4—8 мин. Во время перерывов с поверхности металла снимался по возможности весь шлак, накопившийся в период окисления между двумя паузами, что способствовало ускорению охлаждения ванны и сокращению пауз, а также давало возможность изучать состав шлака по отдельным периодам окисления. Снятые таким образом шлаки подвергались глубокому измельчению на щековой дробилке и бегунах, магнит-

ной сепарации, тонкому измельчению на вибромельнице и просеву через сито 125 меш. Последняя операция позволяла очистить шлак от большого количества мелких корольков металла. Подготовленный шлак взвешивали и анализировали на основные составляющие.

Кислород под давлением 4—5 ат вводили в металл с помощью кислородных трубок (внутренний диаметр 8 мм, толщина стенки 4 мм). Для уменьшения расхода трубок была применена изоляция их графитовыми трубками (внутренний диаметр 35 мм, длина 400—600 мм, толщина стенки 4 мм). Промежуток между графитовой и железной трубками заполняли хромомагнезитовым порошком, смоченным жидким стеклом. Расход трубок за плавку не превышал 1 пог. м. Пробы металла для анализа отбирали в перерывах дутья одновременно с замером температуры.

### Результаты опытов

Химический состав переработанных чугунов (в порядке возрастания в них содержания кремния) и полученного углеродистого полупродукта приведен в табл. 1, основные технологические данные опытных продувок в табл. 2.

Таблица 1  
Химический состав исходных чугунов и полученного углеродистого полупродукта, %

№ опыта	Состав чугуна					Состав полупродукта				
	C	Cr	Si	Mn	P	C	Cr	Si	Mn	P
10	3,95	4,22	0,32	0,17	0,10	2,50	0,40	0,030	—	0,13
15	4,03	4,44	0,50	0,16	0,074	2,05	0,40	0,042	—	0,075
14	4,72	4,39	0,88	0,21	0,087	2,21	0,26	0,024	—	0,062
9	4,60	4,40	0,97	0,21	0,11	2,63	0,16	0,03	—	0,14
12	3,80	3,73	1,22	0,19	0,17	1,85—2,55	0,15—0,45	0,025	—	0,17
11	4,02	4,29	1,58	0,26	0,15	2,64	0,17	0,012	—	0,16

Таблица 2  
Основные технологические данные опытных продувок

№ опыта	Продолжительность периода окисления, мин.	Давление кислорода, атм	Расход кислорода в расчете м <sup>3</sup> /т чугуна	Коэффициент использования кислорода	Температура окисления, °C		Количество хромистого шлака, % к исходному весу чугуна	Количество ошлакованного железа, % к исходному весу чугуна
					начало	конец		
10	25	4	53	0,35	1260	1400	15,1	7,0
15	14	4	40	0,43	1260	1410	16,0	7,2
14	13	4	51	0,35	1250	1390	15,2	6,6
9	23	5	54	0,33	1230	1415	16,5	7,4
12	17	4	51	0,33	1280	1425	15,0	6,1
11	21	4	65	0,26	1260	1390	17,6	6,8

Анализ поведения элементов чугуна подтверждает правильность выбора температурного интервала окисления. Во всех опытных плавках был достигнут достаточно большой разрыв в значениях абсолютных скоростей окисления хрома и углерода, являющийся необходимым условием получения полупродукта. При остаточном содержании в полупродукте 0,15—0,45% хрома, содержание углерода находилось в пределах 2,05—2,64%. За период окисления из металла удалялось 1,25—2,5%

углерода и 3,30—4,24 % хрома. Вследствие повышения температуры к концу периода окисления и уменьшения раскислительной способности хрома и кремния по мере уменьшения их содержания в металле, выгорание углерода протекало с нарастанием скорости. Во всех случаях

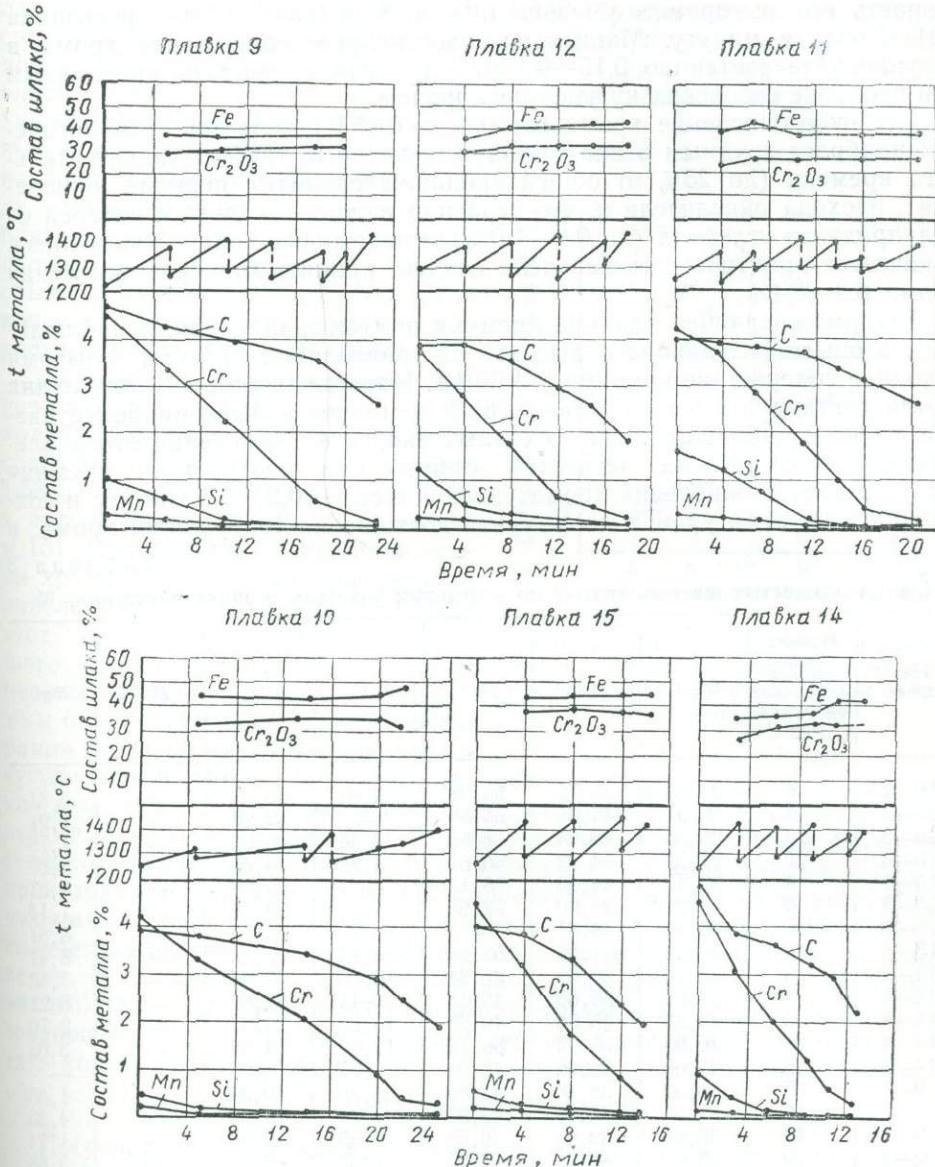


Рис. 1. Изменение состава металла, а также температуры при продувке на полупродукт.

(рис. 1) кривые содержания углерода в металле плавно изогнуты в направлении оси времени. Средняя за период окисления скорость обезуглероживания находилась в пределах 0,065—0,14 % в минуту. Для хрома эта величина составила 0,17—0,32 % в минуту (отношение  $\frac{v_{\text{Cr}}}{v_{\text{C}}} = 1,7—3,0$ ). От самого начала окисления хром выгорал с большой скоростью, кото-

рая сохранилась приблизительно постоянной до его содержания в металле 0,4—0,6%. Кривые окисления хрома на этих участках практически прямолинейны.

При более низких содержаниях хрома в конце периода окисления скорость его выгорания уменьшалась в 3—4 раза и не превышала 0,04—0,08% в минуту. Минимально достигнутое содержание хрома в полупродукте составило 0,15—0,17%, что следует считать предельным при продувке серовских чугунов кислородом.

Глубокое окисление хрома (от 0,4 до 0,15%) является технологически наиболее трудным этапом продувки, который требует дополнительного времени (до 25% от общей продолжительности периода окисления), расхода окислителя и, что особенно важно, — связан с потерей из полупродукта углерода (до 0,8—1,0%) и некоторого количества железа. В качестве практического передела следует принять значение окисления хрома 0,3—0,4%.

Затормаживающее влияние кремния на выгорание хрома наблюдалось в опыте 11 (наиболее высокое по сравнению с другими опытами исходное содержание кремния — 1,58%). Начальная скорость окисления хрома составила в этом случае 0,085% в минуту и была наиболее низкой из всех наблюдавшихся исходных скоростей окисления этого элемента. Однако уже на четвертой минуте при содержании кремния 1,24% скорость окисления хрома увеличилась до 0,27% в минуту и сохранилась на этом уровне до момента достижения содержания хрома в

Таблица 3

Состав хромистых шлаков, снятых по отдельным участкам периода окисления, %

№ шлака	Момент снятия шлака от начала продувки, мин	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe	FeO	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	MnO	MgO
10—1	5	32,68	46,72	58,08	2,03	10,36	—	3,31
10—2	14	36,97	43,04	55,88	—	12,28	—	1,91
10—3	20	35,38	48,64	58,65	2,86	6,02	—	1,79
10—4	22	27,59	54,72	66,61	3,86	4,42	—	2,07
15—1	4	38,42	44,00	58,15	—	10,06	—	0,27
15—2	8	39,21	44,00	58,95	—	9,76	—	1,11
15—3	12	36,76	44,21	—	—	6,73	—	3,61
15—4	14	30,98	44,80	52,64	5,42	7,32	—	8,41
14—1	3	27,72	36,01	36,38	10,70	20,27	—	7,63
14—2	6	33,63	35,68	45,38	0,43	22,60	—	8,21
14—3	9	38,35	45,60	49,28	10,20	23,97	—	2,70
14—4	11	29,83	55,04	56,10	17,60	4,58	—	3,03
14—5	13	29,00	44,96	48,08	10,70	6,88	—	—
9—1	5	30,32	38,56	43,80	6,30	10,34	—	1,60
9—2	10	31,08	35,20	43,95	1,43	18,64	—	4,33
9—3	18	35,64	39,68	46,55	5,30	12,32	—	1,24
9—4	20	28,08	48,00	53,25	9,30	6,04	—	3,66
9—5	23	22,12	56,00	—	—	—	—	—
12—1	4	29,59	35,36	39,60	6,30	11,32	1,84	13,80
12—2	8	34,15	45,16	45,90	13,50	11,70	1,72	4,27
12—3	12	34,40	43,52	—	—	—	1,13	—
12—4	15	29,07	50,72	53,33	13,00	7,84	0,95	4,03
12—5	18	28,58	48,46	—	—	—	—	—
11—1	4	24,21	39,36	45,45	5,60	23,32	1,94	6,39
11—2	7	27,40	41,44	51,75	1,65	19,33	1,61	2,74
11—3	11	27,05	38,56	50,55	—	—	1,62	6,04
11—4	16	31,04	41,02	46,43	6,85	14,60	1,15	2,09
11—5	21	25,20	54,00	—	—	—	—	—

металле 0,4 %. Строгая прямолинейность линии окисления хрома между четвертой и шестнадцатой минутами (рис. 1) при уменьшении на том же участке содержания кремния от 1,24 до 0,019 % указывает на отсутствие затормаживающего влияния кремния на выгорание хрома в пределах его содержания в чугуне до 1,2—1,3 %. Химический состав шлаков, снятых с поверхности металла в отдельные периоды окисления, приведен в табл. 3. На рис. 2 представлено изменение в шлаках содержания окиси хрома в зависимости от момента снятия шлаков. Во всех опытах характер изменения содержания окиси хрома в шлаке был одинаковым — наивысшая ее концентрация имела место в шлаках середины периода окисления. Разность между максимальной концентрацией окиси хрома и его содержанием в первом шлаке в пределах одного опыта составляет 0,8—10,6 %. Для конечных шлаков эта разность находится в пределах 5,8—13,5 %.

Абсолютное максимальное содержание в шлаках окиси хрома колебалось в пределах от 31 % (при содержании в чугуне кремния 1,58 %) до 39,21 % (при содержании в чугуне кремния 0,50 %, опыты 11 и 15). Понижение содержание окиси хрома в шлаках начала периода окисления связано с окислением в этот момент относительно большого количества кремния, а в конечных шлаках — с преобладающим окислением железа после выгорания большей части имеющегося в чугуне хрома. На это же указывают данные химического анализа шлаков (см. табл. 3). Первые шлаки содержат повышенное количество кремнезема, а последние — железа. Таким образом, формирование результирующего конечного шлака при продувке хромистого чугуна кислородом происходит путем суммирования качественно различных шлаков, образующихся в ходе окисления, и его состав зависит как от состава, так и количества шлака, образующегося в отдельные моменты периода окисления. В связи с этим, на материалах укрупненных опытов была проанализирована динамика веса хромистого шлака. Вес шлака ( $Q$ ), образовавшегося на каком-либо участке периода окисления, можно подсчитать как сумму весовых количеств следующих основных компонентов:

$$Q = \text{FeO} + \text{Cr}_2\text{O}_3 + \text{SiO}_2 \text{ кг.}$$

Погрешность, допускаемая благодаря пренебрежению весовыми количествами  $\text{MnO}$ ,  $\text{MgO}$  и  $\text{P}_2\text{O}_5$ , составляет при этом не более 5 %. Весовое количество  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  и  $\text{SiO}_2$  рассчитывается непосредственно по убыли хрома и кремния в металле в данный период окисления. Весовое количество  $\text{FeO}$  находится на основании анализа шлака, снятого в тот же период:

$$\text{FeO} = \frac{(\text{Cr}_2\text{O}_3 + \text{SiO}_2) \cdot 100}{100 - \% \text{FeO}_{\text{ши}}} \text{ кг,}$$

где  $\% \text{FeO}$  — количество окиси железа в шлаке, освобожденном от металлических включений.

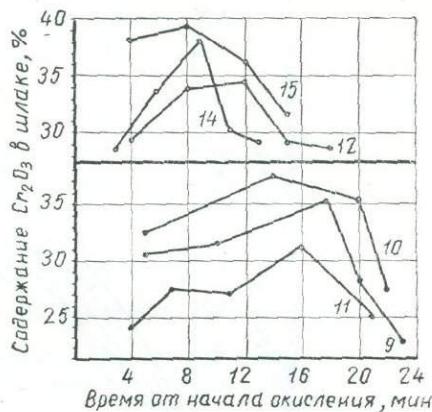


Рис. 2. Изменение содержания окиси хрома в шлаках в зависимости от продолжительности продувки (цифры на кривых — номера опытов).

Учет веса шлаков путем непосредственного взвешивания оказался недостаточно точным. В большинстве случаев, вследствие настыивания на откосы печи, неполноты уборки и разного рода потерь при механической обработке, — количество фактически учтенного шлака составляло 70—85% от теоретического.

Кривые нарастания веса шлака в процессе окисления приведены на рис. 3. Как видно из графика, количество шлака при окислении хромистого чугуна возрастает приблизительно пропорционально времени продувки до момента достижения содержания хрома в металле 0,4—0,6%. При продувке до более низких содержаний хрома (опыты 14, 11, 9, 12) кривые нарастания веса шлака не пересекают линию, соответствующую 0,4—0,6% хрома в металле.

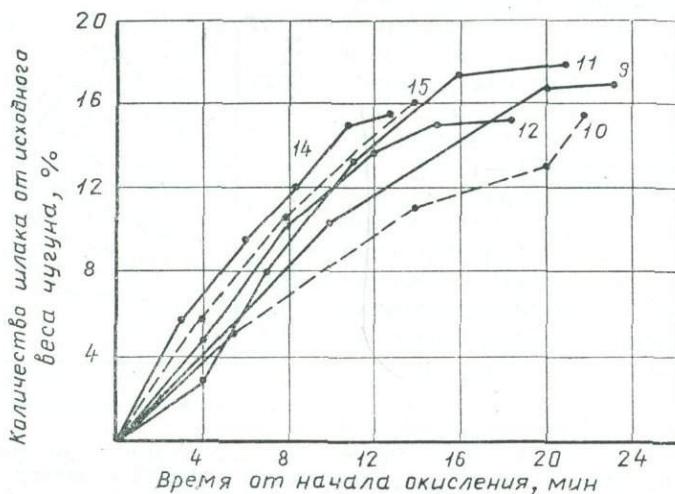


Рис. 3. Кривые нарастания веса шлака в процессе окисления (цифры на кривых — номера опытов).

минутный прирост количества шлака резко уменьшается (в 5—10 раз по сравнению с начальным приростом). Период уменьшения прироста веса шлака совпадает по времени с периодом замедления выгорания хрома в области остаточных его концентраций.

На рис. 4 приведены кривые возрастания во времени количества ошлакованного железа, которое составляет 6—7,5% от исходного веса чугуна. Прирост резко сокращается при содержании хрома 0,15—0,50%.

Из приведенных данных следует:

1) хром, растворенный в чугуне в количестве более 0,4—0,6%, является решающим фактором повышенных потерь железа при продувке;

2) потери железа при глубоком окислении хрома относительно невелики и не превышают 0,25—0,75% от веса чугуна; наибольшую опасность в этот период представляют потери углерода из полупродукта;

3) состав конечного шлака при продувке хромистых чугунов определяется в основном составом шлаков, образующихся в период окисления хрома до его содержания в чугуне 0,4—0,6%;

4) шлаки, полученные при более глубоком окислении хрома, несмотря на резкое увеличение в них содержания железа (на 10—18%) не оказывают большого влияния на состав конечного шлака, ввиду их малого количества, и практически не снижают в нем содержание окиси хрома.

Стремление понизить остаточное содержание хрома в полупродукте не идет в разрез с интересами получения конечных шлаков, обогащенных

ных окисью хрома, и может быть осуществлено при достаточном запасе углерода в металле.

На рис. 1 и 2 нанесены содержания компонентов хромистого шлака, полученных при последовательном суммировании шлаков, снятых в отдельные периоды окисления. Содержание  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  и Fe в итоговых конечных шлаках укрупненных опытов приведено в табл. 4.

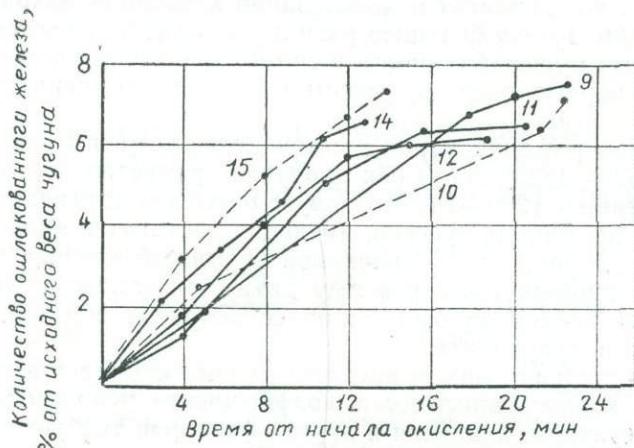


Рис. 4. Кривые возрастания количества ошлакованного железа в зависимости от времени (цифры на кривых — номера опытов).

Продувка кислородом хромистых чугунов серовского типа с содержанием кремния 0,88—1,22% и 0,20% марганца при получении углеродистого полупродукта позволяет иметь в конечных шлаках 32—33% окиси хрома. Это содержание вполне приемлемо с точки зрения последующей переработки шлаков на хромсодержащие ферросплавы и бихромат натрия.

Таблица 4

Состав конечных шлаков опытных плавок, %

№ опыта	[Si]	( $\text{Cr}_2\text{O}_3$ )	(Fe)
10	0,32	33,8	47,3
15	0,50	37,5	44,4
14	0,88	32,2	41,5
9	0,97	32,4	39,0
12	1,22	32,3	42,4
11	1,58	27,6	39,4

Таблица 5

Содержание фосфора в чугуне и хромистом шлаке, %

№ опыта	Исходное содержание фосфора в чугунах, %	Содержание фосфора в хромистых шлаках отдельных участков периода окисления, %
1—8, 14, 15	0,064—0,087	0,020—0,079
10	0,10	0,020—0,039
9	0,11	0,043—0,070
11	0,15	0,054—0,074
12	0,17	0,039—0,060

Для изучения перехода в шлак фосфора, исходное содержание его в чугунах опытных плавок изменяли добавками феррофосфора, в пределах 0,064—0,17%, что перекрывает интервал возможных содержаний фосфора в серовском хромистом чугуне. Результаты определения содержания фосфора в шлаках приведены в табл. 5.

Четкой зависимости между содержанием фосфора в чугуне и его содержанием в шлаках не выявлено. Максимальное содержание фосфора в конечных шлаках не превышает 0,05—0,06%.

Коэффициент использования кислорода, подсчитанный как частное от деления количества кислорода, теоретически необходимого для окисления железа, углерода, кремния, хрома и марганца, на фактический расход кислорода за плавку, составил 0,26—0,43. По данным Бунгардта, Пакулла и Теше [3], проводивших опыты по рафинированию кислородом высоколегированных хромоникелевых расплавов в электропечи емкостью 300 кг, коэффициент использования кислорода находился в пределах 0,79—0,96. Такую большую разницу в степени усвоения кислорода при одинаковых масштабах опыта и способе введения кислорода можно объяснить, в первую очередь, резким различием температурных условий продувки.

Температуры рафинирования хромоникелевых расплавов находились в пределах 1620—1825°, тогда как продувка хромистых чугунов производилась в интервале 1230—1430°. Следует ожидать, что, например, в случае продувки хромистых чугунов, имеющих достаточно низкое содержание фосфора, до природнолегированной хромистой стали в температурном режиме, промежуточном между двумя указанными, коэффициент использования кислорода был бы более высоким, чем при получении углеродистого полупродукта.

В связи с усиливающимся внедрением кислорода в сталеплавильное производство вопрос зависимости коэффициента использования кислорода от температуры, давления и других факторов требует дальнейшего изучения.

Количество металлических включений, отделенных от хромистых шлаков путем отмагничивания и просеивания, в опытных плавках в зависимости от момента снятия шлака составляло по отношению к весу хромистого шлака 23—75%. Учет количества металлических включений был необходим для определения изменений веса металла и проведения расчетов. Но приведенные цифры нельзя принять в качестве технологического показателя для конвертерного производства, вследствие малой подвижности шлаковой корки, создававшей благоприятные условия для застывания на ее поверхности многочисленных скардовин, при продувке чугуна в электропечи.

#### ЛИТЕРАТУРА

1. В. П. Ревебцов, Б. А. Абрамов. Результаты предварительных исследований по технологии продувки чугунов из бурохромистых руд с получением полупродукта, стали и высокохромистого шлака. Сб. «Комплексное использование бурохромистых руд Серовского месторождения». Изд. ЦБТИ Свердловского совнархоза, 1959.
2. Б. А. Абрамов, В. П. Ревебцов, Т. В. Сапожникова. Структура, свойства и пути использования высокохромистых шлаков. Там же.
3. К. Бунгардт, Э. Пакулла, К. Теше. Выплавка нержавеющей стали в электродуговых печах с применением кислорода. Проблемы современной металлургии, № 2, 1953.

Б. А. АБРАМОВ  
Институт металлургии УФАН СССР

**УСТОЙЧИВОСТЬ ПРОЦЕССОВ РАФИНИРОВАНИЯ РАСПЛАВОВ  
Fe—Cr—C—Si и Fe—V—C—Si  
ПРИ СОХРАНЕНИИ ХРОМА И ВАНАДИЯ**

Низколегированные ванадиевые и хромистые стали производятся, главным образом, присадкой к металлу ферросплавов.

При получении нержавеющих сталей в электропечах методом переплава легированных отходов с продувкой кислородом и при получении высших сортов феррохрома продувкой под вакуумом нашел некоторое распространение способ сохранения ценных легирующих элементов в готовом металле путем создания условий, предотвращающих их окисление. Сохраняемая таким образом концентрация элементов в железе исчисляется десятками процентов. Представило интерес выяснить возможности применения подобных способов продувки для получения легированной стали из природнолегированных уральских чугунов с невысоким содержанием хрома и ванадия.

Химический состав некоторых из них помещен в табл. 1.

Таблица 1  
Химический состав уральских чугунов, %

Тип чугуна	V	Cr	P	Si
Качканарский . . . . .	0,35—0,43	0,20	0,05—0,07	0,4—0,6
Чусовской . . . . .	0,50—0,60	0,50—0,65	0,07	0,4—0,5
Из копанских титаномагнетитов . . . . .	0,55—0,65	0,40—0,61	0,02—0,025	0,30—0,40
Из бурохромистых руд Серовского месторождения . . . . .	—	3,5—4,5	0,10—0,20	1,0—1,7
Халиловский . . . . .	—	3,0—4,0	0,30—0,50	до 2,0

Кроме указанных в таблице элементов, чугуны содержат небольшие количества других примесей (Mn, Ni, Ti) и в первом приближении могут рассматриваться как насыщенные углеродом расплавы Fe—V—C—Si (до 0,5% V) и Fe—Cr—C—Si (до 4% Cr).

Из имеющихся в литературе соображений и опытных данных [1], [2] следует, что реакции окисления примесей металлической ванны по продувке являются скорее вторичными, чем первичными и, по крайней мере, значительная часть кислорода расходуется на окисление примеси (R) через промежуточные стадии окисления железа и взаимодействия примеси с растворенным в железе FeO по схеме:

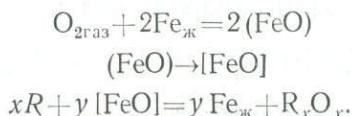
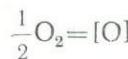


Таблица 2

## Основные реакции окисления и пределы их изученности

Реакция	Константа равновесия, $K$	Температурная зависимость константы равновесия, $\lg K$	Температурный интервал исследования, $^{\circ}\text{C}$	Изученные концентрации элемента в железе, %	Источник
$[\text{C}]+[\text{O}] = \text{CO}_{\text{газ}} \dots$ (1)	$\frac{P_{\text{CO}}}{[\% \text{C}] \cdot [\% \text{O}]}$	$\frac{1168}{T} + 2,07$	1540—1700	0—2,5	[3,4,5]
	$\frac{P_{\text{CO}}}{[\% \text{C}] \gamma_0 [\% \text{O}] \gamma_0}$	$\frac{2975}{T} + 1,06$	1350—1600	0—5,0	[6]
$\frac{1}{2} \text{Fe}_{\text{ж}} + [\text{V}] + 2[\text{O}] = \frac{1}{2} \text{FeO} \cdot \text{V}_2\text{O}_{3\text{TB}}$ (2)	$[\% \text{V}] [\% \text{O}] \gamma_0$	$-\frac{25360}{T} + 10,95$	1535—1700	0—0,2	[7]
$\text{FeO} \cdot \text{Cr}_2\text{O}_{3\text{TB}} = \text{Fe}_{\text{ж}} + 2[\text{Cr}] + 4[\text{O}]$ (3)	$[\% \text{Cr}]^2 [\% \text{O}]^4$	$-\frac{106220}{T} + 52,24$	1625—1710	0—6,0	[8]
	$[\% \text{Cr}]^{1/2} \gamma_0 [\% \text{O}]$	$-\frac{12690}{T} + 5,41$	1565—1660	0—3,0	[9]

Расчеты, проведенные в предположении, что примеси исследуемых расплавов окисляются только за счет газообразного кислорода, вносят незначительные изменения в результат определения необходимых условий процесса, что объясняется относительно небольшим значением  $\Delta F^0$  растворения:



Экспериментальные данные по равновесию реакций окисления хрома, ванадия и углерода относятся, как правило, к температурам выше  $1500^{\circ}\text{C}$  (табл. 2). Значения констант равновесия при более низких температурах приблизительно определяются экстраполяцией эмпирических температурных зависимостей.

Возможность полного сохранения хрома или ванадия в железе при окислении углерода можно выяснить на частном примере взаимного расположения изоконцентрационных изобар реакций окисления Si (рис. 1). Линия равновесия реакции окисления Si построена по данным Кербера и Ользена [10]:



$$K_{\text{Si}} = [\% \text{Si}] \cdot [\% \text{O}]^2; \quad \lg K_{\text{Si}} = -\frac{26050}{T} + 9,5.$$

<sup>1</sup> Реакция (1)—(3) приведены в табл. 2.

Приведенный случай соответствует образованию кристаллических соединений стехиометрического состава  $\text{FeO}\cdot\text{V}_2\text{O}_3$ ,  $\text{FeO}\cdot\text{Cr}_2\text{O}_3$ ,  $\text{SiO}_2$ , а также  $\text{CO}$  при раздельном протекании реакций. В случае их совмещения в одной системе должно учитываться растворение образующихся соединений в сложном шлаке. Анализ упрощается в тех случаях, когда продукты окисления хрома или ванадия выделяются в шлак в виде чистых фаз постоянного состава.

В частности, исследование состава и структуры гетерогенных высокочромистых шлаков, образующихся при продувке хромокремниевых чугунов [11] показало, что весь без остатка хром в них связан в феррохромит, близкий к формуле  $\text{FeO}\cdot\text{Cr}_2\text{O}_3$ . Вторая фаза шлака образована легкоплавкими силикатами железа и двуокисью кремния не ассоциируется с окисью хрома.

Изучение распределения ванадия между фазовыми составляющими конвертерных и марганцевых шлаков [12] показало, что более 87—91%  $\text{V}_2\text{O}_3$  связано в шпинелиде. Рентгенографическим исследованием [13] в ванадиевых шлаках также не обнаружено каких-либо силикатных соединений ванадия.

В этих случаях активность хрома и ванадия в шлаке может приниматься равной активности соответствующей шпинели:

$$a_{\text{FeO}\cdot\text{Cr}_2\text{O}_3}, a_{\text{FeO}\cdot\text{V}_2\text{O}_3} = 1.$$

Температурные зависимости констант равновесия реакций (1), (2) и (3) (см. табл. 2) справедливы для двойных сплавов  $\text{C}$ ,  $\text{V}$  и  $\text{Cr}$  в железе. При рассмотрении тройных систем должно учитываться взаимное влияние одного элемента на активность другого. Сплавы  $\text{Fe}-\text{Cr}$  и  $\text{Fe}-\text{V}$  подчиняются закону Рауля по крайней мере до 16% Cr и 40% V ( $1550^\circ\text{C}$ ). Введение в сплав  $\text{Fe}-\text{Cr}$  углерода приводит к положительным отклонениям от свойств идеальных растворов, но в пределах содержаний 4% C и 4% Cr они невелики и уменьшаются при  $t > 1500^\circ\text{C}$ . При тех же температурах активность углерода в сплаве  $\text{Fe}-\text{Cr}-\text{C}$  можно принять равной процентному содержанию [16], если оно не превышает 1% C. В этих пределах реакции (1) и (3) применимы для приближенных расчетов равновесия в сплаве  $\text{Fe}-\text{Cr}-\text{C}$  без внесения корректиров в эмпирические зависимости  $K_1=\varphi(T)$  и  $K_3=\varphi(T)$ . По данным [17] в сплаве  $\text{Fe}-\text{Cr}-\text{Si}-\text{C}$  при отношении  $\frac{\%[\text{Cr}]}{\%[\text{Fe}]} = 1$ ,  $t = 1460^\circ\text{C}$ , и изменении [Si] от 3 до 17,7% коэффициент активности кремния изменяется от 1 до 1,04, что указывает на возможность принятого упрощения и в четырехкомпонентных сплавах с низким содержанием легирующих.

Сохранение ванадия (хрома) при обезуглероживании сплава  $\text{Fe}-\text{V}-\text{C}$  ( $\text{Fe}-\text{Cr}-\text{C}$ ) возможно, когда для реакций окисления углерода и ванадия (хрома), протекающих в одной системе, выполняется условие:

$$\Delta F_C < 0 \text{ и } \Delta F_{\text{V}(\text{Cr})} \geq 0.$$

Для системы, состоящей, например, из сплава  $\text{Fe}-\text{V}-\text{C}$  (0,2% V; 0,2% C),  $\text{FeO}\cdot\text{V}_2\text{O}_3$  и окси углерода ( $p_C = 0,5 \text{ atm}$ ), это условие выполняется при температурах и концентрациях кислорода, соответствующих заштрихованной области I рис. 1, заключенной между изобарами реакций окисления углерода и ванадия, в чем легко убедиться, прибегая для определения знаков  $\Delta F_C$  и  $\Delta F_V$  к соотношениям

$$\Delta F_C = RT \left( \ln \frac{P_{\text{CO}}}{[\% \text{C}] \cdot [\% \text{O}]} - \ln \frac{P_{\text{CO}}}{[\% \text{C}] \cdot [\% \text{O}]_C} \right),$$

$$\Delta F_T = RT \left( \ln \frac{1}{[\%V][\%O]^2} - \frac{1}{[\%V][\%O_V]^2} \right),$$

где  $[\%O]_C$  и  $[\%O]_V$  — концентрации кислорода в расплаве, равновесные с углеродом и ванадием при данной  $T$ ;

$[\%O]$  — концентрация кислорода, отвечающая при той же  $T$  неравновесному состоянию.

В области  $I$  (см. рис. 1) реакция (1) идет в сторону образования окиси углерода, а реакция (3) в сторону распада шпинели. С повышением температуры интервал концентраций  $[O]$ , при которых это положение сохраняется, прогрессивно увеличивается. Устойчивость веществ на других участках диаграммы, образуемых пересечением изобар реакций (1) и (3), указана на рис. 1. Области диаграммы, образуемые пересечением изобар реакций окисления углерода и хрома, имеют аналогичное значение для случая окисления углерода при сохранении хрома.

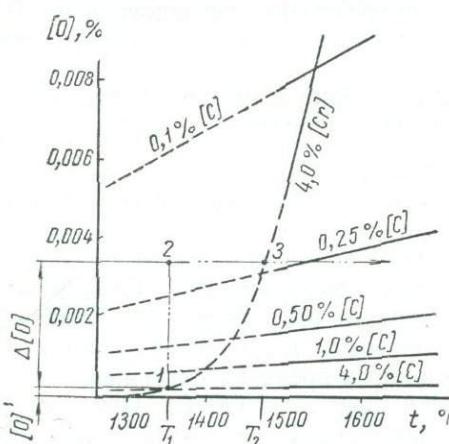


Рис. 2. Графическое определение предельных температур неравновесного обезуглероживания расплавов Fe—Cr—C.

и газовую фазу, состоящую из CO.

Температурные зависимости констант равновесия реакций (1) и (2) выражаются равенствами:

$$\lg K_1 = \lg \frac{P_{CO}}{[\%C] \cdot [\%O]} = \frac{1168}{T} + 2,07;$$

$$\lg K_3 = \lg [\%Cr]^2 \cdot [\%O]^4 = \frac{-106220}{T} + 52,24.$$

Их решение относительно  $[\%O]$  дает два следующих:

$$\lg [\%O]_C = \frac{1168}{T} - 2,07 - \lg [\%Cr] + \lg p_{CO}; \quad (5)$$

$$\lg [\%O]_{Cr} = - \frac{\frac{106270}{T} + 52,24 - 2 \lg [\%Cr]}{4}, \quad (6)$$

из которых первое при  $p_{CO} = \text{const}$  представляет семейство изоконцентрационных изобар реакции окисления углерода, а второе при  $[\%Cr] = 4\%$  — частную изобару реакции окисления хрома (рис. 2).

При необходимости окисления имеющегося в расплаве кремния фактическая концентрация в нем кислорода должна при данной  $T$  быть ниже равновесной с ванадием, но выше равновесной с углеродом и кремнием. Этому требованию удовлетворяют условия поля  $abg$  рис. 1.

Основные закономерности обезуглероживания расплавов Fe—Cr—C и Fe—V—C, с сохранением легирующих элементов, качественно сходны и в дальнейшем будут рассмотрены на примере аналога хромистого чугуна — расплава Fe—Cr—C с содержанием 4% Cr и 4% C.

Исходные вещества и продукты реакций (1) и (2), протекающих при окислении расплава Fe—Cr—C, образуют систему, включающую, помимо него, однофазный шлак  $FeO \cdot Cr_2O_3$  ( $P_{CO} = 0,5 \text{ atm}$ ).

Решив совместно уравнения (5) и (6), получим

$$\lg [\% \text{Cr}] - 2\lg [\% \text{Cl}] + 2\lg p_{\text{CO}} = -\frac{50774}{T} + 30,26, \quad (7)$$

откуда при  $p_{\text{CO}} = \text{const}$  найдем температуру, при которой заданные количества [C] и [Cr] находятся в равновесии с определенным количеством растворенного в расплаве кислорода (равенство раскислительных способностей углерода и хрома при различных их концентрациях).

Графически эта температура определяется точкой пересечения изобар  $[\text{O}]_c = \varphi(T)$  и  $[\text{O}]_{\text{Cr}} = \varphi(T)$ , в которой устойчива система

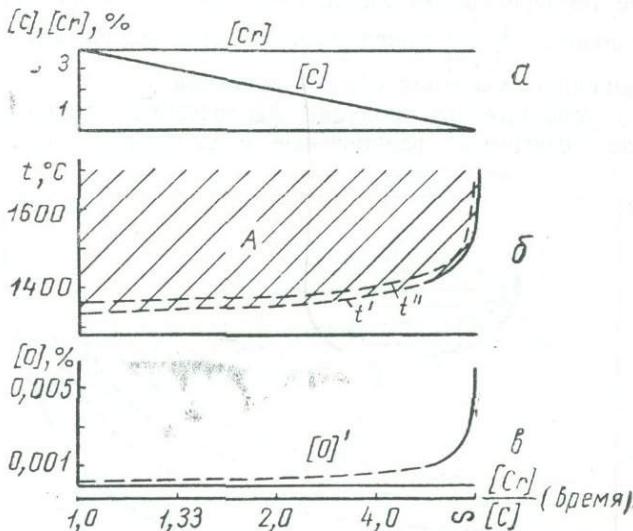


Рис. 3. Параметры равновесного обезуглероживания расплава Fe—Cr—С при полном сохранении хрома:

*α* — схема процесса; *β* — температурный режим процесса; *t'* — для реакций (1) и (3); *t''* — для тех же реакций в предположении, что окисление происходит за счет газообразного кислорода; *γ* — окисленность расплава.

На рис. 3, *a* показан вариант равномерного обезуглероживания расплава Fe—Cr—С во времени (в зависимости от отношения  $\frac{[\% \text{Cr}]}{[\% \text{C}]}$ ) с сохранением в конечном безуглеродистом металле 4% Cr. Для различных отношений  $\frac{[\% \text{Cr}]}{[\% \text{C}]}$  при  $p_{\text{CO}} = 0,5 \text{ atm}$  рассчитана серия значений температур, совокупность которых представляет линию  $t'$  (рис. 3, *б*) температурного режима гипотетического процесса околов равновесного (в пределе равновесного) обезуглероживания расплава при сохранении исходных 4% Cr. Изменение окисленности металла (линия  $[\text{O}]'$ , рис. 3, *γ*) определяется подстановкой отвечающих различным отношениям  $\frac{[\% \text{Cr}]}{[\% \text{C}]}$  величин [C] в уравнение (5), или [Cr] в уравнение (6).

Как следует из положения точки пересечения линий  $[\text{O}]_c = \varphi(T)$  и  $[\text{O}]_{\text{Cr}} = \varphi(T)$  на рис. 2 относительно области устойчивости CO и [Cr], соответствующая ей температура наиболее низкая, обеспечивающая сохранение хрома при окислении углерода, а  $t'$ -режим наиболее низкий из всех возможных, обеспечивающий процесс, изображенный на рис. 3, *a*. В этом отноше-

ний  $t'$ -режим служит эталоном для сравнения условий обезуглероживания при сохранении хрома в реальных процессах, температурная область которых (A) располагается выше линии  $t''$ -режима.

Для равновесного обезуглероживания характерна бесконечная малая скорость процесса, и то, что на всем его протяжении содержание кислорода в расплаве регулируется в равной степени хромом и углеродом. Процесс отличается невысокой начальной температурой, относительно медленным ее нарастанием в области содержаний углерода от 4 до 0,5% и необходимостью резкого нагрева при более низких его содержаниях. Процесс равновесного обезуглероживания не имеет температурной зоны и возможен только в условиях точного соответствия  $i'$  и  $[O]'$ .

Отклонение температуры от линии  $t'$ -режима при неизменной  $[O]'$  для некоторого отношения  $\frac{[\% \text{Cr}]}{[\% \text{C}]}$  поведет либо к окислению углерода и хрома, либо к прекращению окисления обоих элементов.

В реальных условиях при продувке фактические концентрации кислорода в металле превышают равновесные с углеродом (рис. 4). Степень

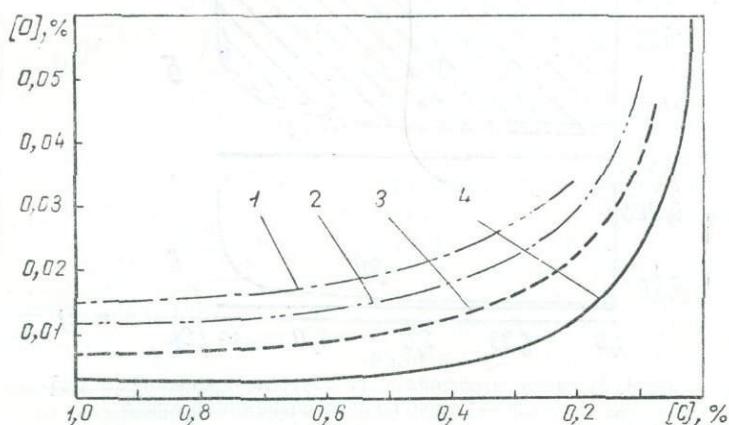


Рис. 4. Содержание кислорода в металле в различных сталеплавильных процессах:

1 — мартеновский, продувка кислородом [2]; 2 — конверторный, продувка воздухом [14]; 3 — мартеновский, под шлаком [14]; 4 — равновесие с углеродом.

переокисления  $\Delta [O]$  зависит от содержания кислорода в газе-окислителе, способа и скорости его выделения. Наибольшее переокисление (до  $20 - 40 \cdot 10^{-3} \%$ ) наблюдается при применении кислорода. Сохранение легирующих элементов в переокисленном железе возможно при более высоких температурах.

При температуре  $T_1$  (см. рис. 2) 4% С и 4% Cr находятся в равновесии с концентрацией кислорода  $[O]'$ . Повышением окисленности на  $\Delta [O]$  (точка 2) система выводится из равновесия, что вызывает окисление С и Сг. Предварительный нагрев до  $T_2$  предотвращает окисление хрома, но не останавливает окисление углерода, содержание которого понизится от 4% до величины, отвечающей изобаре  $[O]_{\text{C}} = \varphi [T]$ , проходящей через точку 3, после чего система вернется в состояние равновесия. Повторением этого приема для других отношений  $\frac{[\% \text{Cr}]}{[\% \text{C}]}$  определяется серия температур  $T_2$ , составляющих предельно низкий температурный режим обез-

углероживания с сохранением 4% в процессе, протекающем с некоторой конечной скоростью при данном  $\Delta[\text{O}]$ .

Аналитически при данном отношении  $\frac{[\% \text{Cr}]}{[\% \text{C}]}$  необходимый нагрев можно найти как разность  $T_2 - T_1$  (рис. 5), где  $T_1$  — температура на линии  $t'$ -режима равновесного обезуглероживания;  $T_2$  определяется из уравнения (6) подстановкой величины  $[\text{O}] = [\text{O}'] + \Delta[\text{O}]$ .

Избыточный против необходимого для сохранения хрома перегрев (правее точки 3 на рис. 2) приводит к повышению содержания углерода в расплаве, с которым в конечном счете устанавливается равновесие при данной степени переокисления. При достаточно высоком перегреве гори-

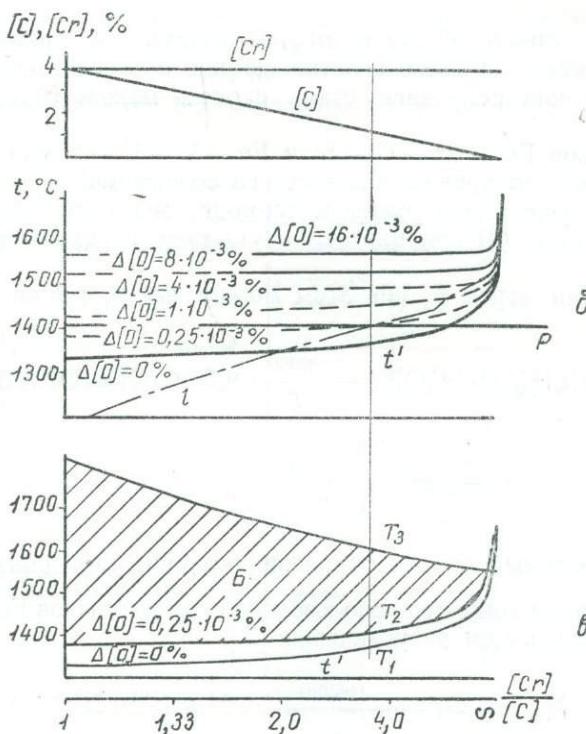


Рис. 5. Конфигурация зоны термодинамической устойчивости процесса (a) при постоянном значении  $\Delta[\text{O}]$  и смещение ее нижней границы в зависимости от  $\Delta[\text{O}]$ .

$t$  — изменение температуры ликвидуса расплава Fe—Cr—C по [15];  $p$  — приблизительное положение температурного порога окисления углерода.

зонталь  $[\text{O}] = [\text{O}'] + \Delta[\text{O}]$  пересекает изобару  $[\text{O}]_{\text{C}} = \varphi(T)$ , соответствующую исходному содержанию углерода, и становится невозможным его окисление.

Линия максимальных по этому условию перегревов  $T_3$  (см. рис. 5) находится из уравнения (5) при различных  $\frac{[\% \text{Cr}]}{[\% \text{C}]}$  и данном  $[\text{O}] = [\text{O}'] + \Delta[\text{O}]$ .

Кривые  $T_2$  и  $T_3$  ограничивают температурную зону ( $\mathcal{B}$ ) термодинамической устойчивости процесса окисления расплава Fe—Cr—C с полным

сохранением хрома при постоянной по ходу процесса степени переокисления  $\Delta [O]$ . Для реализации процесса, изображенного на рис. 5, а, необходимо, чтобы линия фактического  $t$ -режима процесса не выходила из пределов зоны (Б) — рис. 5, в.

С увеличением степени переокисления нижняя и верхняя границы зоны (Б) смещаются в область более высоких температур, причем интенсивность смещения верхней границы намного больше, чем нижней. Уже при  $\Delta [O]=0,5-1 \cdot 10^{-3}\%$  линия  $T_3$  выходит за пределы температур нагрева металла в сталеплавильных процессах и зона устойчивости становится практически неограниченной выше линии  $T_2$ . С увеличением  $\Delta [O]$  нижняя граница зоны приближается по форме (рис. 5, б) к горизонтальной прямой с резким изгибом вверх в области содержаний углерода менее 0,2%.

Сближение линий фактического  $t$ -режима и нижней границы зоны устойчивости на этом участке связано с опасностью потери хрома в шлак и исключает получение стали с очень малым содержанием углерода.

Для расплавов Fe—Cr—C—Si и Fe—V—C—Si, когда требуется окислить кремний до уровня обычных его содержаний в сталях, верхняя граница зоны определяется условием термодинамической возможности осуществления реакции (4) при окислении углерода и сохранении хрома или ванадия.

Предельный перегрев  $T_4$  при этом можно найти, решив систему уравнений:

$$\lg K_4 = \lg [\% \text{Si}] \cdot [\% \text{O}]^2 = -\frac{26050}{T} + 9,5 \text{ и } [\text{O}] = [\text{O}'] + \Delta [\text{O}],$$

откуда

$$T_4 = \frac{26050}{9,5 - \lg [\% \text{Si}] - 2 \lg [\text{O}'] + \Delta [\text{O}]} \text{°K}, \quad (8)$$

где  $[\% \text{Si}]$  — желаемый предел окисления кремния при данном  $\frac{[\% \text{Cr}]}{[\% \text{C}]}$ .

Нижняя граница зоны при использовании для расплавов Fe—Cr—Si—C данных [8] определяется из уравнений:

$$\lg [\% \text{Cr}]^2 [\% \text{O}]^4 = -\frac{106220}{T} + 52,24 \text{ и } [\text{O}] = [\text{O}'] + \Delta [\text{O}],$$

откуда

$$T_2 = \frac{106220}{52,24 - 2 \lg [\% \text{Cr}] - 4 \lg [\text{O}'] + \Delta [\text{O}]} \text{°K}, \quad (9)$$

где  $[\% \text{Cr}]$  — сохраняемая концентрация хрома.

Температурный интервал термодинамической устойчивости процессов рафинирования расплавов Fe—Cr—C—Si с полным сохранением хрома при различной степени переокисления (ширина зоны, рис. 6) — основной показатель практической возможности протекания того или иного варианта процесса в общем виде определяется, как

$$\Delta T_y^{\text{Cr}} = T_4 - T_2 = - \left\{ \frac{26050}{9,5 - \lg [\% \text{Si}] - 2 \lg ([\text{O}'] + \Delta [\text{O}])} - \frac{106220}{52,24 - 2 \lg [\% \text{Cr}] - 4 \lg ([\text{O}'] + \Delta [\text{O}])} \right\} \text{°K}. \quad (10)$$

Аналогично для расплавов Fe—V—C—Si при использовании данных [7]:

$$\Delta T_y^V = T_4 - T_2' = \frac{26050}{9,5 - \lg[\% Si] - 2\lg([O]' + \Delta [O])} - \frac{25360}{10,95 - \lg[\% V] - 2\lg([O]' + \Delta [O])} \text{°К. (11)}$$

Из выражений  $\Delta T_y^{Cr}$  и  $\Delta T_y^V$  следует, что устойчивость процесса тем выше, чем при прочих равных условиях меньше сохраняемая концентрация хрома или ванадия и больше допустимая концентрация кремния. Повышение  $\Delta [O]$  приводит к смещению обеих границ зоны устойчивости в область более высоких температур и одновременному ее расширению. Если содержание Si в чугуне не выше верхнего предела в заданной природнолегированной стали, что вполне возможно при продувке ванадиевых чугунов, то требование его окисления снимается и зона устойчивости процесса распространяется неограниченно выше линии  $T_2$ .

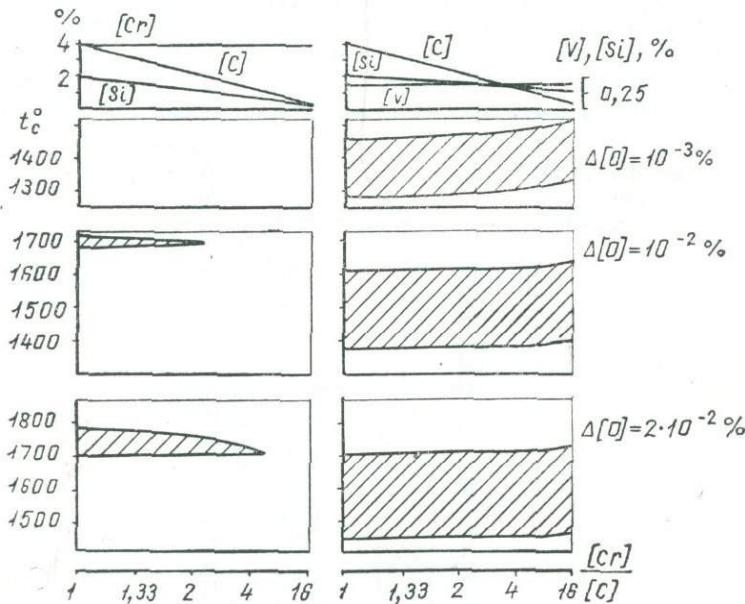


Рис. 6. Термодинамическая устойчивость процессов рафинирования расплавов Fe—Cr—Si—C и Fe—V—Si—C — типичных аналогов природнолегированных чугунов — при различной степени переокисления.

Отрицательные значения  $\Delta T_y$  указывают на невозможность окисления кремния при сохранении хрома или ванадия.

#### ЛИТЕРАТУРА

1. О. А. Есин, П. В. Гельд. Физическая химия пирометаллургических процессов, ч. I, Металлургиздат, 1953.
2. В. А. Кудрин. Применение кислорода в сталеплавильном производстве, сб. 37, Моск. ин-т стали, 1957.
3. T. Euwa, J. Chipman. Transact metallurgical society of ame, v. 217, 1960, s. 887.
4. C. Marshall, J. Chipman. Trans. Amer. Society for Metals, v. 30, 1942, p. 695.
5. G. Fragmen, B. Kalling. Ernkontorets Annaler, 123, 1939, 199.

6. А. Ю. Поляков, А. М. Самарин, Сюй Цзэн-ци. Изв. АН СССР, ОТН, № 1, 1961.
7. Р. А. Карасев, А. Ю. Поляков, А. М. Самарин. ДАН СССР, № 6, т. 35 1952.
8. В. П. Линчевский, А. М. Самарин. Изв. АН СССР, ОТН, № 5, 1953.
9. J. Shirman. J. Iron and Steel Institut, v. 180, 1955, p. 97.
10. Ф. Кербер, В. Ользен. Труды Ин-та кайзера Вильгельма, т. 14, 1932.
11. Б. А. Абрамов, В. П. Ревебцов, Т. В. Сапожникова. Сб. «Комплексное использование бурохромистых руд Серовского месторождения». Изд. ЦБТИ Свердловского совнархоза, 1959.
12. Д. С. Белянкин, В. В. Лапин. Изв. АН СССР, ОТН, № 11, 1946, стр. 1649.
13. Я. В. Уманский, Я. Э. Санчук, А. Ю. Поляков, «Сталь», № 2, 1951.
14. А. Н. Морозов, А. И. Строганов. Раскисление мартеновской стали, Металлургиздат, 1955.
15. Tofaute, Küttinger, Büttinghaus. Archiv für das Eisenhüttenwesen, 1935/1936, s. 607.

Б. А. АБРАМОВ  
Институт metallurgии УФАН СССР

## ОКИСЛЕНИЕ РАСПЛАВОВ Fe—C ВБЛИЗИ ЛИКВИДУСА ПРИ РАЗЛИЧНОМ ДАВЛЕНИИ

В конвертерном производстве стали хорошо известен факт замедленного окисления углерода в начальной стадии продувки физически холодного чугуна. В этом случае на кривой окисления углерода наблюдается горизонтальный участок или некоторое увеличение содержания углерода, связанное с окислением шлакообразующих составляющих чугуна. Данные по выгоранию углерода в низкотемпературной области касаются большей частью производственных опытов с реальными чугунами.

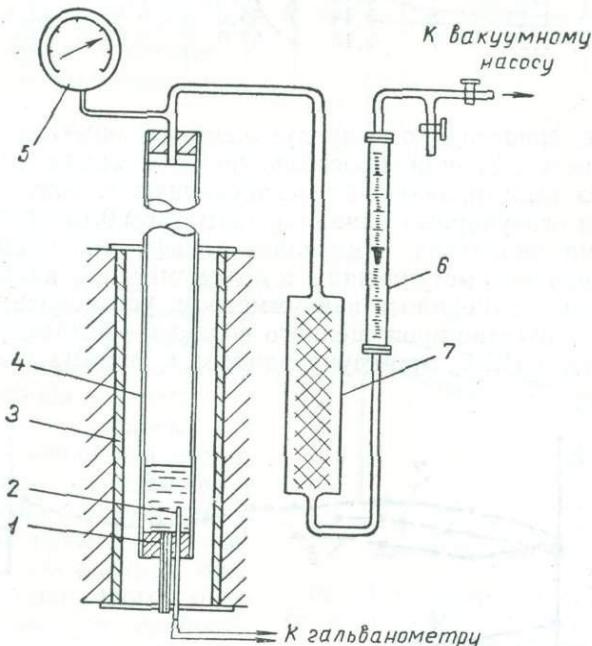


Рис. 1. Схема установки для окисления расплавов Fe—C под разрежением.

1 — капилляр; 2 — термопара; 3 — печь Таммана; 4 — кварцевая трубка; 5 — вакуумметр; 6 — ротаметр; 7 — фильтр.

В оценке причин указанного явления единой точки зрения отсутствует. Замедление или полное прекращение обезуглероживания в недостаточно нагретой ванне объясняют присутствием в чугуне кремния и марганца и преимущественным развитием реакций окисления этих элементов [1] и, с другой стороны, уменьшением химической активности углерода в области низких температур [2].

В связи с использованием вакуума в качестве технологического фактора при выплавке природнолегированных сталей из комплексных чугунов, легированных ванадием и хромом, представило интерес изучить поведение углерода в чистых высокоуглеродистых расплавах Fe—C вблизи температур плавления при различной степени разрежения над металлом. Опыты проводились на установке, изображенной на рис. 1.

Сплав Fe—C готовился заранее путем насыщения армко-железа углеродом. Постоянная во всех опытах навеска металла 0,55 кг расплавлялась в кварцевой трубке ( $\varnothing 35$  мм и  $l=1$  м), помещенной на половину длины в нагреватель печи Таммана.

### Результаты опытов

№ опыта	Средний расход воздуха, л/мин	Окислено углерода, %	Время продувки, мин	Скорость окисления углерода, %/мин	Количество $O_2$ за время опыта			Разрежение, мм рт. ст.
					пропущено через металл, л	использовано на окисление С до $CO$ , л	использовано на окисление С до $CO_2$ , %	
8	8,3	0,66	12	0,055	21,0	3,63	17,3	—
6	15,0	0,44	6	0,073	19,0	2,14	11,3	—
7	29,0	0,75	5	0,15	30,4	4,13	13,6	—
2	7,6	0,84	6	0,14	9,6	4,62	48,0	650—680
3	12,9	1,34	7	0,19	19,0	7,40	38,9	500—600
4	27,0	1,13	8	0,14	45,0	5,65	12,4	220—400
5	36,0	1,26	7	0,18	53,0	6,93	13,0	200—300

Окисление производилось продуванием (в опытах с открытой поверхностью металла) или просасыванием (в опытах под вакуумом) воздуха через вмонтированный в оgneупорную пробку предварительно тарированный оgneупорный капилляр диаметром 0,15—0,25 мм. Температура во время окисления измерялась вольфрам-молибденовой термопарой, защищенной выступающим в объем металла кварцевым колпачком. Разрежение замерялось вакуумметром, установленным на выводной трубке, количество пропущенного воздуха — ротаметрическим индикатором расхода РС-5, отградуированным в системе в зависимости от разрежения.

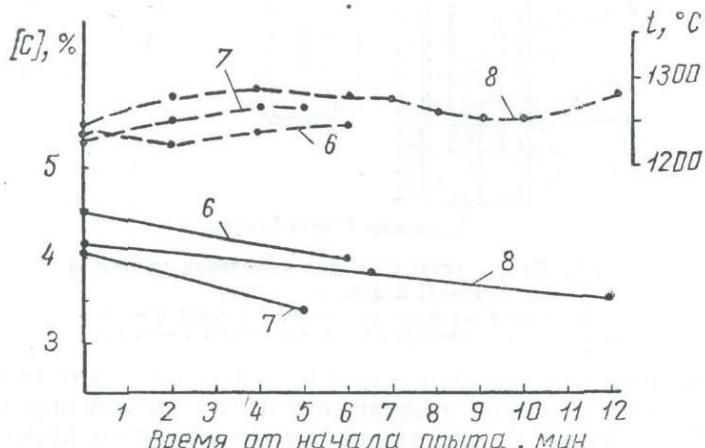


Рис. 2. Окисление углерода в расплавах Fe—C при атмосферном давлении и различных расходах воздуха.

Цифры на кривых — номера опытов.

Расплавление производилось при открытой трубке. Перед началом окисления содержание углерода в расплаве находилось в пределах 4,13—4,45%. Окисление начиналось при температуре 1230—1275° С. По ходу продувки температура металла регулировалась тепловым потоком нагревателя. Интенсивность подачи воздуха в опытах колебалась в пределах 10—65 л/мин на 1 кг металла.

Для ориентировки можно указать, что эта величина в конвертерах с донным воздушным дутьем составляет 25—50 л/кг·мин. Результаты опытов приведены в таблице и на рис. 2 и 3.

В интервале температур 1220—1300° С окисление углерода наблюдалось во всех без исключения опытах как при атмосферном давлении, так и при разрежении. Скорость обезуглероживания при атмосферном давлении составляла 0,055—0,15% в минуту, при разрежении 200—680 мм рт. ст.—в пределах 0,14—0,19% в минуту. Сохранение максимально достигнутых значений скоростей на всем протяжении окисления расплава привело бы к полному обезуглероживанию его за 20—30 мин, т. е. в условиях поставленных опытов достигались скорости окисления углерода, близкие к скоростям в конвертерном процессе.

При атмосферном давлении скорость обезуглероживания чистых расплавов Fe—С зависела от количества продуваемого воздуха. Увеличение расхода воздуха в 3,5 раза (от 8,3 до 29 л/мин) привело к повышению скорости окисления углерода в 2,7 раза при абсолютном приросте скорости на 0,095% углерода в минуту.

В опытах с окислением под вакуумом разрежение над металлом и количество просасываемого воздуха связаны между собой. Повышение разрежения приводит к уменьшению расхода окислителя. Вследствие этого, опытам, проведенным при наибольшей степени разрежения (опыты 2,3), соответствуют наиболее низкие расходы воздуха, и наоборот.

Относительное постоянство скорости обезуглероживания в опытах под вакуумом (0,14—0,19% в минуту) следует, очевидно, объяснить одновременным действием этих двух факторов.

Сравнение результатов опытов при атмосферном давлении и под разрежением при сопоставимых расходах воздуха (опыты 2, 7, 8 и 4) показывает, что существенное увеличение скорости обезуглероживания наступает при разрежении 500—600 мм рт. ст. В этих условиях, например, при расходе воздуха 7—8 л/мин скорость окисления углерода уве-

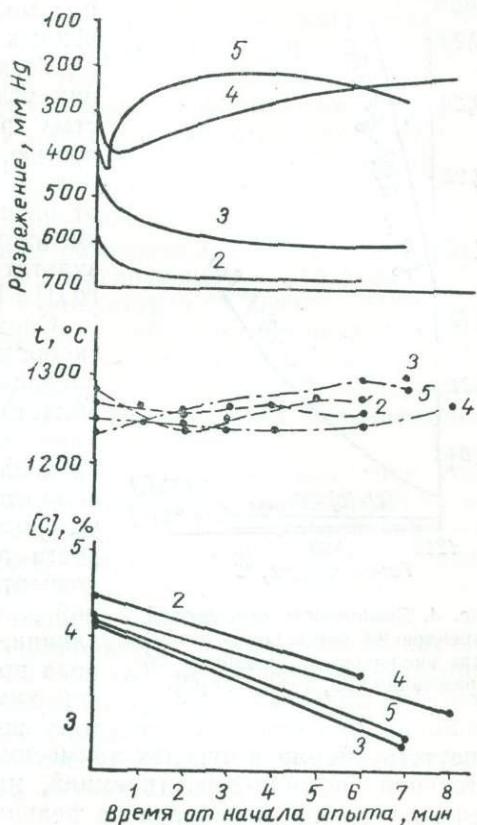


Рис. 3. Окисление углерода в расплавах Fe—С при продувке воздухом и различном разрежении над металлом.

Цифры на кривых — номера опытов.

личилась от 0,055 до 0,14 % в минуту, т.е. примерно в 2,5 раза. При более низком разрежении его влияние на скорость обезуглероживания становится неощутимым.

Количество кислорода, вступившего во взаимодействие с углеродом, в опытах под атмосферным давлением колебалось в узких пределах (11,3—17,3 % от общего количества пропущенного через металл кислорода).

При разрежении 550—680 мм рт. ст. доля кислорода, прореагировавшего с углеродом, увеличилась до 38—48% (опыты 2 и 3) при том же расходе окислителя, что и в опытах под атмосферным давлением (опыты 8 и 6). При более низком разрежении коэффициент использования кислорода по реакции обезуглероживания мало отличается от значений, полученных под атмосферным давлением.

Установленная возможность окисления углерода в чистых железоуглеродистых расплавах со значительной скоростью, начиная от температур плавления, и зависимость скорости окисления от интенсивности поступления в металл кислорода качественно согласуются с результатами опытов В. И. Баптизманского [1] и Ю. М. Максимова [3].

Следует отметить, что абсолютные скорости обезуглероживания чистых расплавов Fe—C в низкотемпературной области, полученные при атмосферном давлении даже при многократном избытке кислорода против необходимого для полного окисления данного количества углерода, значительно меньше скорости обезуглероживания в разогретой конвертерной ванне. Не имеется оснований для того, чтобы отрицать вероятное влияние на замедление окисления углерода при низких температурах пониженной химической активности углерода и торможения реакции обезуглероживания

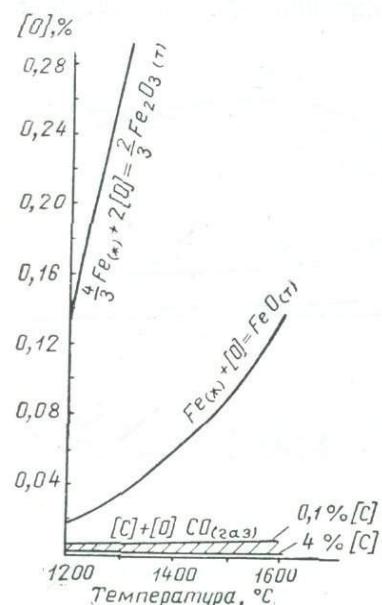


Рис. 4. Зависимость равновесной концентрации растворенного в металле кислорода по реакциям образования CO, FeO и Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>.

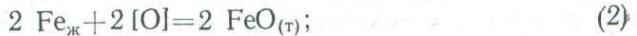
присутствующими в чугунах примесями, обладающими высокой раскислительной способностью (кремний, марганец). Вместе с тем, слабая степень усвоения кислорода по реакции окисления углерода в расплавах, не содержащих кремния и марганца, и ее чувствительность к давлению дает основание считать, что замедление обезуглероживания при температурах, лежащих ниже 1400° С, следует скорее отнести за счет преимущественного окисления основного компонента расплава — железа.

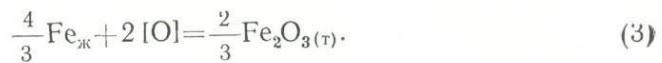
На рис. 4 приведены результаты приближенных термодинамических расчетов по реакциям окисления углерода и железа в расплаве Fe—C для интервала температур 1200—1600° С. В рассмотрение приняты реакции:

окисления углерода



и диссоциации закиси и окиси железа с растворением выделяющегося кислорода в железе





Температурная зависимость равновесия реакций (2) и (3) рассчитана по теплоемкостям. Теплоемкость  $\text{FeO}_{\text{ж}}$  принята равной теплоемкости  $\text{FeO}_{\text{т}}$  и выше температуры плавления  $\text{FeO}$  постоянной.

Данные по реакции (1) получены экстраполяцией опытных данных температурной зависимости константы ее равновесия [4—6] на низкие температуры при  $p_{\text{CO}} = 0,5 \text{ ат}$ . Активность углерода принята равной концентрации.

Несмотря на принятые неизбежные допущения расчета, роль железа в изменении характера окисления углерода при низких температурах проявляется достаточно отчетливо.

Раскислительная способность углерода остается высокой и мало меняется во всем интервале температур сталеварения. Напротив, сродство железа к кислороду с понижением температуры быстро возрастает. Значения равновесных концентраций растворенного в металле кислорода по реакциям образования  $\text{CO}$ ,  $\text{FeO}$  и  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  сближаются и становятся сопоставимыми в области температур плавления высокоуглеродистых сплавов  $\text{FeC}$ . При изменении температуры расплава (чугуна) во время продувки происходит перераспределение кислорода окислителя между железом и углеродом. По мере разогрева металла увеличивается относительное количество кислорода, реагирующего с углеродом.

Как следует из рис. 4, при всех температурах от начала затвердевания чугуна и до  $1600^{\circ}\text{C}$  потенциал реакции образования закиси железа намного выше потенциала реакции образования окиси. Этим, в частности, объясняется постоянно наблюдаемое преобладание содержания двухвалентного железа над трехвалентным в шлаках окислительных процессов производства стали.

Отсюда следует также, что основным регулятором окисления углерода в начальной фазе конвертерного процесса является реакция образования закиси железа. Кривая окисления углерода в расплаве  $\text{Fe} - \text{C}$  с повышением температуры является приблизительным отражением линии равновесия реакции (2) на рис. 4. В случае, если температура возрастает равномерно, увеличение скорости окисления углерода должно носить плавный характер, что и наблюдается в большинстве случаев при продувке чугунов с пониженным содержанием кремния и марганца (менее 1% каждого). Резкие переломы на кривых окисления углерода, как правило, связаны с окончанием окисления кремния при повышенном его исходном содержании в чугуне. Этот факт нашел прямое подтверждение в исследовании В. И. Баптизманского [1].

#### ЛИТЕРАТУРА

1. В. И. Баптизманский. Механизм и кинетика процессов в конвертерной ванне. Металлургиздат, 1960, стр. 136.
2. С. М. Филиппов. Теория процесса обезуглероживания стали. Металлургиздат, 1956, стр. 148.
3. Ю. М. Максимов. Производство и обработка стали. Сб. трудов Московского института стали, т. 29, 1950, стр. 17.
4. С. Маршалл, Дж. Чипман. «Trans. Amer. Soc. for Metals», v. 30, 1942, p. 695.
5. Г. Вачер. «Bureau of Standards Journ. Research», v. 11, 1933, p. 541.
6. Г. Фрагмен, Б. Каллинг. «Ernkontorets Annaler», B. 123, 1939, S. 199.

Б. А. АБРАМОВ, В. Н. МАКЛАКОВ  
Институт metallurgии УФАН СССР

## ФИЗИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА И ПОДГОТОВКА ВЫСОКОХРОМИСТЫХ ШЛАКОВ ДЛЯ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ИХ В ПРОИЗВОДСТВЕ ФЕРРОСПЛАВОВ И ХРОМПИКА

В ранее проведенном исследовании был изучен химический и минералогический состав шлаков с повышенным содержанием окислов хрома и обоснованы пути их использования с извлечением хрома и железа.

Особенность шлаков, получаемых при продувке хромоникелевых чугунов серовского типа,— высокое содержание в них окислов тяжелых металлов ( $\text{FeO} + \text{Cr}_2\text{O}_3 + \text{MnO} = 80 \div 90\%$ ), и связанный с этим высокий удельный вес. Шлаки формируются в процессе вдувания в металличе-

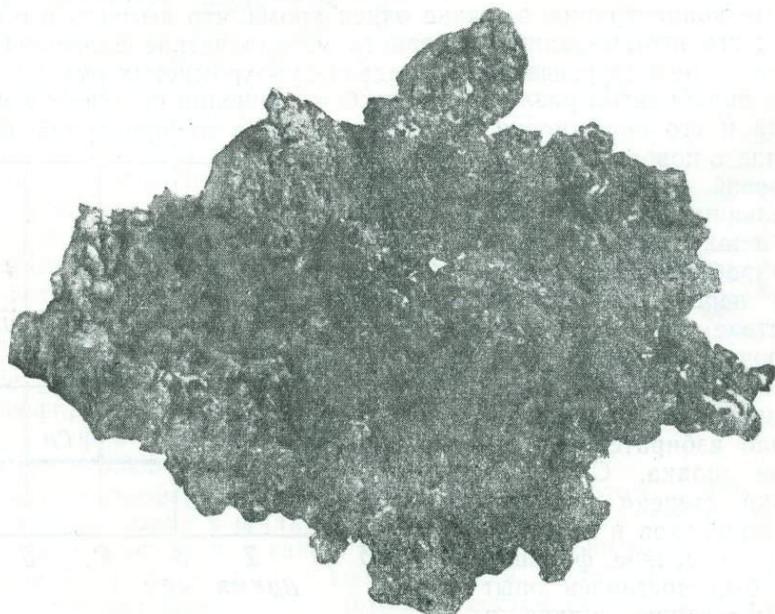


Рис. 1. Образец хромистого шлака (34% окиси хрома).

скую ванну газообразных окислителей, что сопровождается энергичным разбрызгиванием металла и приводит к насыщению шлака металлическими включениями различных размеров и формы.

Пропитыванию шлака металлом способствует также повышенная его пористость. Последняя объясняется тем, что при получении из серовского чугуна углеродистого полупродукта или стали температура в конвертере находится много ниже точки плавления основной состав-

ляющей шлака — хромшпинелида, вследствие чего шлак во время окисления остается чрезвычайно густым (в виде комков) и не уваривается. Внешний вид образца шлака показан на рис. 1.

Удельные веса и пористость двух образцов таких шлаков приводятся в табл. 1.

Приведенные значения пористости характеризуют объем пор шлака, незаполненных включениями металла (вакантных). Истинная металлопоглотительная способность шлака характеризуется значительно большими цифрами пористости. Общее количество металлических включений в шлаке в отдельных случаях достигает 50% и более, что следует частично отнести за счет малой подвижности шлаковой корки при продувке опытных плавок в электропечи.

Таблица 1  
Удельный вес шлаков

Образцы шлака	Кажущийся удельный вес, $\text{г}/\text{см}^3$	Истинный удельный вес, $\text{г}/\text{см}^3$	Пористость, %
1	3,12	4,90	36,32
2	3,29	4,45	26,06

позвысить концентрацию в шлаке окиси хрома, что выгодно в обоих вариантах его использования, и вернуть металлические включения в общую схему металлургического передела бурохромистых руд.

Для опробования различных способов очищения шлака от корольков металла и его обогащения, он измельчался в лабораторной шаровой мельнице с поворотной осью с шаровой загрузкой 3 кг. В мельницу помещалось 1,7 кг шлака, предварительно раздробленного и просеянного через сито 3 мм. Вследствие весьма различной прочности шлака и корольков металла, в процессе вращения мельницы происходило избирательное истирание шлака. С целью проверки степени раздробления корольков и перехода металла в мелкие фракции шлака был поставлен опыт по измельчению шлака в шаровой мельнице в течение нескольких часов. Через равные промежутки времени отбиралась средняя проба шлака и анализировалось содержание хрома и железа. Увеличения содержания железа и соответствующего понижения содержания хрома в шлаке не наблюдалось, что свидетельствует об отсутствии сколько-нибудь существенного истирания корольков (рис. 2).

Выход и химический анализ мелких фракций помола (0,16 мм и менее) приведен на рис. 3. Самый высокий выход имеет фракция

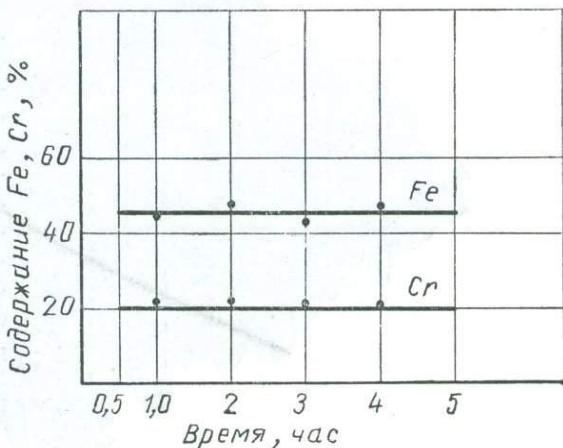


Рис. 2. Содержание железа и хрома в молотом хромистом шлаке в зависимости от продолжительности измельчения (фракция—125 меш.).

— $0,10+0,063$  мм, в которой концентрируется наибольшее количество шлака. Фракции 0,16 мм и выше по своему анализу представляют продуваемый металл среднего состава. Резкое повышение содержания в шлаке хрома и понижение содержания железа наблюдается с фракции — $0,10$  мм. В заметной степени эти изменения продолжаются в более тонких фракциях. Готовый к дальнейшему употреблению, очищенный от корольков шлак (фракции  $+0,63$ ,  $+0,05$ ;  $+0,04$  мм) в рассматриваемом опыте имел в своем составе 30—33% окиси хрома, 41—43% железа и 10—11% двуокиси кремния, что соответствует по абсолютному содержанию и соотношению компонентов ранее исследованным шлакам.

По мере уменьшения ячейки сита, вместе с увеличением содержания в шлаке хрома, увеличивается и содержание двуокиси кремния. При

этом отношение  $\frac{\text{Cr}}{\text{SiO}_2}$  сохраняется постоянным на уровне 1,0—1,1.

Повышение содержания в тонких фракциях двуокиси кремния — результат отсева железа, а постоянство указанного отношения вполне объясняется тесным переплетением фаялита и хромшипелида в структуре шлака и отсутствием факторов, стимулирующих разделение этих составляющих в процессе размола и рассева.

Исследованный шлак был получен при продувке хромистого чугуна, в котором содержание фосфора было повышенено за счет присадки феррофосфора до 0,19%, что создавало удобства при изучении поведения фосфора в последующих переделах. Как видно из рис. 3, содержание фосфора сильно понижается в тонких фракциях шлака (до 0,08—0,085% на ситах 0,05 и 0,04 мм). Выраженное уменьшение содержания фосфора наблюдается начиная от фракции  $+0,10$  до фракции  $+0,063$  мм. Резкое уменьшение фосфора в шлаковом помоле на этом участке указывает на присутствие в шлаке очень большого количества частиц мелко распыленного металла, а также на то, что корольки металла в шлаке — основная фосфорсодержащая составляющая. Количество корольков металла, имеющих размер 0,10—0,16 мм, составляет 13—15% от общего веса всех фракций помола между 0,04 и 0,16 мм.

В свете полученных результатов, предварительное освобождение шлака от корольков металла — совершенно необходимая операция, поскольку она позволяет значительно понизить в шлаке содержание фосфора. Это имеет значение как при выплавке на основе хромистого шлака ферросплавов, так и при употреблении его в производстве хромпика, имея в виду намечаемое использование шламов хромпикового производства (в которых концентрируется основная масса фосфора) в качестве флюса для доменных печей.

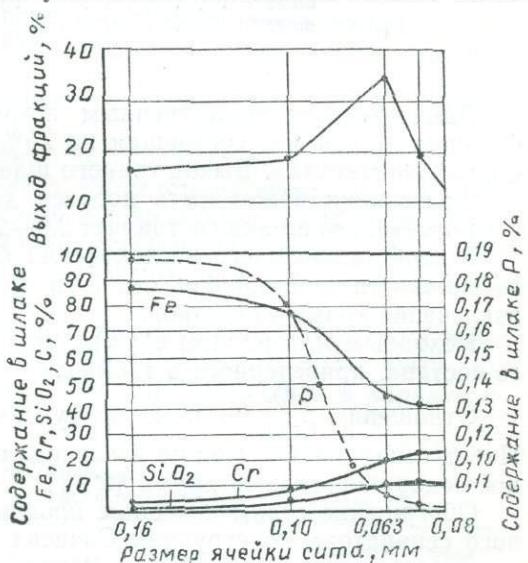


Рис. 3. Выход фракций шлакового помола и их состав.

Таблица 2

## Состав шлаков

Материал	Содержание, %			Выход, %
	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	Fe	
Исходный шлак молотый, непросеянный . . . . .	24,0	8,9	52,9	—
Тот же шлак после просеивания через сито 125 меш . . . . .	32,92	12,30	38,24	—
Тот же шлак после мокрой магнитной сепарации:				
опыт I . . . . .	34,20	14,92	29,3	67
опыт II . . . . .	34,80	15,40	29,4	65
Магнитная (железистая) фракция, полученная в результате мокрой магнитной сепарации:				
опыт I . . . . .	15,6	6,26	66,0	33
опыт II . . . . .	12,3	5,20	68,9	35

Единственным существенным источником потерь шлака является фракция +0,10 мм, состоящая на 25% из частиц шлака и на 75% из корольков металла. Выход годного шлака в результате предварительной его подготовки может быть доведен до 95—98%. Насыпной вес молотого отсеванного шлака составляет 2,0—2,3 кг/дм<sup>3</sup>.

В ходе дальнейшего исследования были проведены опыты по оценке возможности применения сухой и мокрой магнитной сепарации для извлечения хрома из шлаков.

Исходным материалом служил шлаковый помол (—0,16 мм) среднего состава, приведенного в табл. 2.

Отношение  $\frac{SiO_2}{Cr_2O_3}$  во всех продуктах было в пределах 0,37—0,44. Перед сепарацией помол не просеивали, что обусловило в нем пониженное содержание окиси хрома (24%).

Обогащение сухим способом производилось с помощью универсального сепаратора конструкции Сочнева С-5 в интервале напряженности магнитного поля 1000—7000 э. Результаты были совершенно неудовлетворительными. Ни в одном случае не наблюдалось разделение помола на две фракции, что свидетельствует о полной неэффективности указанного метода в отношении хромистого шлака.

Результаты мокрого магнитного обогащения того же материала, приведенного на скобе Девиса при напряженности поля 1200 э, приведены в табл. 2. Мокрая сепарация позволила понизить содержание в шлаке железа от 52,5 до 29,3%, за счет чего содержание окиси хрома увеличилось до 34—35%. Однако достигнутое содержание окиси хрома лишь несущественно выше показателей, которые получаются при просеивании того же помола через сито 125 меш (см. табл. 2).

Учитывая значительно более высокую трудоемкость и стоимость мокрого обогащения, следует признать рассев шлака наиболее приемлемым способом его обогащения.

С. В. ШАВРИН, Т. В. САПОЖНИКОВА, И. Л. КОРКИЯ, А. В. ЧЕНЦОВ  
Институт металлургии УФАН СССР

## К ВОПРОСУ ОКУСКОВАНИЯ ПЕРЕДЕЛЬНЫХ ХРОМИСТЫХ ШЛАКОВ

В результате выделения корольков металла из хромистых конвертерных шлаков получается тонкий продукт минус 0,66 мм, использование которого при выплавке ферросплавов требует окускования. Количество тонкого продукта — хромистого шлака — в шихте при получении стандартных хромистых сплавов из актюбинской хромовой руды не может быть выше 50% из-за повышенного содержания в нем железа 38—40% и фосфора до 0,06%.

Поэтому при изучении возможности окускования тонкоизмельченного хромистого шлака был принят вариант, по которому шихта для агломерации составлялась из 50% хромистого шлака и 50% актюбинской хромовой руды. Для выявления влияния хромистого шлака на процесс спекания и качество агломерата были проведены опыты по агломерации одной актюбинской руды.

Актюбинская руда представлена хромшпинелидом и основными вмещающими породами. Хромистый шлак представлен хромитом, магнетитом, стеклом и минералами группы оливина [1]. Различие в характере пустой породы и в природе самого хромита является причиной различных температур размягчения, наблюдаемых для природной хромовой руды и хромистого шлака. У шлака температура размягчения на 150—200° ниже по сравнению с природной хромовой рудой и поэтому введение хромистого шлака в агломерационную шихту благоприятно оказывается как на процесс спекания, так и на качество агломерата.

Добавка 40% хромистого шлака в шихту при агломерации актюбинской хромовой руды позволило на 25—30% увеличить линейную скорость спекания и почти в два раза улучшить механические свойства агломерата (табл. 1).

Оптимальный состав шихты при агломерации был установлен следующий, %:

Актюбинская хромовая руда (—6 мм) . . . . .	42
Хромистый шлак (—0,16 мм) . . . . .	26
Возврат . . . . .	30
Коксик . . . . .	9
Влажность . . . . .	10

Таблица 1

Выход фракций после испытаний механических свойств агломераторов в барабане, %

Агломерат	Размерность зерна фракции, мм		
	+25	+5	-5
Агломерат из 100% актюбинской хромовой руды . . . . .	20,6	20,1	59,3
Агломерат из смеси 40% хромистого шлака и 60% хромовой руды . . . . .	15,4	54,0	30,6

Агломерат, полученный из концентрата без добавок, по внешнему виду темно-серого, почти черного цвета, сильно пористый, слабо магнитный. Легко колется и крошится. При раскалывании агломерата обнаружены непрореагировавшие кусочки вмещающей породы, снижающие его прочность.

Ниже приводится химический состав агломерата, вес. %.

$\text{SiO}_2$ . . . .	11,54	$\text{MgO}$ . . . .	10,59
$\text{Al}_2\text{O}_3$ . . . .	13,17	$\text{C}$ . . . .	0,19
$\text{Fe}_{\text{общ}}$ . . . .	11,20	$\text{P}$ . . . .	0,036
$\text{Cr}_2\text{O}_3$ . . . .	49,39	$\text{S}$ . . . .	0,021
$\text{CaO}$ . . . .	0,55		

Агломерат состоит из хромшпинелида и связки силикатного типа (рис. 1). Зерна хромшпинелида разнообразны как по величине, так и

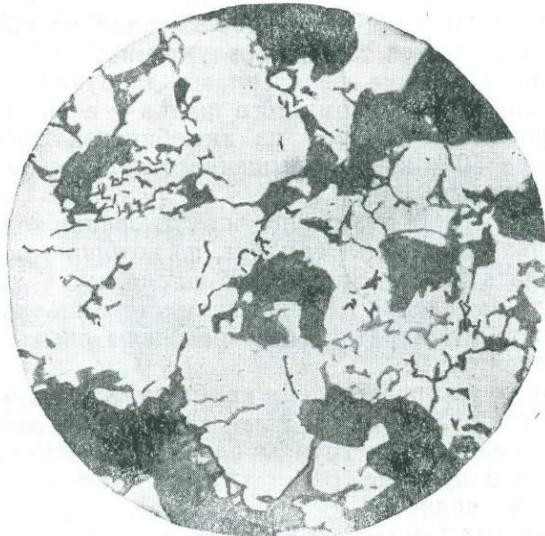


Рис. 1. Агломерат, полученный без добавок  
шлака:  
белое — хромшпинелид; серое — стекло; черное — поры,  
 $\times 300$ .

по форме. Преобладают крупные зерна неправильной формы с оплавленными ограничениями (рис. 2) Мелкие зерна имеют преимущественно округлую форму, а также правильную в виде треугольников, шестиугольников, квадратов в поперечном разрезе. Наблюдается перекристаллизация крупных зерен хромшпинелида в мелкие, окружной формы зерна с показателем преломления  $N = 2,10 \pm 0,03$ .

В отраженном свете хромшпинелид серый, в иммерсии дает ярко выраженные красно-бурые рефлексы. Краевая зона большинства зерен хромшпинелида имеет повышенную отражательную способность по сравнению с центральной частью (см. рис. 2). При рассмотрении таких зерен в проходящем свете обнаружено, что центральная часть имеет красно-бурую окраску и хорошо просвечивает. Краевая область зерен более густой окраски и не прозрачна. Появление повышенной отражательной способности краевых частей зерен объясняется частичным окислением хромшпинелида в процессе агломерации. Краевая часть таких зерен приобретает ситовидную структуру (см. рис. 2). Закись железа хромшпинелида частично окисляется до  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ , что вызывает вышеуказанные явления. Мелкие зерна часто также имеют повышенную отражательную

способность и непрозрачны в проходящем свете. Микротвердость хромшпинелида 1626 км/мм<sup>2</sup> по шкале Мооса 8.

В процессе агломерации в преобладающем количестве зерен хромшпинелида наблюдается появление новой фазы. Эта фаза присутствует

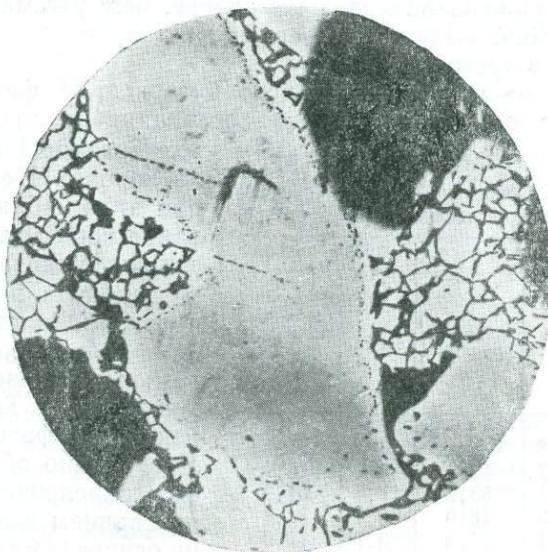


Рис. 2. Крупные зерна хромшпинелида с повышенной отражательной способностью краевой зоны:

серое и светло-серое — хромшпинелид; темно-серое — стекло; черное — поры,  $\times 300$ .

в виде мелких неправильной формы зерен и игольчатых образований, располагающихся в направлениях спайности хромшпинелида (рис. 3). По окраске в отраженном свете фаза похожа на гематит, но имеет слег-

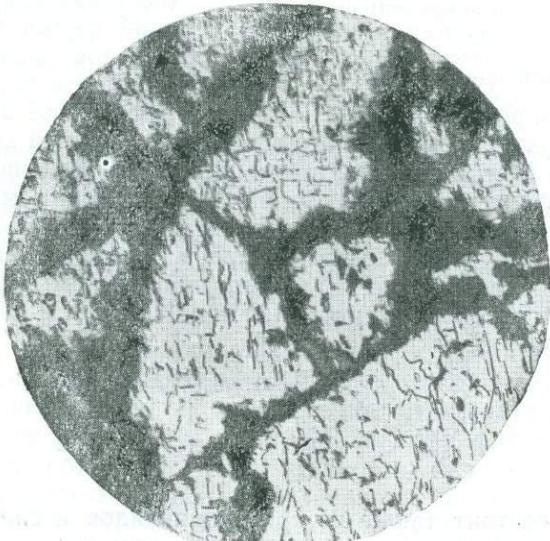


Рис. 3. Хромшпинелид с выделением фазы твердых растворов в виде мелких неправильной формы зерен и игольчатых образований,  $\times 300$ .

ка кремовый оттенок, ясно заметный при большом увеличении. Отражательная способность немного ниже, чем у гематита. Рельеф значительно более высокий относительно хромшпинелида. В масляной иммерсии фаза дает разноцветные внутренние рефлексы с преобладанием красных. Анизотропия ее выражена значительно слабее, чем у гематита. Эта фаза представляет собой выделение твердых растворов состава  $R_2O_3$  [ $Fe_2O_3$ ,  $Cr_2O_3$ ,  $Al_2O_3$ ] [2] в хромшпинелиде.

Для выявления особенностей новообразованной фазы проводились дополнительные опыты. Исходный хромшпинелид прокаливался при

Таблица 2  
Химический состав силикатной связки (стекло)  
и шпинелидной фазы хромистых агломератов\*, %

Компоненты	Проба № 5656		Проба № 5657	
	стекло	шпинелид рудный	стекло	шпинелид валовой новообразованной (рудный + шлаковый)
$SiO_2$	57,8	Следы	25,4	Следы
$Al_2O_3$	13,7	12,3	4,2	6,3
$Cr_2O_3$	7,1	58,9	17,6	51,0
$FeO$	14,3	16,9	49,1	31,8
$MgO$	7,1	11,9	3,7	10,9
$MnO$	—	Следы	—	Следы
$NiO$	—	Следы	—	Следы

\* Проба № 5656 — агломерат из актюбинской руды без добавок, в котором 19,7% стекла и 79,4 шпинелида. Проба № 5657 — агломерат из актюбинской руды с добавкой 40% хромистого шлака, в котором 38,1% стекла и 59,8% шпинелида. Рудный шпинелид — это зерна хромитовой руды, не претерпевшие значительных изменений в процессе агломерации; новообразованный шпинелид — продукт кристаллизации из силикатной связки; шлаковый шпинелид внесен в агломерат добавкой хромистого шлака.

тельно, в нем определено 7,1%  $Cr_2O_3$ , т. е. в высоких температурах хром частично дифундирует в силикатную связку. Химический состав стекла и шпинелидной фазы приводится в табл. 2. Шпинелидная фаза и стекло выделялись химическим методом<sup>1</sup>.

Агломерат, полученный из концентрата с добавкой 50% хромистого шлака по внешнему виду похож на предыдущий. Он сильно магнитен, пористый, но более крепкий. При микроскопическом исследовании в порах наблюдаются корольки металла, попавшие со шлаком. Ниже приводится его химический состав, вес. %

$SiO_2$ . . .	9,76	$MgO$ . . .	7,87
$Al_2O_3$ . . .	7,12	C . . .	0,17
$Cr_2O_3$ . . .	38,39	P . . .	0,07
$Fe_{общ}$ . . .	27,84	S . . .	0,042
$CaO$ . . .	0,62		

Агломерат состоит также из хромшпинелидов и силикатной связки, как и без присадки хромистого шлака. Однако зерна хромшпинелидов различны по составу и имеют разные показатели преломления. Хром-

<sup>1</sup> Химические анализы проведены аналитиком Е. И. Зайцевой.

шпинелиды актюбинской руды (см. табл. 2) и хромшпинелиды, внесенные с хромистым шлаком, различны. Химические составы хромистых шлаков и выделенных из них хромшпинелидов приводятся в табл. 3 и 4.

Таблица 3

Химический состав хромистых шлаков, %

№ пробы	Feобщ	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	MnO	MgO	FeO	P	S
11—4	37,00	32,40	14,40	2,98	1,02	30,75	0,06	—
13—3	40,20	37,50	9,80	—	Следы	—	—	—
20—3	34,15	43,80	6,08	0,20	2,69	—	0,06	—

Шлаковые хромшпинелиды по составу отвечают собственно хромиту с N=2,16+0,03. В проходящем свете имеют красновато-бурую окраску. Микротвердость 1494 кг/мм<sup>2</sup> или 7,7 по шкале Мооса.

Хромшпинелиды руды в агломерате, преимущественно, в виде крупных зерен с оплавленными ограничениями. Микротвердость их 1626 кг/мм<sup>2</sup> или 8 по шкале Мооса. Но присутствуют также и многочисленные мелкие зерна хромшпинелидов правильной формы. Многие зерна хромшпинелида в поверхностной зоне несколько окислены, как и в агломерате, полученном без добавок. Микротвердость краевой окисленной части зерен хромшпинелида значительно ниже, чем центральной (1145 кг/мм<sup>2</sup> или 7,2 по шкале Мооса). В некоторых случаях окисление проходит до гематита (рис. 4). Фаза твердых растворов образуется в хромшпинелиде R<sub>2</sub>O<sub>3</sub>(Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>) не во всех зернах и присутствует в значительно меньшем количестве, чем в агломерате без присадки хромистого шлака.

Для выявления структуры зерен хромшпинелидов проводилось травление по методу С. А. Вахромеева смесью азотной и серной кислот: 5 мл H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> (концентрированная) + 4 мл HNO<sub>3</sub> (концентрированная) + 20 мл воды. Травление производилось сплошное погружением аншлифа в стаканчик с раствором при кипячении в течение часа. При этом в исходной актюбинской руде выявились спайность травления — система параллельных линий в трех направлениях. Помимо спайности выявились мелкие фигурки квадратной формы и вытянутые прямоугольники, более крупные. Расположение фигур травления беспорядочное (рис. 5). При травлении же хромшпинелида агломерата системы параллельных линий не выявляется. Обнаруживаются фигуры травления в форме квадратов, ромбов и вытянутых прямоугольников. Прямоугольники, срастаясь, дают звездчатые образования. Фигуры травления значительно более крупные, чем у исходного хромшпинелида (рис. 6).

Помимо вышеуказанных разновидностей хромшпинелидов присутствуют хромшпинелиды в виде многочисленных дендритов в стекле.

Таблица 4

Химический состав хромшпинелидной фазы, выделенной из хромистых шлаков, %

Компоненты	№ пробы		
	11—4	13—3	20—3
SiO <sub>2</sub>	0,5	0,1	0,1
FeO	32,2	35,9	34,3
MgO	2,0	0,5	0,5
MnO	2,5	2,5	3,1
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	4,3	1,4	0,7
Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	57,6	59,2	61,8
Сумма	99,1	99,6	100,5

Таким образом, хромшпинелиды агломератов представлены следующими разновидностями: первичным рудным хромшпинелидом, слегка окисленным и частично перекристаллизованным хромшпинелидом, шла-

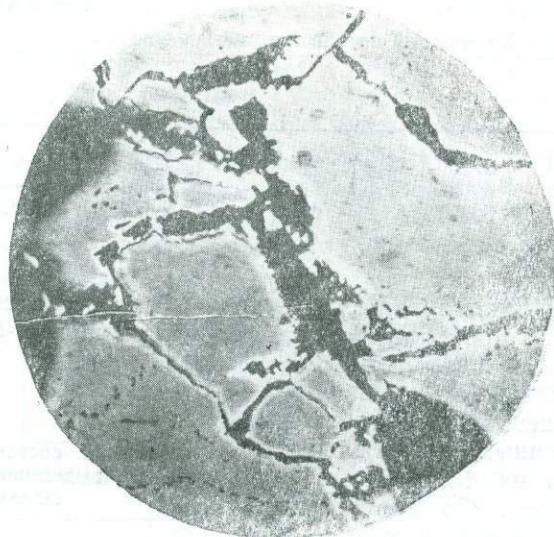


Рис. 4. Зерна хромшпинелида, окисленные в краевой части до гематита:  
светло-серое — хромшпинелид; белое — гематит; темно-серое — силикатная связка; черное — поры,  $\times 300$ .

ковым хромшпинелидом и вторичным хромшпинелидом в виде дендритов в силикатной связке.

Связка агломерата силикатного типа, но наряду с ней наблюдается рудная связка — шпинелидная. Она образуется за счет большого коли-



Рис. 5. Спайность в трех направлениях и фигуры травления исходного хромшпинелида,  $\times 300$ .

чества мелких зерен хромшпинелидов, которые сливаясь, образуют связку между крупными зернами (см. рис. 7). Силикатная связка представ-

лена стеклом коричневато-бурого цвета в проходящем свете. Количество содержание силикатной связки в два раза больше, чем в предыдущем агломерате без присадки шлака — 38 вес. %. Она имеет сложный

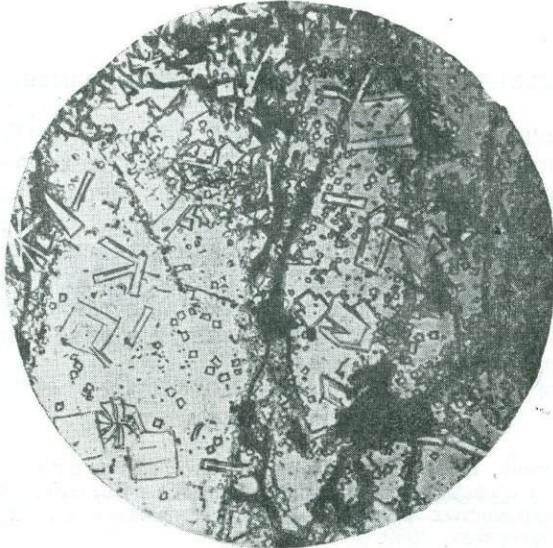


Рис. 6. Фигуры травления хромшпинелида агломерата,  $\times 300$ .

химический состав (см. табл. 2), содержит следующие окислы:  $MgO$ ,  $Al_2O_3$ ,  $FeO$  до 49,1 % и, что особенно примечательно,— высокое содержание  $Cr_2O_3$ —17 %. При охлаждении агломерата в силикатной связке

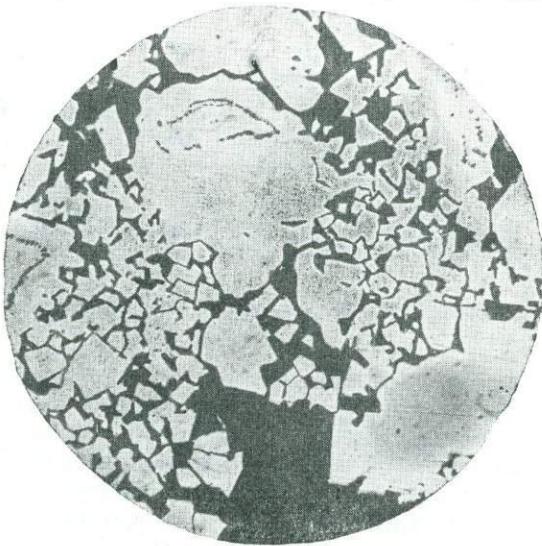


Рис. 7. Агломерат, полученный с добавкой хромистого шлака:  
серое и светло-серое— хромшпинелид;  
темно-серое — стекло,  $\times 300$ .

наблюдается образование многочисленных дендритов хромшпинелида. Показатель преломления стекла более 1,78, но менее 2,10. В стекле

наблюдаются одиночные мелкие белые прозрачные кристаллики, определение которых не представляется возможным ввиду небольших размеров и единичного содержания.

### Выводы

1. Для окускования хромистого шлака можно применить метод агломерации.

2. При соотношении 50% хромистого шлака и 50% актюбинской хромовой руды получается агломерат с высокой механической прочностью, в два раза превышающей прочность агломерата из одной актюбинской хромовой руды.

3. В процессе агломерации хромшпинелиды частично окисляются и образуют фазу твердых растворов на основе гематита ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ,  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ), взаимодействуют с силикатной связкой, а также обогащают последнюю хромом, избыток которого выделяется в виде вторичного хромшпинелида дендритной формы,

### ЛИТЕРАТУРА

1. Б. А. Абрамов, В. П. Ревебцов, Т. В. Сапожникова. Исследование структуры и свойств высокохромистых шлаков. Сб. «Комплексное использование бурохромистых руд Серовского месторождения». Изд. ЦБТИ Свердловского совнархоза, 1959.
2. В. В. Гончаров, Е. А. Прохофьев. О фазовых изменениях хромшпинелидов при нагревании. ДАН СССР, т. 124, № 5, 1959.
3. Хромиты СССР, т. 1—2. М.—Л., Изд-во АН СССР, 1937—1940.

И. Л. КОРКИЯ, Б. А. АБРАМОВ, В. П. ВОРОБЬЕВ, В. П. РЕВЕБЦОВ  
Институт metallurgии УФАН СССР

## ПЕРСПЕКТИВЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ХРОМИСТЫХ ШЛАКОВ В СУЩЕСТВУЮЩЕЙ СХЕМЕ ПРОИЗВОДСТВА БЕЗУГЛЕРОДИСТОГО И МАЛОУГЛЕРОДИСТОГО ФЕРРОХРОМА

Согласно ГОСТ 4757—49 предусматриваются следующие марки феррохрома (табл. 1).

Таблица 1  
Химический состав феррохрома различных марок\*, %

Группа и марка феррохрома	Cr <sub>MINN</sub>	C	Si			P
			низко- кремн.	средне- кремн.	крем- нистые	
Углеродистый						
Cr 4 . . . . .	65	4,1—6,5				
Cr 6 . . . . .	65	6,6—8	2,0	3,0	5,0	0,07
Среднеуглероди- стый						
Cr 1 . . . . .	60	0,51—1,0				
Cr 2 . . . . .		1,1—2,0	—	2,5	3,0	0,06
Cr 3 . . . . .		2,1—4,0				
Малоуглеродистый						
Cr 0 . . . . .	60	0,16—0,25				
Cr 01 . . . . .		0,26—0,50	1,5	2,0	3,0	0,1
Безуглеродистый						
Cr 0000 . . . . .	65	0,06				
Cr 000 . . . . .	65	0,07—0,1	1,0	1,5	—	0,06
Cr 00 . . . . .	60	0,11—0,15				

\* Содержание серы во всех случаях не более 0,04%.

Принятая в настоящее время схема производства безуглеродистого и малоуглеродистого феррохрома довольно сложна. Суть ее заключается в том, что вначале выплавляется углеродистый феррохром, который затем используется как сырье при выплавке силикохрома-восстановителя в силикотермическом процессе получения малоуглеродистого и безуглеродистого феррохрома. Основные шихтовые материалы — хромовая руда, коксик, кварцит и известняк.

Поскольку в настоящей работе обсуждается возможность замены части руды передельным хромистым шлаком, — рассмотрим требования, предъявляемые к рудной части шихты, и характеристики хромистой руды и передельного хромистого шлака. Общие требования к рудной части шихты сводятся к следующему: отношение  $\text{Cr}_2\text{O}_3 : \text{FeO} \geq 2,5$ , минимальное содержание пустой породы, окусковатость, хорошая восстано-

вимость; для руды используемой непосредственно при выплавке малоуглеродистого и безуглеродистого феррохрома необходимо минимальное содержание кремнезема.

Нашей ферросплавной промышленностью используются хромовые руды, химический состав которых приведен в табл. 2.

Таблица 2

Химический состав хромовых руд типичный, %

$\text{Cr}_2\text{O}_3$	$\text{SiO}_2$	FeO	$\text{Al}_2\text{O}_3$	MgO
42,08	10,82	10,15	6,75	10,27
48,0	6,0	17,3	12,8	15,9
50,0	3,9	17,7	13,1	15,3
58,8	4,52	12,37	12,4	16,3
54,2	2,3	12,27	9,27	16,1

Таблица 3

Химический состав хромистых шлаков, полученных при продувке хромистых чугунов, %

Плавки и пробы	$\text{Cr}_2\text{O}_3$	Feобщ	FeO	$\text{SiO}_2$	MgO
311—3	30,4	40	50,4	13,7	0,2
411—4	32,4	37	46,5	14,4	1,02
413—2	36,2	40,4	51,0	10,4	Следы
213—3	37,5	40,2	50,6	9,8	Следы
814—2	35,0	39,4	49,6	14,4	0,25
214—3	31,2	43,4	54,6	12,8	0,14
320—3	43,8	34,15	—	6,08	2,69
17—3	38,20	35,20	—	9,40	2,66

Содержание фосфора в рудах обычно 0,005—0,015 %. По физическому состоянию руды в основном порошковые следующего минералогического состава, % [1]:

Магнохромит $(\text{MgFe})\text{O} \cdot \text{Cr}_2\text{O}_3$	80—93
Серпентин $3(\text{MgFe})\text{O} \cdot 2\text{SiO}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$	5—8
Магнезит $\text{MgCO}_3$	1—2
Железные охры . . . . .	1—3

Основной рудообразующий минерал магнохромит имеет состав, %:

$\text{Cr}_2\text{O}_3$	FeO	$\text{Al}_2\text{O}_3$	MgO
63,8	13,5	8,9	14,4

Следует отметить очень большую связь между восстановимостью руд и их минералогическим составом, чем больше в руде хромшипелидов, тем хуже восстановимость руды [2].

Передельные хромистые шлаки по своему химическому составу [3], [4] (табл. 3) можно отнести к низкохромистым хромитам. Основные составляющие шлаков — окислы железа, хрома и кремния. При проведении опытных продувок хромсодержащих чугунов содержание фосфора в хромистых шлаках колебалось от 0,04 до 0,08 %; по данным целого ряда опытов оптимальным следует считать содержание фосфора в шлаке равным 0,06 %.

Петрографические исследования шлаков [4] показали, что главными минеральными фазами являются хромшипелид, магнетит, минерал группы оливина (преимущественно фаялит), стекло, гематит.

Так как шлаки содержат 0—2 % MgO и не содержат  $\text{SiO}_2$ , то хромшипелид близок по составу к  $\text{FeO} \cdot \text{Cr}_2\text{O}_3$ , что должно обеспечить лучшую, чем у руды, восстановимость. Ввиду того, что в передельных хромистых шлаках после их сканирования находятся запутавшиеся корольки металла, понижающие содержание хрома и повышающие содержание фосфора, эти шлаки размалываются и отсеиваются от металла. Таким образом, передельный хромистый шлак, поступающий для нужд ферросплавной промышленности, по физическому состоянию представляет порошок с размером зерен около 0,15 мм.

Как видно из сопоставления анализов руды и шлака, шлак можно использовать только при выплавке передельного феррохрома, так как руды с повышенным содержанием кремнезема использовать в силикотермическом процессе выплавки безуглеродистого и малоуглеродистого феррохрома крайне не рационально. Проведенные опыты по агломерации передельного шлака, хромовой руды и смеси шлака и руды показали, что серьезные трудности, связанные с агломерацией чистой руды, отпадают при ее совместном спекании со шлаком. В этом случае удалось получить агломерат высокого качества [5].

Количественные соотношения между рудой и хромистым передельным шлаком, идущим в шихту при выплавке передельного феррохрома, выбираются исходя из необходимости получения стандартных по хрому и фосфору марок безуглеродистого и малоуглеродистого феррохрома марки 00; 0; 01. Данные анализа шихтовых материалов, принятых для расчетов, приведены в табл. 4.

Таблица 4

Химический состав шихтовых материалов феррохромного производства, %

Материал	$\text{Cr}_2\text{O}_3$	FeO	$\text{SiO}_2$	MgO	$\text{Al}_2\text{O}_3$	CaO	P	S	C
Хромовая руда . . . . .	53,0	12	3	17	14	1	0,01		
Шлак . . . . .	34	50	13	1	—	—	005—01		
Коксик . . . . .	Зола	—	—	—	—	—	—	0,5	78
	16								
Зола коксика . . . . .	—	—	45	5	30,0	4,3	0,035	—	—
Кварцит . . . . .	—	1,0	97	0,1	15	0,27	0,0005		
Известь (челябинская)	—	0,15	0,96	10,4	0,4	90,77	0,032		
Известь . . . . .	—	—	—	—	—	—	0,02		

При выплавке углеродистого и передельного феррохрома для обеспечения на выпуске температуры 1650—1700° необходимо иметь шлак приблизительно следующего состава, %:

	$\text{SiO}_2$	$\text{Al}_2\text{O}_3$	MgO
Углеродистый феррохром . . . . .	29,5—30,8	28,9—25,5	29,5—30,8
Передельный феррохром . . . . .	33—35	30—35	24—30

Если плавка ведется на одной руде, то для получения шлака указанного состава в шихту вводится в качестве флюса кварцит, обычно в пределах 12—14% от веса руды. Следует отметить, что при работе на смеси руды и передельного хромистого шлака, не вносящего практически шлакообразующих, заметно сокращается количество шлака и почти отпадает необходимость в добавках кварцита.

На рис. 1 показано изменение содержания фосфора и хрома в передельном феррохроме в зависимости от соотношения между шлаком и рудой в шихте. Как видно из кривых рис. 1, при даче в шихту от 40 до 50% передельного шлака (с любым содержанием фосфора в пределах 0,04—0,08%) получается стандартный по фосфору металл; что касается хрома, то его содержание колеблется соответственно от 50 до 54%.

Этот состав металла соответствует по хрому и фосфору ГОСТ 1933 г. на углеродистый феррохром, выплавляемый в то время из руд Уральских месторождений. Так как после ввода в эксплуатацию Актюбинского месторождения, на руды которого с 1939 г. перешли все наши заводы, содержание хрома в феррохроме поднялось до 65—70%, то ГОСТ 4757—49 только узаконил фактическое содержание хрома. Однако длительная работа наших заводов и заграничная практика говорят о полной возможности использования 50—55% углеродистого феррохрома. Следо-

вательно, вопрос о целесообразности использования смеси передельных шлаков и руды для производства углеродистого феррохрома в условиях Серовского завода ферросплавов заслуживает внимания и всесторонней проработки.

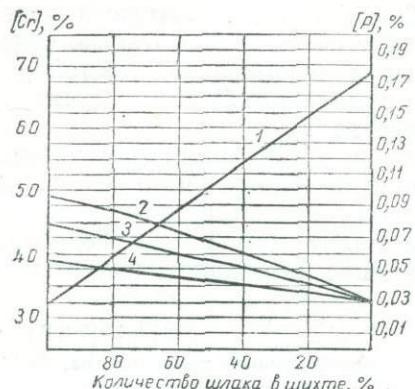


Рис. 1. Содержание фосфора и хрома в передельном феррохроме в зависимости от содержания актибинской руды и шлака в шихте.

1 — содержание Cr в металле; 2—4 — содержание P в металле при содержании его в передельном шлаке: 2 — 0,08; 3 — 0,06; 4 — 0,04%.

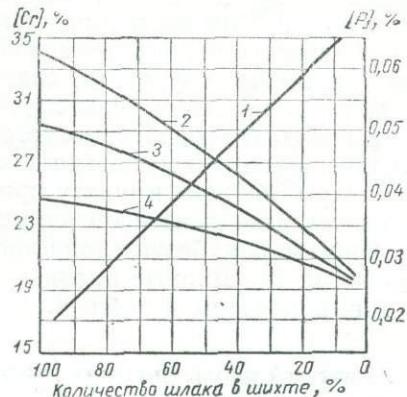


Рис. 2. Содержание фосфора и хрома в силикохроме в зависимости от содержания актибинской руды и шлака в шихте при выплавке передельного феррохрома.

1, 2, 3, 4 — то же, что и на рис. 1.

На рис. 2 показана зависимость содержания хрома и фосфора в силикохроме от содержания фосфора в передельном шлаке и соотношения между шлаком и рудой в шихте, идущей на выплавку передельного феррохрома.

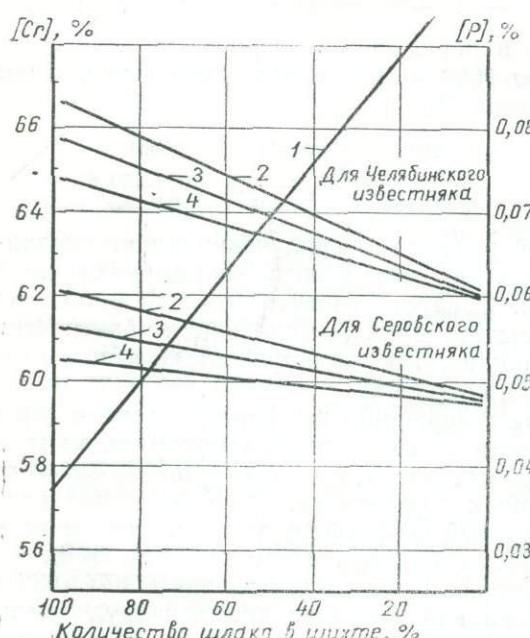


Рис. 3. Содержание фосфора и хрома в рафинированном феррохроме в зависимости от содержания актибинской руды и шлака в шихте при выплавке передельного феррохрома при основности шлака равной 2.

1, 2, 3, 4 — то же, что на рис. 1 и 2.

Как видно из рисунка, при введении в шихту 40—50% шлака получается силикохром, содержащий 26—28% Cr и максимально 0,05% фосфора (при самом высоком содержании фосфора в передельном шлаке 0,08%). Согласно практическим данным [1] такой силикохром должен вполне обеспечить получение стандартных марок Cr00, Cr0, Cr01.

На рис. 3 и 4 приводятся результаты расчетов, показывающие зависимость содержания хрома и фосфора в рафинированном феррохроме от выбранного при производстве передельного FeCr соотношения между рудой и передельным хромистым шлаком.

Содержание фосфора в феррохроме марок 00; 0; 01 в сильной степени зависит от качества извести (содержание

фосфора в ней). Это хорошо видно из рис. 3, где приведены результаты расчетов для основности равной 2 при двух различных сортах извести: с содержанием фосфора 0,032% (челябинская известь) и 0,02% (серовская известь).

Если ориентироваться на серовскую известь, то даже при основности 2,5, которая считается оптимальной, можно получить стандартный феррохром марок 00; 0; 01, используя в шихте для выплавки передельного

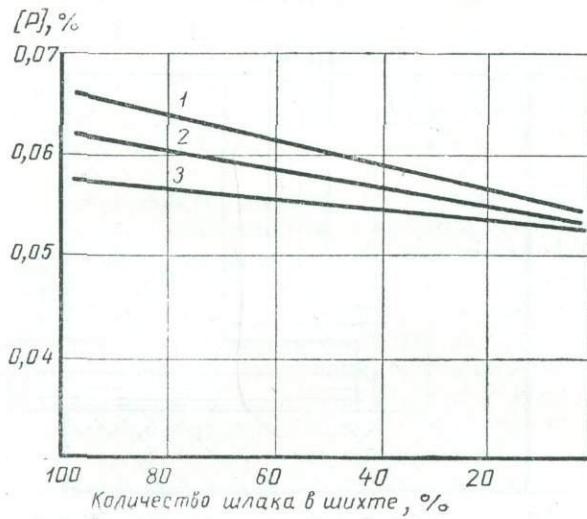


Рис. 4. Содержание фосфора в рафинированном феррохроме при основности шлака 2,5 для плавок с серовским известняком.

1 — фосфор в металле при содержании его в передельном шлаке 0,08%; 2 — то же при 0,06%; 3 — то же при 0,04%.

феррохрома от 60 до 40% шлака. Содержание хрома в сплаве в этом случае будет колебаться соответственно от 62,5 до 65% при минимальном содержании по ГОСТ 4757—49, равном 60%. Сказанное хорошо видно из рис. 4.

При выполнении расчетов использованы данные о распределении элементов между металлом, шлаком и газовой средой, взятые на основании опыта [1], накопившегося в результате длительной выплавки углеродистого феррохрома, силикохрома, мало- и безуглеродистого феррохрома.

Данные, относящиеся к силикохрому и силикотермическому методу выплавки феррохрома, безусловно применимы к нашим расчетам, так как в эти технологические процессы совершенно не вносится никаких изменений. Что касается выплавки передельного феррохрома, то могут возникнуть некоторые сомнения, связанные с тем, что, во-первых, в зависимости от соотношения между рудой и хромистым передельным шлаком, количество шлака, образующегося в печи, будет меняться и, во-вторых, в шихте будет несколько большее количество фосфора, чем при плавке на обычной хромистой руде.

Для того чтобы проверить правильность принятого коэффициента перехода фосфора в металл [0,6] для процесса выплавки передельного феррохрома на смеси хромистого шлака и руды, были проведены опытные плавки в однофазной руднотермической печи мощностью 60 квт с токоподводящей угольной подиной (рис. 5).

Наличие хорошей теплоизоляции в печи позволило осуществить непрерывный процесс, полностью соответствующий принятому на наших заводах в настоящее время. Опытные плавки велись на напряжении с низкой стороны трансформатора 25 в и при токе 1900 а.

Для опытных плавок были использованы: агломерат из актюбинской руды и агломерат из смеси передельного хромистого шлака и руды в

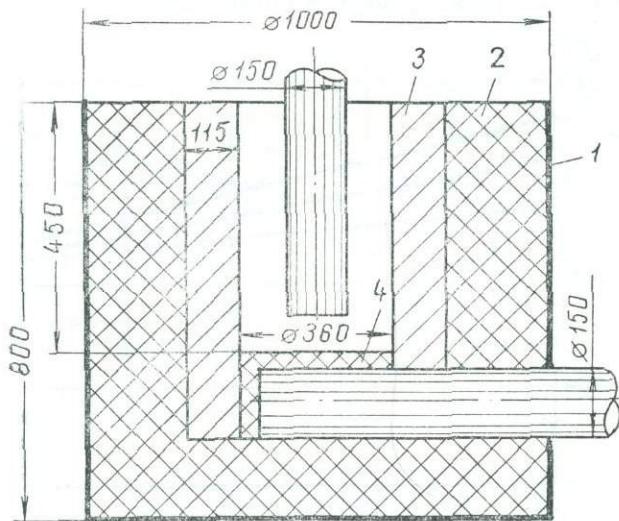


Рис. 5. Лабораторная печь мощностью 50 квт.  
1 — асбест; 2 — шамот; 3 — магнезит; 4 — набивная угольная по-  
дина.

соотношении 1 : 1. Так как чистая руда почти не спекается, то для получения удовлетворительного по прочности агломерата в нее было при агломерации добавлено 10% песка, заменившего часть кварцита, необходимого в качестве флюса. Химический анализ шихтовых материалов, использованных при проведении плавок, приводится в табл. 5.

Таблица 5

Химический состав шихтовых материалов опытных плавок, %

Материал	$\text{Cr}_2\text{O}_3$	FeO	$\text{SiO}_2$	MgO	$\text{Al}_2\text{O}_3$	P	C
Агломерат из смеси руды и шлака . . . . .	38,39	35,8	9,76	7,87	7,12	0,036	—
Агломерат из руды с добавкой песка . . . . .	49,39	14,4	11,54	10,59	12,17	0,016	—
Кварцит . . . . .	—	1,0	97	0,19	1,2	0,005	—
Коксик (зольность 16%) . . . . .	—	—	—	—	—	0,05	75
Передельный шлак . . . . .	32,6 22,8	54,6 61,2	8,1 13,1	—	—	—	—
Среднее . . . . .	26,4	57,9	10,6	—	—	0,053	—
Руда хромовая . . . . .	54,29	17,3	3,37	11,9	—	0,01	—

Необходимо отметить, что для проведения опытных плавок наряду со шлаком, имеющим высокое содержание  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ , был использован передельный шлак с гораздо более низким содержанием  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ , полученный при опытных продувках чугуна, содержащего наряду с хромом

1,5—2% кремния. Использование некондиционного по хрому шлака в смеси с богатым объясняется трудностями приготовления в лабораторных условиях большой партии шлака. Шихта составлялась из рудного и рудно-шлакового агломерата с таким расчетом, чтобы в шихте было 60% руды и 40% шлака. Навеска шихты составлялась в следующей дозировке: рудно-шлаковый агломерат 25 кг, рудный агломерат 7,5 кг, коксик 9,9 кг, кварцит 1,4 кг.

Как на рудном, так и на рудно-шлаковом агломерате наблюдался всегда ровный ход печи с нормальным газовыделением по всему сечению колошника, сход шихты хороший — без зависаний, металл и шлак на выпуске горячие — в среднем 1650° по оптическому пиromетру. Расход электроэнергии на получение сплава при работе на рудном агломерате составил 7800 квт·ч/т и при работе на рудно-шлаковом 5800 квт·ч/т, а в переводе на чистый хром, соответственно, 12 600 квт·ч/т и 11 700 квт·ч/т.

Понижение расхода электроэнергии при переходе от рудного агломерата на рудно-шлаковый объясняется, во-первых, сокращением количества шлака и, во-вторых, заметным улучшением восстановимости рудно-шлакового агломерата по сравнению с рудным. По-видимому, наличие большого количества железа и кремнезема в этой агломерационной шихте обеспечивает улучшение восстановимости за счет проходящих во время агломерации процессов окисления хромшипинелидов, с образованием фазы твердых растворов на основе гематита ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ,  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ), взаимодействия хромшипинелидов с силикатной связкой и обогащением последней хромом, избыток которого выделяется в виде вторичного хромшипинелида дендритной формы.

Печь вначале работала на рудном агломерате, а затем была переведена на рудно-шлаковый с указанной выше шихтовкой. Так как при переходе с одной шихты на другую всегда существует опасность, что за счет имеющегося в печи «мертвого» слоя металла некоторое время анализы не будут полностью соответствовать новой шихте, то для подсчета коэффициента распределения фосфора приняты результаты последних 10 ч работы печи. За это время сделано шесть выпусков. Данные по этим выпускам приведены в табл. 6.

Таблица 6  
Состав продуктов плавки по выпускам металла  
из электропечи, %

№ выпуска	В металле				В шлаке		
	Cr	Fe	P	Si	$\text{Cr}_2\text{O}_3$	FeO	$\text{SiO}_2$
29	46,18	40,64	0,058	7,3	—	—	—
30	44,12	36,80	0,06	9,19	8,94	3,29	26,78
31	47,82	36,16	0,056	8,10	11,02	4,4	30,64
32	47,22	36,16	0,052	0,08	10,32	4,11	29,52
33	47,52	36,04	0,056	6,34	6,6	3,78	28,84
34	49,30	38,72	0,058	8,03	3,3	3,62	29,22

Исходя из принятой шихтовки, в табл. 7 приводятся расчетные данные по составу сплава.

Как видно из табл. 6 и 7, расчетный состав сплава близок к фактическому. Следовательно, коэффициент распределения фосфора при выплавке передельного феррохрома из смеси хромовой руды и хромистого шлака остается примерно таким же, как при плавке на чистой руде.

Таблица 7

## Расчетный состав сплава

Элемент	Вносится шихтовыми материалами	Кг	Содержание, %
Cr	(25·0,384·0,94+7,5·0,494·0,94)· <sup>104</sup> <sub>152</sub>	8,6	48,5
Fe	(25·0,358·0,98+7,5·0,144·0,98)· <sup>152</sup> <sub>72</sub>	6,8	38,4
Si	.....	1,1	6,22
P	(25·0,00036+7,5·0,00016+9,9·0,005)·0,6	0,01	0,055
C	.....	1,2	6,8
Итого		17,71	99,97

## Выводы

1. Показана возможность использования передельного хромистого шлака, полученного при продувке хромистых чугунов для производства углеродистого феррохрома.

2. При даче в шихту 60—40% шлака в смеси с актибинской хромовой рудой получается углеродистый феррохром, который содержит 0,055—0,04% фосфора и 45—55% хрома и вполне может быть использован как передельный при производстве силикохрома, который в производстве мало- и безуглеродистого феррохрома обеспечивает получение стандартных марок.

3. Целесообразно проведение подробного изучения вопроса об использовании углеродистого феррохрома с содержанием 50—55% Cr, полученного на базе передельных шлаков, в качестве товарного.

## ЛИТЕРАТУРА

1. В. П. Елютин, Ю. А. Павлов, Б. Е. Левин. Производство ферросплавов. М., Металлургиздат, 1951.
2. Р. Дурер, Г. Фолькерт. Металлургия ферросплавов. М., Металлургиздат, 1956.
3. В. П. Ревебцов, А. И. Измоденов, Б. А. Абрамов. Комплексное использование бурохромистых руд Серовского месторождения. Промышленно-экономический бюллетень Свердловского совнархоза, № 1, 1958.
4. Б. А. Абрамов, В. П. Ревебцов, Т. В. Сапожникова. Сб. «Комплексное использование бурохромистых руд Серовского месторождения». Изд. ЦБТИ Свердловского совнархоза, 1960.
5. С. В. Шаврин, Т. В. Сапожникова, И. Л. Коркия, А. В. Ченцов. К вопросу о кускования передельных хромистых шлаков. Статья в настоящем сборнике.

И. Н. ЗАХАРОВ, О. А. ЕСИН  
Институт металлургии УФАН СССР

## ПРИМЕНЕНИЕ ЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКИХ МЕТОДОВ К ИЗУЧЕНИЮ РАСТВОРИМОСТИ ОКИСЛОВ ХРОМА И ЕГО ВАЛЕНТНОСТИ В РАСПЛАВЛЕННЫХ ШЛАКАХ

Извлечение хрома из расплавленных шлаков обычно осложняется большой вязкостью последних. Причины загустевания хромистых шлаков изучались рядом исследователей.

Б. П. Селивановым [1] была отмечена ограниченная растворимость окислов хрома в шлаке. Изучая температуры плавления и вязкость, он обнаружил, что при сравнительно небольших концентрациях  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  (5—10%) в расплаве образуются нерастворимые сгустки. Так как визуальное наблюдение за сгустками возможно только тогда, когда они достигали достаточно больших размеров, то этим путем вряд ли можно количественно определить растворимость  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ .

Грант, Робертс, и Чипман [2] пытались оценить растворимость окислов хрома, исследуя до какой концентрации  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  имеется закономерная связь ее с содержанием  $\text{FeO}$  в шлаке. На основании большого числа химических анализов они нашли, что при основностях 1,5—2 и температурах 1550—1650° растворимость  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  составляет 2—5,5%. К недостаткам этого метода следует отнести его громоздкость и невысокую точность.

Кербер и Ользен [3] показали, что большое влияние на растворимость окислов хрома оказывает состав металла, контактирующий со шлаком. Ими обнаружено, что смесь  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  и  $\text{SiO}_2$  в кварцевом тигле не плавится при нагревании до 1700°. Напротив, в контакте с богатым феррохромом она становится жидкоподвижной при 1400°. Для объяснения этого авторы предполагают образование в расплаве двухвалентного хрома по реакции



Последнее подтверждается ими и на ряде других свойств шлака. Концентрация  $\text{CrO}$  определялась Кербером и Ользеном [3] химическим анализом, основанным на восстановлении водного раствора  $\text{FeCl}_3$  в кислотах до  $\text{FeCl}_2$  низшими окислами хрома. Однако плохая растворимость шлаков в кислотах, присутствие других восстановителей, в частности корольков металла, реагирующих с выделением водорода, заметно снижают точность анализа.

В последующих работах валентность оценивалась, в основном, по данным равновесного распределения в предположении о применимости идеального закона действующих масс. Б. В. Старк, Е. Г. Переверзева [5] и другие исследователи [6, 7], так же как и авторы работы [3], указывают на преимущественное образование  $\text{CrO}$  в кислых шлаках. Напротив, в основных шлаках оценка валентности хрома с помощью идеального закона действующих масс приводит к противоречивым результатам.

Так, Плокингер [8] и другие [2, 4, 5, 9] нашли, что опытные данные удовлетворяют выражению константы равновесия, если принять, что в шлаке имеется только трехвалентный хром (хромит или окись). С другой стороны, Бремер [10] показал, что результаты его наблюдений, а также данные В. И. Лапицкого [9] хорошо описываются константой равновесия в предположении образования лишь двухвалентного хрома.

Я. И. Ольшанский [11], определяя вес и состав фаз, установил, что даже в системе  $\text{Cr}_2\text{O}_3 - \text{CaO} - \text{Cr}$  возникают расплавы, богатые низшими окислами хрома. По-видимому, при оценке соотношения двух- и трехвалентного хрома недостаточно учитывать только основность шлака. В значительной мере оно определяется степенью окисленности шлака и составом контактирующего с ним металла. Последнее подтверждается рядом работ по изучению продуктов окисления сплавов  $\text{FeCr}$  [12—14].

К сожалению, все перечисленные выводы сделаны на основании химического анализа застывших шлаков, состав которых может изменяться в процессе затвердевания.

Для оценки растворимости окислов хрома и его валентности применялись электрохимические методы, позволяющие изучать непосредственно расплавленный шлак. Все нижеприведенные опыты проводились в магнезитовых тиглях с использованием печи угольного сопротивления преимущественно при температуре  $1450^\circ$ .

## I. Валентность

### 1. Электролиз хромистых шлаков

Поскольку имеющиеся в литературе данные [15—16] по катодному выделению хрома из расплавленных шлаков скучны и имеют ориентировочный характер, были поставлены опыты по электролизу шлака, содержащего 37,5%  $\text{CaO}$ , 46,5%  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , 10%  $\text{B}_2\text{O}_3$ , 6%  $\text{MgO}$  и добавку  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ , равную 5% от веса шлака. Катодом и свидетелем (регистрирующим изменения металла в отсутствии тока) служила чистая расплавленная медь, а анодом — металлический хром. Анодное пространство отделялось от всей

массы шлака магнезитовой диафрагмой. Количество осевшего хрома определялось по привесу катода и его химическому составу. Выходы по току рассчитывались на трехвалентный хром. Некоторые из полученных результатов приведены в табл. 1. Высокий выход по току (до 80—90%) указывает на выполнимость закона Фарадея и на то обстоя-

Таблица 1  
Выходы по току при различных условиях электролиза

Темпера- тура, $^\circ\text{C}$	$i$ , $\text{a}/\text{cm}^2$	Время, час	Выход по току	
			по при- весу	по хи- миче- скому анали- зу
1450	0,10	1,0	88	71
1450	0,40	1,0	74	78
1450	0,60	0,5	64	72
1450	0,80	0,5	87	73
1450	1,50	0,5	58	—
1450	2,00	2,0	31	37
1320	0,40	1,0	57	60
1400	0,40	1,0	62	66
1480	0,40	1,0	74	78
1520	0,40	1,0	74	88

Таблица 2  
Состав шлаков, %

$\text{CaO}$	$\text{MgO}$	$\text{SiO}_2$	$\text{Al}_2\text{O}_3$
55	7	30	8
50	7	35	8
45	7	40	8

тельство, что хром в этих условиях находится преимущественно в трехвалентной форме. Эти данные подтверждают полученные в работах [12, 13, 14]

результаты, показавшие, что при низких концентрациях хрома в металле в равновесном с ним шлаке существует только трехвалентный хром.

## 2. Катодная поляризация

Катодная поляризация измерялась коммутаторным методом в ячейках из плавленной магнезии. В качестве электролита использовались шлаки, состав которых приведен в табл. 2. К ним добавлялось по 1%  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ . Электродами являлись жидкие сплавы меди с 2% Cr. Конструкция электролизера и порядок проведения опыта были аналогичны применявшимся ранее [17]. Как видно из рис. 1, на катодных кривых имеется отчетливо

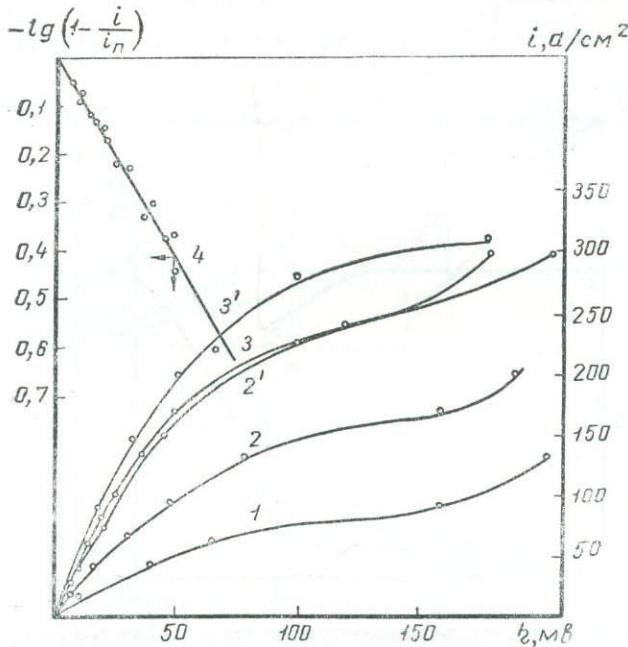


Рис. 1. Катодная поляризация на жидкому катоде:  
1, 2, 3 — для сплава меди с 2% Cr; 2', 3' — с 10% Cr.

выраженный предельный ток. Точки до предельного тока хорошо укладываются на прямую (4) в координатах  $\eta - \lg(1 - \frac{i}{i_n})$ . Это указывает, что наблюдаемая поляризация подчиняется уравнению

$$\eta = \frac{RT}{nF} \ln \left( 1 - \frac{i}{i_n} \right) \quad (2)$$

и обусловлена замедленной диффузией ионов хрома в шлаке. Коэффициент  $n$ , вычисленный по углу наклона прямой, близок к 3. Таким образом, основным катодным процессом здесь является разряд трехвалентного хрома. По-видимому, деполяризация, обусловленная растворением хрома в меди, не позволяет выявить процесс перезарядки



При понижении основности шлака (кривые 1, 2, 3 отвечают 55, 50 и 45%  $\text{CaO}$ ) предельный ток возрастает от 80 до 160 и  $250 \text{ mA/cm}^2$ , вероятно, вследствие уменьшения вязкости электролита. При увеличении концентрации хрома в электродах с 2 до 10% предельный ток повышается с 160

до 250 ма/см<sup>2</sup> при содержании 50% CaO в шлаке (кривые 2 при 2% Cr и 2' при 10% Cr) и с 250 до 300 ма/см<sup>2</sup> при 45% CaO (кривые 3—2% Cr и 3'—10% Cr). Такое влияние состава металла на подвижность хрома в шлаке объясняется образованием в последнем двухвалентного хрома по реакции (1).

Для разделения процессов перезарядки и осаждения хрома применялся твердый вольфрамовый катод. Анодом и электродом сравнения были жидкие сплавы меди с 2% Cr. Результаты, полученные с расплавом, содержащим 49% CaO, 35% SiO<sub>2</sub>, 8% Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, 7% MgO и 1% Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, представлены кривыми I и 2 на рис. 2. Точки участка до первого предельного тока укладываются на прямую 3 в координатах  $\lg \left(1 - \frac{i}{i_n}\right)$  угол наклона ее соответствует  $n=1$ . По-видимому, эта ветвь кривой соответ-

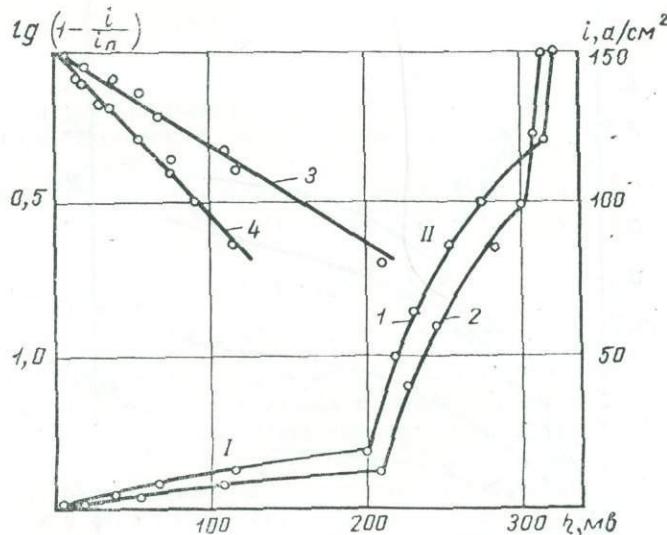


Рис. 2. Катодная поляризация на твердом вольфрамовом катоде при 1450°C.

ствует процессу образования в расплаве двухвалентного хрома по реакции (3). Напротив, для вторых участков (прямая 4)  $n \approx 2$  и им соответствует катодное осаждение последнего



Вследствие низкого содержания хрома в электродах (2%) концентрация CrO в исходном расплаве, определяемая константой равновесия реакции (1), не очень велика и ей в первом приближении можно пренебречь. Тогда, сравнивая предельные токи процессов I и II (кривая 1), равные 20 и 150 ма/см<sup>2</sup>, видим, что коэффициент диффузии Cr<sup>III</sup> значительно меньше, чем у Cr<sup>II</sup>. Аналогичные результаты были получены при изучении поляризации ионов Fe<sup>3+</sup> и Fe<sup>2+</sup> [18]. Таким образом, применение метода катодной поляризации позволяет подтвердить существование в расплаве как двух-, так и трехвалентного хрома.

### 3. Электропроводность хромистых шлаков

Различная подвижность ионов двух- и трехвалентного хрома должна сказаться и на электропроводности шлаков. Так, Ю. П. Кирюшкин [19]

пришел к выводу, что  $\text{Cr}^{III}$  понижает электропроводность  $\times$  расплава  $\text{CaO}-\text{SiO}_2$ , а  $\text{Cr}^{II}$  ее несколько повышает. При этом автор [19] предполагает, что трехвалентный хром находится в виде недиссоциированных молекул  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ . Кроме необоснованного предположения о присутствии в шлаке молекул, работа имеет ряд методических недостатков. В частности, использование графитовых тиглей приводило к частичному восстановлению окислов хрома. По данным автора, содержание хрома за время опыта изменялось иногда на 3%. Это могло сильно сказаться на результатах, так как общая концентрация колебалась от 3 до 11%  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ . Кроме того, восстановление окиси хрома приводило к вспениванию шлака. Используе-

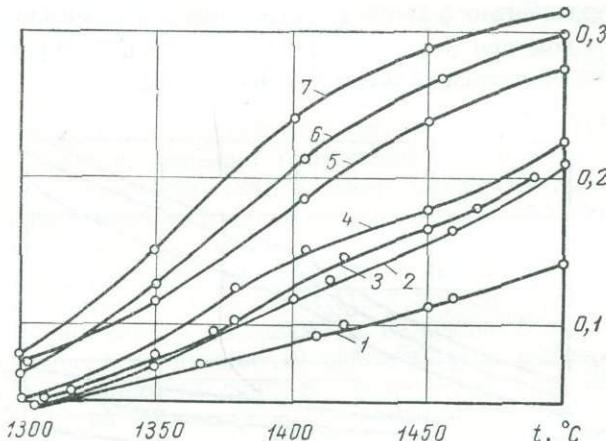


Рис. 3. Зависимость удельной электропроводности безжелезистых хромистых шлаков от их температуры и состава:

7, 4 — 0%  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ ; 6, 3 — 5%  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  и 5, 2, 1 — 10%  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ .

мый авторами метод амперметра и вольтметра при токе с частотой 50 периодов в секунду мог привести к значительным погрешностям, связанным с поляризацией электродов и сопротивлением токоподводов. Он обычно не применяется при точных измерениях электропроводности.

Изучение электропроводности и вязкости  $[\eta]$  железистых шлаков с добавками окислов хрома проводилось А. И. Пастуховым [20]. Согласно его данным, добавки  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  увеличивали одновременно  $\times$  и  $\eta$ . Для объяснения этого им предлагается образование в расплаве  $\text{Cr}^{2+}$ , увеличивающего электропроводность, и аниона  $\text{Cr}_2\text{O}_4^{2-}$ , повышающего вязкость. Однако рядом авторов [21, 22] установлен электронный характер проводимости железистых шлаков. Кроме того, применение метода амперметра и вольтметра и, вероятно, неполный учет сопротивления токоподводов, обусловил значительно меньшие величины электропроводности по уравнению с новыми данными [22].

Изложенное побудило нас провести измерение электропроводности хромистых шлаков более надежными методами.

Безжелезистые шлаки. Для измерения  $\times$  безжелезистых шлаков были применены платиновые или вольфрамовые электроды и мост переменного тока [23]. Шлаки, содержащие 40—45%  $\text{CaO}$ , 45—30%  $\text{SiO}_2$ , 8%  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , 7%  $\text{MgO}$  и добавки окислов хрома, помещались в тигель, где обычно присутствовал жидкий сплав меди с 10% Cr. Последний частично восстанавливал  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ , обеспечивал присутствие  $\text{Cr}^{II}$  в расплавах. Как видно из рис. 3, удельная электропроводность расплава с добавкой 10%

$\text{Cr}_2\text{O}_3$  в присутствии  $\text{Cr}^{II}$  (кривая 2) заметно выше, чем в его отсутствии (кривая 1 получена для шлака, контактирующего с чистой расплавленной медью). Увеличение концентрации окислов хрома (кривая 4 — 0%  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ , 3—5%  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ , 6—10%  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ ) в шлаках с 40%  $\text{CaO}$  заметно понижает его  $\kappa$ . Аналогичная картина наблюдается и для шлака с 55%  $\text{CaO}$  (кривые 5, 6, 7).

Таким образом, электропроводность расплава  $\text{CaO}-\text{SiO}_2-\text{Al}_2\text{O}_3-\text{MgO}$  сильно снижается при растворении в нем трехвалентного хрома и мало изменяется в присутствии небольших количеств  $\text{CrO}$ . Наблюдаемая закономерность обусловлена, по-видимому, большей прочностью и гомеополярностью связей трехвалентного хрома с расплавом. Это повышение взаимодействия с кислородом при переходе от  $\text{Cr}^I$  к  $\text{Cr}^{III}$  и затрудняет миграцию хрома под действием электрического тока.

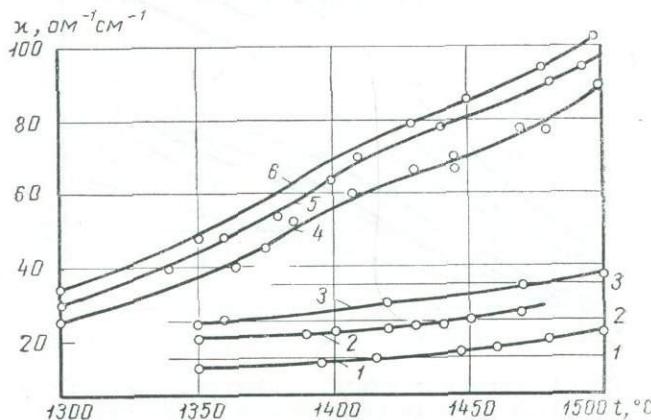


Рис. 4. Зависимость удельной электропроводности железистых хромистых шлаков от их температуры и состава:  
3, 6 — 0%  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ ; 2, 5 — 5%  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ ; 1, 4 — 10%  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ .

**Железистые шлаки.** Увеличение электропроводности при добавках  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  к сильно железистым шлакам, отмеченное в работе [20], вряд ли можно объяснить повышением ионной проводимости частично образующегося  $\text{CrO}$ . Действительно, полные радиусы у  $\text{Cr}^{II}$  и  $\text{Fe}^{II}$  настолько близки, что их различие не может заметно сказаться, если учесть большую электронную проводимость чисто железистых шлаков.

В связи с высокой электропроводностью шлаков, богатых окислами железа, применялся потенциометрический метод. Из четырех жестко закрепленных электродов два крайних служили токоподводами, а средние подключались к потенциометру. Ячейки градуировались по железосиликатному расплаву  $N_{\text{Fe}}=0,67$ ;  $N_{\text{SiO}_2}=0,33$ , значения электропроводности которого брались из работы [22] и составляли  $3,3 \text{ ом}^{-1} \cdot \text{см}^{-1}$  и  $4,0 \text{ ом}^{-1} \times \text{см}^{-1}$  при температурах  $1400-1450^\circ$ . Шлаки выплавлялись в тиглях из армко-железа и содержали 91% ( $\text{FeO}+\text{Fe}_2\text{O}_3$ ), 3%  $\text{MgO}$ , 3%  $\text{CaO}$ , 3%  $\text{SiO}_2$ . Как следует из рис. 4, их электропроводность растет вместе с содержанием  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  (кривая 4 — 0%  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ , 3—5%  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ , 6—10%  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ ), качественно подтверждая найденную в работе [20] зависимость. Что касается величины  $\kappa$ , то она обычно значительно больше полученной в работе [20].

Рост электропроводности с добавками  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  можно, вероятно, объяснить увеличением вероятности перехода электронов в элементарных актах проводимости  $\text{F}^{3+}, \text{Cr}^{2+} \xrightleftharpoons{e} \text{Fe}^{2+}, \text{Cr}^{3+}$ .

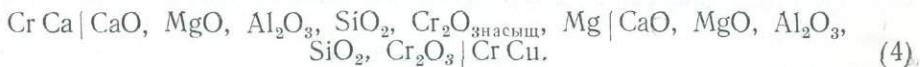
Для сопоставления ионной проводимости окислов хрома и железа была измерена электропроводность шлака, содержащего 35%  $\text{SiO}_2$  и 65%  $\text{FeO}$ , в котором число переноса  $\text{Fe}^{II}$  близко к единице [21], следовательно электронная составляющая проводимости незначительна. В этом случае, как и в безжелезистых шлаках, наблюдается понижение электропроводности с добавлением окислов хрома (рис. 4, кривые 3, 2 и 1, соответственно, для 0,5 и 10%  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ ). Этот эффект и здесь обусловлен меньшей подвижностью  $\text{Cr}^{III}$ . Таким образом, данные по электропроводности указывают на существование в шлаках двух форм окислов хрома. Низкая подвижность трехвалентного хрома объясняется большей прочностью и гомеополярностью его связей с расплавом, чем у  $\text{Cr}^{II}$ ,  $\text{Fe}^{II}$ ,  $\text{Ca}^{II}$  и т. д.

## II. Растворимость окислов хрома

Для определения растворимости окислов хрома использовался метод электродвижущих сил, успешно примененный, например, С. В. Корпачевым и А. Г. Стромбергом [24], а также Сендерофором и Меллорсом [25] для изучения растворимости металлов в расплавленных солях. Измерялась э. д. с. концентрационного элемента, электродами которого служил сплав меди с хромом, а электролитами — два расплавленных шлака. Один из них содержал заведомый избыток  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ , а другой переменные концентрации  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ , обычно меньше насыщенной. Величина  $E$  такого элемента определяется отношением активностей окислов хрома в обоих шлаках. Метод определения растворимости основан на изучении зависимости  $E$  от концентрации  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  во втором шлаке. Последовательное возрастание ее уменьшает э. д. с., которая по достижении насыщенности становится равной нулю. Ячейкой служил кусок плавленной магнезии с двумя отделениями. Тонкая перегородка из  $\text{MgO}$  являлась кислородным электродом. Опыты проводились в печи угольного сопротивления при температуре 1450°.

### 1. Безжелезистые шлаки

Для определения растворимости окислов хрома в расплавах из  $\text{CaO}$ ,  $\text{MgO}$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $\text{SiO}_2$  составлялся гальванический элемент



Электродвижущая сила такой цепи определялась отношением активностей окислов хрома в обоих шлаках по уравнению

$$E = \frac{PT}{\circ F} \ln \frac{a'_{\text{Cr}_2\text{O}_3}}{a_{\text{Cr}_2\text{O}_3}}. \quad (5)$$

Нулевое значение ее соответствует  $a^0_{\text{Cr}_2\text{O}_3} = a_{\text{Cr}_2\text{O}_3}$ , то есть отвечает концентрации насыщения в обоих шлаках.

Как следует из табл. 3, для шлаков, контактирующих с электродами, содержащими 20% Cr в меди, количество  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ , отвечающее насыщению, увеличивается с 7 до 16% с ростом концентрации  $\text{SiO}_2$  от 35 до 45%. В то же время при переходе от сплава с 3% Cr к сплаву с 20% Cr растворимость возрастает от 4,6 до 7% для шлака с 35% и от 8 до 11% для шлака с 40%  $\text{SiO}_2$ . Приведенные результаты свидетельствуют о том, что введенная  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  частично восстанавливается металлом по реакции (1). Образующаяся  $\text{CrO}$  в значительной мере повышает общую растворимость окислов хрома. Подтверждением этого служат и расчеты, проведенные по данным химического анализа шлака после опыта.

Таблица 3

Растворимость окислов хрома и содержание Cr<sup>II</sup> и Cr<sup>III</sup> в шлаках различной основности, контактирующих со сплавом меди с 20% Cr

CaO	SiO <sub>2</sub>	MgO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	MgO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	MgO	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
Исходный состав шлаков, %											
50	35	7	8	45	40	7	8	40	45	7	8
Введено в шлак Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub> , %											
2,0	3,0	5,0	7,0 4,6*	3,0	5,0	7,0	11,3 8,3*	3,0	5,0	7,0	16,0
Фактически Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub> , %											
1,4	1,8	3,5	5,0	1,5	2,5	4,3	—	1,4	1,7	4,5	—
Фактически CrO, %											
0,8	1,6	1,9	2,6	2,0	3,3	3,6	—	2,2	4,3	3,4	—
Активность $a_{Cr_2O_3}$ окиси хрома											
0,37	0,49	0,78	1,00	0,30	0,43	0,57	1,0	0,17	0,26	0,37	1,00
Отношение $\frac{\% Cr^{II}100}{\% Cr_{общ}}$ в шлаке											
0,38	49	37	39	59	59	49	66	66	73	48	—

\* В опытах сплав содержал 3% Cr.

Как следует из табл. 3 (графы CrO<sub>ф</sub> и Cr<sub>2</sub>O<sub>3ф</sub>), соотношение между Cr<sup>II</sup> и Cr<sup>III</sup> возрастает с увеличением SiO<sub>2</sub>, оставаясь значительным и в расплавах с основностью больше единицы.

Таким образом, с ростом содержания SiO<sub>2</sub> наряду с повышением растворимости за счет Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> наблюдается значительное увеличение ее, вследствие образования двухвалентного хрома. В шлаках с постоянной основностью рост общей растворимости вместе с концентрацией хрома в металле обусловливается только восстановлением Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> до CrO.

## 2. Железистые шлаки

Для измерения растворимости окислов хрома в железистых шлаках составлялся концентрационный элемент, аналогичный приведенному выше. Здесь в оба шлака добавлялось равное количество окислов железа. Э. д. с. этого элемента, по-видимому, сложно зависит от состава, но становится равной нулю при достижении насыщения Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> в обоих шлаках. Эта нулевая точка служит индикатором, позволяющим определить растворимость Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>. Зависимость последней от содержания окислов железа изучалась при температуре 1450°. Для этого к исходному шлаку (50% CaO, 35% SiO<sub>2</sub>, 8% Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, 7% MgO) добавлялось 5, 10, 20 и 30% FeO. Полученные результаты представлены в табл. 4, в которой приведены исходные составы шлаков, значения растворимости в ионных долях x<sup>III</sup><sub>Cr</sub> и весовых процентах Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>. Эти данные показывают, что добавки окислов железа ведут к повышению растворимости Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>. Сказанное согласуется с имеющимися в литературе наблюдениями и подтверждает применимость метода э. д. с. к определению растворимости окислов хрома в железистых шлаках. Сравнительно низкая концентрация хрома в электродах и окислительный характер железистых шлаков позволяют считать, что в этих

Таблица 4

## Исходный состав шлаков в ионных долях и вес, %

Показатели	Номера шлаков								
	1	2	3	4	5	6	7*	8*	9*
$\chi_{\text{Ca}}$	0,49	0,47	0,45	0,41	0,37	0,68	—	0,32	0,48
% CaO	50	48	46	10	35	67	—	—	—
$\chi_{\text{Mg}}$	0,10	0,10	9,09	0,08	0,07	—	—	0,08	0,10
% MgO	7	6,5	6	5,5	4,5	—	—	—	—
$\chi_{\text{Al}}$	0,09	0,08	0,08	0,07	0,07	—	—	0,57	0,08
% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	8	7,5	7	0,5	5,5	—	—	—	—
$\chi_{\text{Si}}$	0,32	0,31	0,30	0,27	0,25	0,32	—	—	0,31
% SiO <sub>2</sub>	35	33	32	28	25	33	—	—	—
$\chi_{\text{Fe}^{\text{II}}}$	0,00	0,04	0,08	0,16	0,24	—	0,77	—	—
% FeO	0,0	5	10	20	30	—	76	—	—
$\chi_{\text{Fe}^{\text{III}}}$	—	—	—	—	—	—	0,16	—	—
% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	—	—	—	—	—	—	16	—	—
$\chi'_{\text{Cr}^{\text{III}}}$	0,030	0,035	0,045	0,055	0,075	0,010	0,07	0,027	0,025
% Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	4,0	5,0	6,0	7,5	9,0	1,5	8,0	—	—
$\chi_{\text{Cr}^{\text{III}}}^{\text{рас}}$	0,020	0,025	0,035	0,050	0,075	0,015	—	—	—
% Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub> <sup>рас</sup>	3,0	3,5	5,0	7,0	9,0	2,0	—	—	—

\* Конечный состав шлака.

условиях хром находится в шлаках преимущественно в виде трехвалентного.

## 3. Уравнение для расчета растворимости

Представляло существенный интерес найти хотя бы приближенное, но более или менее теоретически обоснованное уравнение для оценки растворимости Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> в шлаках различного состава. Для установления связи химического потенциала ( $\mu$ ) с концентрацией ( $\chi'$ ) целесообразно воспользоваться теорией регулярных растворов, в частности, можно применить формулу В. А. Кожеурова [26]

$$\mu_1 = \nu F_1^0 + \nu \cdot \left[ RT \ln \chi'_1 + \sum_{i=1}^k \chi'_i Q_{i1} - \sum_{i=1}^{k-1} \cdot \sum_{j=i+1}^k \chi'_i \cdot \chi'_j Q_{ij} + \right. \\ \left. + q_1 (3\chi'_1 - 1)^2 - 6(3\chi'_1 - 1) \chi'_1 \sum_{i=1}^k \chi'_i q_i \right]. \quad (6)$$

В ней  $\nu F_1^0$  — изохорный потенциал чистого жидкого окисла (например, Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>),  $\nu$  — число атомов соответствующего элемента (Cr) в молекуле этого окисла ( $\nu_{\text{Cr}} = 2$ ),  $\chi'_i$  — ионные доли катионов (по Темкину),  $Q_{ij}$  — энергии смешения двух катионов и  $q_i$  — поправки к ним, обусловленные полимеризацией SiO<sub>2</sub>.

При рассмотрении Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> и ему подобных окислов необходимо учесть следующее: химический потенциал компонента, выраженный через мольную долю окисла Ni, запишется

$$\mu_i = M_i^0 + RT \ln \text{Ni} + RT \ln \gamma_i, \quad (7)$$

а через ионную долю

$$M_i = \nu F_i^0 + \nu RT \ln \chi_i + \varphi(\chi'_i). \quad (8)$$

Так как

$$RT \ln \gamma_i = \varphi(\chi'_i), \quad (9)$$

то равенство

$$\nu F_i^0 + \nu RT \ln \chi'_i = \nu F_i^0 + RT \ln N_i \quad (10)$$

должно быть тождеством. Имея в виду, что  $\nu F^0 = \mu_i^0$ , получим

$$\nu RT \ln \chi'_i = RT \ln N_i. \quad (11)$$

Последнее соотношение справедливо только при  $\nu = 1$  (т. е. для CaO, FeO, SiO<sub>2</sub> и т. д.). Во всех других случаях и, в частности, для Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> нужно вводить поправку, так как ионная доля не равна мольной доле окисла.

Диаграмма состояния системы CaO—Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> [11], анализ состава кристаллов, выделяющихся из шлаков, насыщенных Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> [27], а также результаты, полученные при изучении равновесного распределения хрома между металлом и шлаком [27, 2] позволяют считать, что окислы хрома выпадают в осадок в виде твердых хромитов. Поэтому в насыщенных растворах постоянным должен быть не химический потенциал Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, а соответствующая сумма их. В нашем случае высокие концентрации обуславливают, по-видимому, выделение хромита кальция [7].

$$\mu_{\text{CaO}} + \mu_{\text{Cr}_2\text{O}_3} = \text{const}_1 \quad (12)$$

В сильно железистых шлаках выпадает хромит железа

$$\mu_{\text{Fe}} + \mu_{\text{Cr}_2\text{O}_3} = \text{const}_2. \quad (13)$$

Чтобы расчетное уравнение для растворимости было не слишком громоздким, введем ряд упрощающих допущений. Наши железистые шлаки содержат CaO, MgO, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, FeO и Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>. Пренебрегая различием в свойствах CaO и MgO, а также SiO<sub>2</sub> и Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, примем приближенно  $\chi'_{\text{Ca}} + \chi'_{\text{Mg}} = \chi'_{\text{Cu}}$  и  $\chi'_{\text{Si}} + \chi'_{\text{Al}} = \chi'_{\text{Si}}$ . Далее, во всех составах, указанных в табл. 4, величина  $\chi'_{\text{Si}}$  меньше 0,33. Поэтому здесь полимеризацию можно не учитывать.

Согласно Кожеворову [26],  $Q_{\text{FeSi}}^{\text{II}} = Q_{\text{FeCa}}^{\text{II}} = 0$ . Вид диаграммы плавления [28] системы Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>—Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> позволяет считать в первом приближении  $Q_{\text{CrAl}}^{\text{III}} = 0$ . Примем также, что  $Q_{\text{CrSi}}^{\text{III}} = 0$ . В соответствии с вышеизложенным растворимость Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> в наших железистых шлаках можно описать уравнением:

$$\begin{aligned} \mu_{\text{CaO}\cdot\text{Cr}_2\text{O}_3}^0 - \mu_{\text{CaO}}^0 - \mu_{\text{Cr}_2\text{O}_3}^0 &= \text{const}_3 = RT \ln \chi'_{\text{Ca}} + RT \ln \frac{\chi'^{\text{III}}_{\text{Cr}}}{2 - (\chi'^{\text{III}}_{\text{Cr}} + \chi'^{\text{III}}_{\text{Al}})} + \\ &+ Q_{\text{CrCa}}^{\text{III}} (\chi'^{\text{III}}_{\text{Cr}} + 2\chi'_{\text{Ca}} - 3\chi'^{\text{III}}_{\text{Cr}} \chi'_{\text{Ca}}) + Q_{\text{Cr}}^{\text{III}} \text{Fe}^{\text{II}} (2\chi'_{\text{Fe}} - 3\chi'^{\text{III}}_{\text{Fe}} \chi'^{\text{III}}_{\text{Cr}}) + \\ &+ Q_{\text{CaSi}} (\chi'_{\text{Si}} - 3\chi'_{\text{Si}} \chi'_{\text{Ca}}) \end{aligned} \quad (14)$$

**Оценка параметров.** В выражении (14) содержится четыре параметра  $Q_{\text{CaSi}}$ ,  $Q_{\text{Cr}^{\text{III}} \text{Fe}^{\text{II}}}$ ,  $Q_{\text{Cr}^{\text{III}} \text{Ca}}$  и  $\text{const}_3$ . Первый из них составляет по Кожеворову [26]  $Q_{\text{CaSi}} = -27$  ккал. Оценка второго проводилась по данным Пастухова [20] для растворимости Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> в сильно железистых шлаках (шлак № 7, табл. 4). При расчете принималось, что твердую фазу в этом случае образует хромит железа. Найденное значение  $Q_{\text{Cr}^{\text{III}} \text{Fe}^{\text{II}}}$  составляло — 4 ккал/моль.

Для определения величины  $Q_{Cr^{III}Ca}$  использовались полученные данные по растворимости  $Cr_2O_3$  в безжелезистых шлаках (шлак № 8 и № 9, табл. 4). Расчеты показали, что значение  $const_3 = -23 \text{ ккал}$ , а величина  $Q_{Cr^{III}Ca} = 11 \text{ ккал/моль}$ . Чтобы иметь возможность по заданному составу шлака вычислять растворимость  $Cr_2O_3$  в нем, необходимо заменить фактические ионные доли ( $\chi'$ ) на исходные ( $\chi$ ). При малой растворимости  $Cr_2O_3$  такая замена может быть приближенно осуществлена подстановкой:

$$\chi' = \chi(1 - \chi'). \quad (15)$$

Кроме того, поскольку  $\chi'_{Cr^{III}} \ll 1$ , то можно положить

$$\ln(1 - \chi'_{Cr^{III}}) \approx -\chi'_{Cr^{III}} \text{ и } 2 - \chi_{Al} - \chi'_{Cr^{III}}(1 - \chi_{Al}) = 2 - \chi_{Al}. \quad (16)$$

В соответствии со сказанным, уравнение (14) примет вид

$$23 + 7,9 \lg \frac{\chi'_{Cr^{III}}}{2 - \chi_{Al}} + \chi'_{Cr^{III}} [-11(1 - 5\chi_{Ca}) - 27(6\chi_{Ca} \cdot \chi_{Si} - \chi_{Si}) + 20\chi_{Fe}^{II} - 3,5] + 7,9 \lg \chi_{Ca} - 22\chi_{Ca} - 8\chi_{Fe}^{II} - 27 - (\chi_{Si} - 3\chi_{Si} \cdot \chi_{Ca}) = 0 \quad (17)$$

В табл. 4 помещены растворимости  $Cr_2O_3$ , рассчитанные ( $\chi_{Cr}^{pac III}$  и  $\% Cr_2O_3$ ) по формуле (17) и экспериментально найденные ( $\chi'_{Cr^{III}}$  и  $\% Cr_2O_3$ ) нами и другими авторами [2]. Совпадения числовых значений можно считать удовлетворительными. В работе [2] приводятся растворимости  $Cr_2O_3$  не для определенного состава шлака, а лишь для фиксирующей основности его. Поэтому для сопоставления с этими данными была вычислена растворимость  $Cr_2O_3$  в произвольно выбранном шлаке, основность которого находилась в пределах, указанных в работе [2].

Для расчетов растворимости в шлаках при  $\chi_{Si} > 0,33$  необходимо учесть полимеризацию  $SiO_2$ , т. е. дополнить уравнение слагаемыми, содержащими величины  $q_i$ , и уточнить параметр  $Q_{CrSi}$ . Однако имеющихся данных по растворимости  $Cr_2O_3$  в кислых шлаках недостаточно для надежного определения этих величин.

В заключение отметим, что существование минимальной растворимости  $Cr_2O_3$  при определенной основности шлака около (1,7), обнаруженное Чипманом и сотрудниками [2] вытекает также и из уравнения (17). Действительно, расчет, проведенный для простейшего шлака  $CaO$ ,  $SiO_2$ ,  $Cr_2O_3$  при  $1450^\circ$ , дал следующие результаты:

$\chi_{Si} \dots \dots \dots$	0,2	0,3	0,34	0,36
$\chi_{Cr} \dots \dots \dots$	0,8	0,7	0,66	0,6
$\chi_{Cr^{III}} \dots \dots \dots$	0,09	0,03	0,02	0,04

Изложенное показывает, что уравнение (17) неплохо согласуется с действительностью и может быть использовано для приближенных оценок растворимости  $Cr_2O_3$  в основных шлаках.

## Выводы

1. С помощью различных электрохимических методов (выхода по току, э. д. с., поляризации и электропроводности) показано существование в расплавленных шлаках двух- и трехвалентного хрома.

2. По измерениям электропроводности и поляризации установлена заметно меньшая подвижность ионов трехвалентного хрома по сравнению с двухвалентным.

3. Методом электродвижущих сил изучено влияние состава металла и шлака на растворимость окислов хрома.

Подтверждено, что отношение концентрации  $\text{Cr}^{II}/\text{Cr}^{III}$  увеличивается вместе с кислотностью расплава и концентрацией хрома в металле.

4. Констатировано, что уравнение теории регулярных ионных растворов удовлетворительно описывает имеющийся экспериментальный материал и может быть использовано для приближенных расчетов растворимости  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  в основных шлаках.

## ЛИТЕРАТУРА

1. Б. П. Селиванов. Уральская металлургия, № 7, 1935, стр. 14—17.
2. N. J. Grant, E. C. Roberts, J. Chipman. J. Metals, v. 6, № 2, 1954, p. 145.
3. F. Kotwet, W. Oelsen. «Mitt. K. W. Inst. Eisenforsch.», 17, 421, 231, 1935.
4. В. И. Явойский и С. К. Дземян. «Сталь», № 4, 302, 1947.
5. Б. В. Старк и Е. Г. Перееверзева. Сборник трудов Моск. ин-та стали, № 31, Металлургиздат, 1953.
6. С. И. Хитрик. Научные труды Днепропетровского металлургического института, вып. 28, Металлургиздат, 1952, стр. 3.
7. А. Д. Крамаров. Физико-химические процессы производства стали. М., Металлургиздат, 1954.
8. E. Plochinger. «Archiv für Eisenhüttenwesen», № 9—10, 1951, S. 283.
9. В. И. Лапицкий. Теория и практика металлургии, № 8, 1937.
10. Р. Времег. «Stahl und Eisen», B. 71, № 1, 1951.
11. Я. И. Ольшанский, А. И. Цветков и В. К. Шпенов. Труды Института геологии рудных месторождений, петрографии, минералогии и geo-химии. Вып. 6, Изд-во АН СССР, 1956, стр. 3.
12. А. М. Самарин. Физико-химические основы раскисления стали. М., Изд-во АН СССР, 1956.
13. D. C. Hilty, W. D. Forgeng, R. Z. Folkman. J. Metals S. 1, v. 7, 1955.
14. J. Chipman. J. Iron and Steel Institut, 180, 97, 1955.
15. О. А. Есин, И. Л. Коркия и В. В. Михайлов. Изв. АН СССР, ОТН, № 12, 1957, стр. 71.
16. M. Dodge, A. R. Mayond. Compte rendus, № 1, 1956, 242.
17. В. И. Мусихин, О. А. Есин. ЖФХ, т. 32, в. 12, 1958.
18. О. А. Есин, Г. А. Топорищев. ЖФХ, т. 31, в. 2, 1957, стр. 474.
19. Ю. П. Кирюшин. Сборник трудов Ждановского мет. ин-та, вып. 4, 1958, стр. 88.
20. А. Н. Пастухов. Тр. III конференции по физико-химическим основам производства стали. М., Изд-во АН СССР, 1957, стр. 15.
21. О. А. Есин, А. К. Кирьянов. Изв. АН СССР, ОТН, № 12, 1955, стр. 28; № 8, 1956, стр. 20.
22. H. Inouye, J. W. Tomlinson, J. Chipman. Trans. Faraday Soc., v. 49, № 7, 1959, p. 796.
23. О. А. Есин, В. А. Зязев. ЖФХ, т. 2, № 9, 1957, 1998.
24. С. В. Корпачев и А. Г. Стромберг. ЖФХ, № 3, 13, 1939.
25. S. Senderoff a. W. Mellots. J. Electrochem Soc., v. 105, № 4, 1958, p. 224.
26. В. А. Кожеуров. Термодинамика металлургических шлаков. Свердловск, Металлургиздат, 1953.
27. H. M. Chen, J. Chipman. Trans. Amer. Soc. Metals, 38, 1947, p. 70.
28. E. N. Bunting. Bureau Standarts. J. Research, 6, 1931, p. 948.

Б. А. АБРАМОВ, И. Л. КОРКИЯ  
Институт металлургии УФАН СССР

## ПЕРСПЕКТИВЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ПЕРЕДЕЛЬНЫХ ХРОМИСТЫХ ШЛАКОВ ДЛЯ ВЫПЛАВКИ КОМПЛЕКСНЫХ ХРОМОКРЕМНИЕВЫХ РАСКИСЛИТЕЛЕЙ

Кроме рассмотренных ранее вариантов использования хромистых шлаков [1], получающихся при продувке чугунов, выплавленных из северских борохромистых руд, возможно их употребление для выплавки комплексного раскислителя типа силикохрома.

Как известно, по принятой в настоящее время технологии ферросилиций выплавляется в мощных электрических печах путем непрерывной загрузки шихты, состоящей из кварцита, кокса и железной стружки. Так как процесс выплавки ферросилиция практически бесшлаковый, то шихтовые материалы стараются подобрать таким образом, чтобы они содержали минимальное количество шлакообразующих окислов  $\text{CaO}$ ,  $\text{MgO}$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ .

Имеется ряд указаний [2, 3, 4] о том, что стружку при выплавке ферросилиция можно заменить такими материалами, как окалина, богатые железные руды, железосодержащие кварциты.

Например, Запорожский завод ферросплавов длительное время выплавлял 45%-ный и 75%-ный ферросилиций с применением криворожской руды [5, 6] (табл. 1 и 2).

В табл. 1 приведена шихтовка, применявшаяся при выплавке  $\text{FeSi}$ , в табл. 2 химический состав кварцита, криворожской руды и агломерата из передельных хромистых шлаков.

Как видно из таблиц, шлаковый агломерат вполне удовлетворяет требованиям, предъявляемым к шихтовым материалам по содержанию шлакообразующих ( $\text{Mg} + \text{CaO} + \text{Al}_2\text{O}_3$ ).

Кроме того, агломерат, полученный из одного хромистого шлака, обладает высокой прочностью, не склонен к расстремлению и хорошо восстановим. Это очень важно при выплавке ферросилиция, так как растрескивающаяся и механически слабая шихта ухудшает газовыделение, вызывая тем самым частые расстройства хода печи. Расчетный химический состав сплавов приведен в табл. 3.

Приведенные выше соображения и расчеты показывают, что с технологической точки зрения вполне реальна организация выплавки силикохрома для раскисления стали.

Таблица 1  
Шихтовка Запорожского завода  
ферросплавов при выплавке  
ферросилиция с применением  
криворожской руды

Материалы	Задается на 1 т 45%-ного $\text{FeSi}$ , кг	Задается на 1 т 75%-ного $\text{FeSi}$ , кг
Кварцит . . . .	1106	2251
Кокс . . . .	611	880
Древесный уголь . . . .	—	643
Стружка . . . .	350	—
Руда . . . .	311	245

Таблица 2

Химический состав кварцита, криворожской руды и агломерата из хромистого шлака, %

Материал	$\text{Cr}_2\text{O}_3$	FeO	$\text{Fe}_2\text{O}_3$	$\text{SiO}_2$	$\text{Al}_2\text{O}_3$	CaO	MgO	P	MnO	$\Sigma \text{MgO} + \text{CaO}$
Кварцит . . . . .	—	—	1,0	97,0	1,20	0,5	0,19	—	—	1,89
Руда криворож- ская . . . . .	—	9,84	75,77	7,08	1,91	0,52	0,38	0,045	—	2,81
Агломерат из шла- ка . . . . .	34,0	50,0	—	13,0	—	—	1,2	0,08	1,0	1,2

Таблица 3

Расчетный химический состав сплавов, которые могут быть получены при замене  
железной стружки шлаковым хромистым агломератом, %

Сплавы	Si	Fe	Al	Ca	Mg	P	Mn	Cr
Ферросилиций, полученный с применением стружки . . .	44,94	53,28	1,02	0,34	0,07	0,04	0,29	—
Ферросиликохром, полученный при замене стружки шлако- вым агломератом . . . . .	44,5	33,7	1,2	0,44	0,07	0,07	0,6	19,3

Анализ действующего сортамента сталей (в том числе выплавляемых в конвертерах) показывает, что различные сорта силикохрома, полученного из конвертерных хромистых шлаков, можно с успехом применить для раскисления и легирования стали. Необходимым условием рационального использования силикохрома для раскисления является приблизительное соответствие отношений содержания хрома и кремния в силикохроме и в той стали, при выплавке которой он употребляется. Имеет некоторое значение содержание в силикохроме фосфора, серы и, в случае применения силикохрома для производства стали очень мягких сортов,— углерода.

Из общих 246 марок стали хром, как легирующий элемент при различных сочетаниях с кремнием, применяется в 156 случаях, что составляет 63 %. В остальных 90 марках хром не требуется или его содержание накладываются ограничения (не более 0,25—0,30 %, иногда не более 0,12 %). К указанной категории относится большинство углеродистых сталей обычновенного качества: транспортные стали, сталь для тонких листов, рессорные стали, инструментальные углеродистые и ряд других.

Характеристика хромсодержащих сталей с указанием предельных содержаний хрома, кремния, фосфора и углерода и отношения хрома к кремнию приведены в табл. 4, где эти стали разбиты на две группы. В первую группу попадают стали с отношением содержаний хрома и кремния от 0,6 до 8,0. Эти отношения можно обеспечить вариацией состава силикохрома в процессе его выплавки без существенной корректировки состава стали ферросилицием и феррохромом. Эта группа включает в себя практически все качественные конструкционные легированные стали, которые по объему производства занимают ведущее место, и является основным потребителем силикохрома.

Как видно из табл. 4, первая группа сталей не предъявляет высоких требований к силикохрому по содержанию фосфора. Учитывая, что содержание хрома в сталях первой группы невелико (0,2—3,2 %), для

## Характеристика хромосодержащих сталей

Группа сталей	Отношение Cr : Si	Пределное содержание элементов, %				Кол-во марок стали	Назначение, серия, марка стали
		Cr	Si	C	P		
I	0,6—8,0	0,20—3,20	0,17—1,60	0,1—1,05	0,026—0,50	90	Качественная конструкционная легированная сталь; Хромистая, серия 15—55Х (А) Хромо-кремнистая, серия 33—40ХС (А) Никелевая, серия 13—25Н (А) Хромо-марганцовистая, серия 15—18ХГ (Т) Хромо-молибденовая, серия 20—30ХМА, ОХМ Хромо-никелевая, серия 12—50ХН (А) Хромо-кремне-марганцовистая, серия 20—35ХГ (А) Хромо-никель-молибденовая, серия ОХН (1—3) М, 18—40ХНМ (А) Хромо-ванадиевая, серия 15—50ХФ (А) Шарико-роликоподшипниковая, серия ШХ (6—15) Инструментальная ХВ (С), 4ХС, Х, ХГ7 Прочие: 45ХНМФА, 38ХМЮА, 18ХНЗА, 15М, 35ХЮА, 18—38ХГМ7
II	9—40 и более	0,40—32,0	0,15—3,2	0,10—2,30	0,025—0,075	66	Инструментальная легированная РФ1, ФК5, ЭИ262, ЭИ347, Х12, 7Х37 и др. Нержавеющая и жаростойкая Ж (1—17), Я1Т и др. Стали и сплавы со специальными физическими свойствами

комплексного легирования можно применять силикохром с содержанием до 1% углерода и более и до 0,1% фосфора.

Во вторую группу входят хромосодержащие стали и сплавы с отношением содержаний хрома и кремния 9—40 и выше. Применение хромокремниевого сплава в этом случае возможно для целей раскисления и легирования сталей кремнием. Основное количество хрома должно вноситься феррохромом соответствующих марок.

Согласно Бунтингу [7], между  $\text{SiO}_2$  и  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  не образуется бинарных соединений. В расплавленном состоянии смешиваемость окислов весьма ограничена: в смесях, содержащих более 0,1%  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ , после плавления обнаруживается нерастворенная  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ . Температура плавления чистой  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  равна, примерно, 2400°.

Таким образом, нет оснований ожидать, что состав неметаллических включений, образующихся при легировании стали силикохромом, дол-

жен существенно отличаться от состава включений при раздельном введении ферросилиция и феррохрома. В частности, Л. М. Хомутовым [8] в промышленных условиях было установлено, что комплексное легирование стали хромокремниевым сплавом способствует получению более здорового металла.

## Выводы

1. Показана принципиальная возможность производства комплексного раскислителя (силикохрома) на базе передельных хромистых шлаков.
2. Рассмотрены перспективы применения этого раскислителя при производстве целого ряда марок сталей.

## ЛИТЕРАТУРА

1. Сб. «Комплексное использование бурохромистых руд Серовского месторождения». Изд. ЦБТИ Свердловского совнархоза, 1959.
  2. Р. Дурер, Г. Фолькерт. Металлургия ферросплавов. М., Металлургиздат, 1956.
  3. В. П. Елютин, Ю. А. Павлов, Б. Е. Левин. Ферросплавы. М., Металлургиздат, 1951.
  4. Л. Д. Крамаров. Электрометаллургия ферросплавов. Л., Металлургиздат, 1936.
  5. Электрометаллургия ферросплавов. Л., ОНТИ НКПС СССР, 1937.
  6. К. П. Григорович и др. Ферросплавы. М., ОНТИ, 1934.
  7. Д. С. Белянкин, В. В. Лапин, Н. А. Торопов. Физико-химические системы силикатной технологии. М., Изд-во АН СССР, 1954.
  8. Л. М. Хомутов. Физико-химические основы производства стали. Труды Первой конференции по физико-химическим основам производства стали. М., Изд-во АН СССР, 1951.
-

Л. В. КРЫЖОВ  
Уралгипроруда

## К ВОПРОСУ О ПРОГНОЗНЫХ ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЯХ РАЗРАБОТКИ БУРОХРОМИСТЫХ РУД СЕРОВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Технологическая схема комплексного использования бурохромистых руд Серовского месторождения была впервые предложена Институтом металлургии УФАН СССР и институтом Уралмеханоброда на координационном совещании в г. Серове в феврале 1958 г. Сущность ее состояла в выплавке в доменной печи из агломерата, полученного обогащением бобово-конгломератовых руд, хромистых передельных чугунов, последующей продувке их в конвертере для получения полупродукта и хромистых конверторных шлаков.

В докладе Г. Н. Богачева было намечено использование этих шлаков для производства хромовых соединений. В докладе Л. П. Ходак и Г. Н. Кожевникова предложено использовать доменные шлаки из бурохромистых руд для получения глинозема и цемента.

В 1958 г. не были разработаны технологические схемы использования охристо-латеритных руд, имеющих повышенное содержание кобальта и никеля. На необходимость разработки этих схем указывалось академиком И. П. Бардиным. Совещание указывало на необходимость проведения промышленных и полупромышленных испытаний намеченной технологической схемы.

За прошедшее с 1958 г. время разработка проблемы использования бурохромистых руд весьма мало продвинулась вперед. Промышленная проба до сих пор не взята, и ее испытания не проведены. Технологическая схема использования латеритно-хромистых руд еще не отработана. Большим недостатком в исследованиях было также отсутствие прогнозной технико-экономической оценки месторождения.

Настоящая работа имеет цель восполнить указанный пробел. Она основывается на измененных новых схемах обогащения и металлургического передела, разработанных лабораториями чугуна, прямого восстановления и гидрометаллургии Института металлургии УФАН и работах Уралмеханобра. Необходимо отметить, что предлагаемая прогнозная оценка является на данной стадии разработки проблемы приближенной и может подвергнуться в дальнейшем серьезному уточнению. Это определяется следующими моментами:

а) запасы руды разведаны в основном по категориям  $C_1$  и  $C_2$  и до сих пор не утверждены;

б) исследования руд на обогатимость и металлургическую переработку проведены только в лабораторных условиях. Изучению подвергались в основном бобово-конгломератовые руды, представляющие большую часть запасов;

в) комплексное использование глиноземистых шлаков, получаемых при доменном переделе, технологически только намечено, но не доработано.

Несмотря на ограниченную познавательную ценность, настоящая прогнозная оценка уже сейчас имеет большое значение для определения возможной народнохозяйственной рентабельности месторождения, целесообразности форсирования геологоразведочных работ, полупромышленных и промышленных испытаний и дальнейшего направления исследований.

Серовское месторождение бурохромистых руд расположено в 15 км к северо-западу от г. Серова и приурочено к Замарайской депрессии меридионального простирания. Основной железорудный горизонт представлен бобово-конгломератовыми рудами альб-сеноманского возраста, залегающих на охристых рудах и коре выветривания в восточной части депрессии и на нижнемеловых континентальных отложениях в западной. Рудный горизонт перекрыт породами незначительной крепости и залегает на глубине в пределах от 0,5 до 102 м при мощности рудного горизонта от 0,3 до 29,5 м. Запасы железных руд месторождения разведаны, в основном, по категориям С<sub>1</sub> и С<sub>2</sub> и оцениваются приближенно в 1 млрд. тонн. Латеритно-охристые руды залегают под ними разрозненными участками и составляют меньше 7% всех запасов.

В порядке предварительных соображений горным отделом института Уралгипроруда установлена возможность организации открытых работ на площади месторождения длиной до 10 км и шириной 1,5—5 км с запасами бобово-конгломератовых руд порядка 700 млн. тонн и вскрыши около 2 млрд. 100 млн. куб. метров, что дает средний коэффициент вскрыши 3 м<sup>3</sup>/т. Ввиду большой площади всего месторождения и недостаточной разведенности запасов для начальной стадии отработки месторождения выбран участок в наиболее разведенной восточной части месторождения, который рекомендуется к разработке открытым способом. На отобранном участке в кровле рудного пласта залегают аргиллиты, а в почве серпентиниты и глинистые породы.

Общие запасы карьера при мощности пласта более 5 м и минимальном содержании железа в руде 30% составляют 360 млн. тонн. Из них по категории В 18 млн. тонн, С<sub>1</sub> 87 и С<sub>2</sub> 255 млн. тонн.

Отношение вскрыши к руде составляет по подсчетам Уральского геологического управления 4 м<sup>3</sup>/т. В восточной части карьера водоносные породы представлены опоками. Глубина их залегания не превышает 20 м. Во избежание оползней в бортах карьера необходимо осушить опоковый горизонт. За пределами борта карьера необходим заградительный дренаж. Ожидаемый приток палеозойских вод в карьер равен 300—350 м<sup>3</sup>/час. Необходимо предварительное понижение уровня вод до подошвы карьера дренажными скважинами. В западном углу карьера протекает р. Лоб с расходом до 80 л/сек, необходимо отвести р. Лоб и осушить заболоченные участки, питающие ручьи. Результирующий угол откоса борта карьера принимается 25°, объемный вес руды 2,5, коэффициент крепости покрывающих пород по Протодьяконову от 1 до 3, бобово-конгломератовых руд от 2 до 6.

Разработка намеченного участка возможна по горнотехническим условиям роторными экскаваторами типа ЭРК-1600 45/20 с верхним и нижним черпанием и повышенным усилием резания. Вскрышные породы должны удаляться отвалообразователем за борт карьера, а впоследствии с использованием отработанного пространства. Технико-экономические показатели разработки карьера даны в табл. 1.

По имеющимся литературным данным, себестоимость 1 м<sup>3</sup> вскрыши

Таблица 1

## Основные технико-экономические показатели разработки карьера

Показатель	Количество
Прогнозные запасы по всему месторождению, млн. тонн . . . . .	1000
Запасы руды в контуре карьера, млн. тонн . . . . .	360
Вскрышных пород в контуре карьера, млн. тонн . . . . .	1440
Горнокапитальная вскрыша, млн. тонн . . . . .	100,0
Годовая добыча руды в карьере, тыс. тонн . . . . .	10000
То же, горной массы, тыс. тонн . . . . .	86000
Количество агрегатов непрерывного действия в работе . . . . .	4
Себестоимость 1 м <sup>3</sup> вскрыши, руб. . . . .	0,20
Эксплуатационный коэффициент погашения . . . . .	3,8
Эксплуатационные затраты по вскрыше на 1 т руды, руб. . . . .	0,76
Эксплуатационные затраты по дренажу на 1 т руды, руб. . . . .	0,10
То же, по транспорту на фабрику, руб. . . . .	0,10
Прочие эксплуатационные затраты на 1 т руды, руб. . . . .	0,08
Себестоимость 1 т сырой руды франко-бункер фабрики, руб. . . . .	1,04

работающих в СССР экскаваторов непрерывного действия составляет в карьерах УССР (Днепровский угольный бассейн, Часов-Ярское месторождение глин) от 0,10 до 0,17 руб. Учитывая более неблагоприятные гидрогеологические и климатические условия, себестоимость 1 м<sup>3</sup> принимается 0,20 руб.

Ежегодные суммарные эксплуатационные расходы по дренажу принимаются в 1 млн. руб., что обеспечивает круглогодичную работу 35 скважин. В расчете предусмотрены затраты на транспортирование добытой руды на фабрику железнодорожным транспортом при расстоянии перевозки 5 км и себестоимости 1 ткм 0,02 руб. При конвейерной доставке руды на фабрику эти затраты могут быть заметно снижены.

Таблица 2

## Технологические показатели обогащения бобово-конгломератовых руд, %

Показатель	Промывка—магнитное обогащение	Обжиг—магнитное обогащение
Содержание железа в сырой руде . . . . .	39,34	39,34
Содержание железа в концентрате . . . . .	49,23	51,37
Выход концентрата . . . . .	42,01	58,7
Извлечение железа в концентрат . . . . .	52,7	76,8
Извлечение железа в хвосты и слив . . . . .	47,3	—
Содержание железа в хвостах и сливе . . . . .	32,15	—

Технологические показатели обогащения бобово-конгломератовых руд разработаны лабораторией руд черных металлов Уралмеханобра на основании исследований и расчетов на средневзвешенный состав руд, определенный Уральским геологическим управлением. В этом составе плотные бобово-конгломератовые руды составляют 7%, глинистые — 53% и смешанные 40%, а среднее содержание железа —

Таблица 3

Технико-экономические показатели обогащения  
бобово-конгломератовых руд

Показатель	Промывка— магнитное обогаще- ние	Обжиг- магнитное обогаще- ние
Себестоимость обогащения 1 т влажной руды, руб.	1,09	1,90
Себестоимость добычи и обогащения 1 т руды при влажности 15%, руб.	2,32	3,13
Расход сырой руды на 1 т концентрата, т	2,38	1,7
Себестоимость 1 т концентрата, руб.	5,42	5,32
Суммарный выход концентрата, тыс. тонн	4201	5870
Общее количество железа в концентрате, тыс. тонн	2070	3018
Количество железа в сливе и хвостах, тыс. тонн	1860	916
Себестоимость 1 т железа в концентрате, руб.	11,22	10,35

39,34% (табл. 2). В данном расчете условно допускается, что среднее качество добытой руды в намеченном карьере будет соответствовать указанному составу пробы.

В результате исследований Уралмеханобра выявились две возможные схемы обогащения со следующими технологическими показателями (табл. 3).

Себестоимость обогащения по обжиг-магнитной схеме составляет по проекту Лисаковского ГОКа 1,59 руб., с учетом меньшей мощности обогатительных фабрик принимаем эту себестоимость 1,90 руб.

В себестоимости передела 1 т руды по схеме промывка — магнитная сепарация учтены затраты на промывку в бутаре и корытной мойке, на дробление руды до 12 мм, на измельчение от 3 до 1 мм и магнитную сепарацию. Общая сумма затрат на обогащение 1 т принята 1,09 руб.

Несмотря на то, что технико-экономические показатели обжиг-магнитного обогащения лучше, чем схемы с промывкой и магнитной сепарацией, преимущества последней выявляются весьма резко при рассмотрении металлургического передела и получении крицы из богатого железом шлама и хвостов промывки и магнитной сепарации.

Технологические расчеты по производству агломерата из концентратов по производству крицы и металлургическому переделу произведены в лабораториях чугуна и прямого восстановления железа из руд в Институте металлургии УФАН СССР. Полный химический анализ показывает, что концентрат магнитного обогащения по химическому составу лучше для комплексного использования бурохромистых руд, так как повышенные потери при прокаливании обеспечивают получение агломератов с более высоким содержанием железа; содержание фосфора в два раза меньше, чем в концентрате обжиг-магнитного обогащения; отношение глинозема к кремнезему обеспечивает при доменной плавке агломератов получение шлаков с содержанием глинозема на 6—10% выше, чем в другом варианте.

Содержание железа в агломерате при магнитной схеме обогащения составит 50,8% при оглюсовании известняком и 50,0% при оглюсовании известняком и шламом; при обжиг-магнитной схеме обогащения соответственно 45,65 и 45,3%.

Таблица 4

## Расходные коэффициенты и расчет себестоимости 1 т агломерата

Показатель	Вариант магнитного обогащения			Вариант обжиг-магнитного обогащения		
	количество	цена	сумма	количество	цена	сумма
Расход концентрата на 1 т агломерата, т . . . . .	1,017	5,42	5,52	0,873	5,32	4,65
Расход известняка на 1 т агломерата, т . . . . .	0,133	1,20	0,16	0,190	1,20	0,23
Себестоимость передела, руб. . . . .	—	—	1,50	—	—	1,50
Себестоимость 1 т агломерата, руб.	—	—	7,18	—	—	6,38
Суммарный выход агломерата, тыс. тонн . . . . .	4130	—	—	6710	—	—

Расходные коэффициенты и расчет себестоимости 1 т агломерата даны в табл. 4.

Для получения крицы из хвостов и слива магнитного обогащения предусматривается загрузка указанного материала во вращающиеся кричные печи вместе с коксиком и известняком. Расчет расходных коэффициентов и себестоимости 1 т крицы принимается по данным института Уралгипроруда в 1959 г. (табл. 5).

Таблица 5

## Расчет расходных коэффициентов и себестоимости 1 т крицы

Показатель	Коли-чество	Цена	Сумма
Содержание Fe в исходном материале, % . . . . .	32,15	—	—
Расход исходных материалов на 1 т крицы, т . . . . .	3,6	—	—
Расход коксовой мелочи, т . . . . .	0,95	7,74	7,35
Расход известняка, т . . . . .	0,30	1,50	0,45
Расход кузнецкого угля, т . . . . .	0,25	8,0	2,00
Затраты по переделу, руб. . . . .	—	—	5,58
Себестоимость 1 т крицы, руб.	—	—	15,38
Общее количество крицы, тыс. тонн	1610	—	—

При использовании вместо коксика других восстановителей, например кузнецкого угля, разница в себестоимости 1 т крицы невелика.

Затраты по переделу также приняты по данным института Уралгипроруда, но они снижены на 25%, ввиду значительно большей мощности кричного цеха.

Расчетные технические показатели доменной плавки агломератов из бурохромистых руд разработаны лабораторией чугуна Института металлургии УФАН СССР (табл. 6).

Из калькуляций видно, что наиболее экономична доменная плавка агломератов из концентратов магнитного обогащения с добавлением крицы. Следует особо отметить, что только при этом варианте получается передельный чугун.

В соответствии с разработанной Институтом металлургии УФАН схемой комплексного использования бурохромистых руд, получаемый

Таблица 6

## Ориентировочная калькуляция себестоимости 1 т хромистого чугуна из продуктов обогащения бурохромистых руд

Показатель	Агломерат из концентрата промывки и обогащения						Агломерат из концентрата обжиг-магнитного обогащения		
	без добавки крицы			с добавкой крицы					
	кол-во	цена, руб.	сумма, руб.	кол-во	цена, руб.	сумма, руб.	кол-во	цена, руб.	сумма, руб.
Содержание Fe в агломерате, % . . . . .	50,8	—	—	50,8	—	—	46,65	—	—
Основность агломерата . . . . .	1,3	—	—	1,31	—	—	1,1	—	—
Расход на 1 т чугуна, т:									
агломерата . . . . .	1,820	7,18	13,07	1120	7,18	8,05	2002	6,38	12,76
крицы . . . . .	—	—	—	0,368	15,38	5,65	—	—	—
кокса . . . . .	0,67	17,0	11,37	0,48	17,0	8,15	0,76	17,0	12,90
Затраты на передел и общезаводские расходы, руб. . . . .	—	—	3,18	—	—	2,37	—	—	3,38
Отпуск газа на сторону, тыс. м <sup>3</sup> . . . . .	1,4	1,10	1,54	0,9	1,1	0,99	1,6	1,1	1,76
Заводская себестоимость 1 т чугуна, руб. . . . .	—	—	26,08	—	—	23,23	—	—	27,28
Годовой выпуск чугуна, тыс. тонн . . . . .	—	—	—	3690	—	—	3350	—	—
Возможная себестоимость 1 т чугуна при применении кислорода и природного газа, руб. . . . .	—	—	24,72	—	—	22,30	—	—	25,60

в доменной печи высокохромистый чугун (от 2,5 до 4,2% Сг) продувается в конвертерах, получается углеродистый полупродукт, содержащий никель и некоторое количество остаточного хрома (0,2—0,3%). Поскольку цель этой продувки — получение высокохромистого шлака, не исключено, что она возможна не только в конвертере, но и в специальном ковше. Однако последний вариант нуждается в проверке, все расчеты приводятся при условии конвертерного передела.

При продувке получается хромистый шлак с содержанием 28—35% окиси хрома и 40—43% железа. По проведенным в УФАНе расчетам шлак пригоден для производства ферро- и силикохрома. Исследования УНИХИМ показали возможность получения из этих шлаков также бихромата натрия. При этом содержащееся в шлаке железо (6,5—7% от исходного в чугуне) используется в первом случае в ферросплавной промышленности, а во втором — для доменного процесса путем использования получаемого при производстве хромпика железосодержащего шлама.

Принимая выход шлака при продувке в 12% к весу продуваемого чугуна, получаем общее количество конвертерного шлака при принятом нами варианте доменной плавки 3690 · 0,12 = 442 тыс. тонн, из которых 221 тыс. тонн направляется на производство феррохрома, 221 тыс. тонн для производства бихромата натрия.

Для определения экономической эффективности использования конвертерных хромистых шлаков в производстве ферросплавов использованы расчеты себестоимости передельного феррохрома младшего научного сотрудника УФАН Ю. Корнилова (табл. 7).

Себестоимость 1 т хрома в сплаве в варианте с использованием хромистых шлаков несколько выше, а практически находится на одном

Таблица 7

Себестоимость 1 т передельного феррохрома из конвертерных хромистых шлаков

Статья затрат	По существующей схеме на привозных хромитовых рудах			По схеме УФАН с использованием хромистых шлаков	
	цена, руб.	количество	сумма, руб.	количество	сумма, руб.
Руда хромитовая, т . . .	10,00	1,852	18,52	1,062	10,66
Хромистые шлаки, т . . .	4,39	—	—	0,730	3,20
Коксик — орешек, т . . .	13,90	0,495	6,88	0,445	6,19
Электроэнергия, тыс. квт·ч.	5,15	3,564	18,32	3,150	16,22
Прочие расходы . . . . .	—	—	19,14	—	19,02
Себестоимость 1 т сплава .	—	—	62,86	—	55,29
Содержание $\text{Cr}_2\text{O}_3$ , % . . .	—	55,0	—	65,0	—
Себестоимость 1 т хрома .	—	—	96,70	—	100,52

уровне с вариантом производства феррохрома из привозных хромитовых руд. Стоимость 1 т необогащенного шлака в данном расчете принимается по его прейскурантной отпускной цене 1 руб.

По содержанию окиси хрома 221 тыс. тонн хромистого шлака эквивалентны 130 тыс. тонн хромитовой руды с содержанием окиси хрома 53%. Замена хромитовой руды хромистым шлаком имеет положительное народнохозяйственное значение. Она позволяет сберегать ограниченные в стране и мировой экономике запасы хромитовых руд и позволяет увеличить их экспорт, а также дает экономию по удельным капитальным затратам на добычу хромитовых руд и на перевозку по железной дороге.

Удельные капитальные затраты по хромитовым рудникам составляют примерно 6,00 руб/т руды, что означает экономию 0,8 млн. руб. на весь объем заменяемой руды. Удельные капитальные затраты, сберегаемые в результате отказа от привоза руды, составят  $0,008 \cdot 130 \cdot 1253 = 1,3$  млн. руб. Возможность получения различных хромовых соединений из конвертерных шлаков доказана лабораторными опытами института УНИХИМ.

Предварительные расчеты себестоимости производства 1 т бихромата натрия из серовских хромистых шлаков показывают, что она будет в районе г. Серова не выше, а возможно и ниже, чем на Уральском хромпиковом заводе. Экономия получается за счет замены дорогостоящего привозного хромита даровым шлаком, а также за счет большего масштаба производства.

Ввиду того, что при сравнительном калькулировании хромпика на хромитах и на шлаках должны быть скрупулезно учтены и удороажающие факторы, что невозможно при укрупненных методах, в данном расчете учитывается экономия, связанная с эксплуатационными расходами, только в размере отпускной цены необогащенного шлака — 1 руб. за тонну.

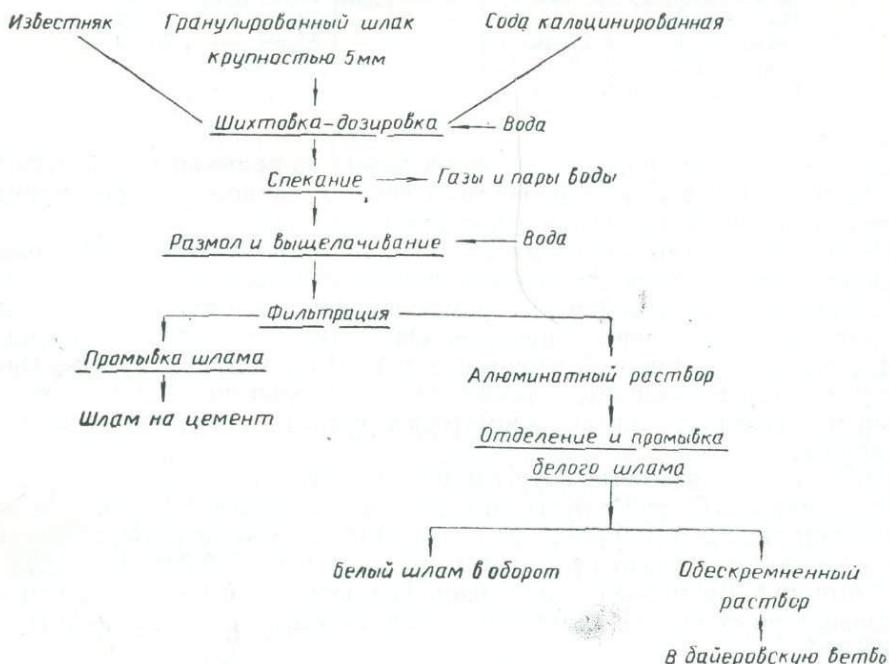
Общая экономия по переделу при использовании хромистых шлаков составляет 442 тыс. руб. в год на весь объем или 12 коп. на 1 т чугуна, на капитальные затраты по добыче хромитовой руды 1,6 млн. руб. и железнодорожному транспорту 2,6 млн. руб., а в целом 4,2 млн. руб. Экономии 0,12 руб. на 1 т чугуна противостоит увеличение себестоимости чугуна на 1 р. 60 к. в результате введения дуплекс-процесса. Эко-

номия на капитальных затратах в 4,2 млн. руб. лишь частично покрывает дополнительные капитальные затраты на дуплекс-процесс, определяемые ориентировочно в 30 млн. руб.

Важнейшее значение для комплексного использования серовских бурохромистых руд имеет промышленное использование доменных высокоглиноземистых шлаков. Состав шлаков характеризуется следующим содержанием компонентов, %:

$\text{Al}_2\text{O}_3$	$\text{SiO}_2$	$\text{CaO}$	$\text{MgO}$	$\text{TiO}_2$	$\text{MnO}$	$\text{FeO}$	$\text{Ni}$	$\text{V}_2\text{O}_5$
42	24,0	24,5	4,0	1,85	0,26	0,5	1,0	0,1

При удалении в процессе переработки окиси хрома глиноземистый шлак может служить исходным сырьем для производства глинозема и



Технологическая схема производства глинозема и белитовых шламов.

белитовых шламов, пригодных для получения портланд-цемента. Лабораторией гидрометаллургии УФАН предложена для получения указанных продуктов технологическая схема (см. рисунок).

На основе указанной технологической схемы и технологических показателей, разработанных той же лабораторией, рассчитана себестоимость производства 1 т глинозема из глиноземистых доменных шлаков. В расчетах использована проектная калькуляция себестоимости получения 1 т глинозема из золы Богословской ТЭЦ, разработанная экспериментальным цехом Богословского алюминиевого завода, технология которого аналогична рассматриваемой.

Цены на покупные материалы и электроэнергию приняты применительно к условиям Краснотурьинского района, цеховые и общезаводские расходы уменьшены против показателей экспериментального цеха с учетом значительно большей мощности глиноземного цеха, перерабатывающего доменные шлаки (табл. 8).

Таблица 8

**Калькуляция себестоимости 1 т глинозема, полученного из глиноземистых шлаков доменной плавки**

Показатель	Получение глинозема из золы Богословской ТЭЦ			Получение глинозема из доменных шлаков		
	количество	цена, руб.	сумма, руб.	количество	цена, руб.	сумма, руб.
<b>Сырье:</b>						
зола или доменный шлак, т . . . . .	3,42	0,30	1,03	3,17	0,80	2,54
известняк, т . . . . .	5,50	1,00	5,50	1,29	1,50	2,19
сода, т . . . . .	0,09	36,00	3,24	0,15	32,73	4,91
<b>Итого . . . . .</b>	—	—	9,77	—	—	9,64
<b>Вспомогательные материалы:</b>						
шары стальные, кг . . . . .	6,0	0,12	0,72	3,40	0,12	0,41
целлюлоза и фильтровальное полотно	—	—	0,60	—	—	0,60
<b>Итого . . . . .</b>	—	—	1,32	—	—	1,01
<b>Топливо и энергия:</b>						
уголь на спекание (богословский), т	2,00	4,20	8,40	2,00	4,20	8,40
мазут на кальцинацию глинозема (раствора), т . . . . .	0,134	20,67	2,77	0,134	20,67	2,77
пар, Мкал . . . . .	3,5	1,60	5,60	3,5	1,60	5,60
электроэнергия, квт·ч . . . . .	700	0,006	4,20	700	0,006	4,20
сжатый воздух, м <sup>3</sup> . . . . .	800	0,009	0,72	800	0,009	0,72
вода, м <sup>3</sup> . . . . .	80	0,013	1,02	80	0,018	1,02
<b>Итого . . . . .</b>	—	—	22,71	—	—	22,71
<b>Заработка плата:</b>						
основная . . . . .	—	—	3,60	—	—	3,60
дополнительная . . . . .	—	—	0,34	—	—	0,34
выслуга лет . . . . .	—	—	0,36	—	—	0,36
начисления на заработную плату . .	—	—	0,33	—	—	0,33
<b>Итого . . . . .</b>	—	—	4,63	—	—	4,63
<b>Цеховые расходы (амортизация, текущий ремонт и прочие цеховые расходы) . .</b>	—	—	16,20	—	—	10,92
<b>Итого цеховая себестоимость . . . . .</b>	—	—	54,63	—	—	48,91
<b>Общезаводские расходы . . . . .</b>	—	—	2,00	—	—	1,62
<b>Итого заводская себестоимость 1 т глинозема . . . . .</b>	—	—	56,63	—	—	50,53

Заводская себестоимость 1 т глинозема из доменных шлаков без учета возврата от попутно получаемых белитовых шламов составила 50,53 руб. против 56,63 руб. себестоимости глинозема из золы ТЭЦ. При весьма осторожной оценке белитового шлама, являющегося экономичным сырьем для получения цемента по 1,50 руб. за тонну, получаем стоимость возврата на 1 т глинозема 4,29 руб.

Себестоимость 1 т глинозема из доменных шлаков с учетом возврата от белитовых шламов составит 46,24 руб. Принимая отпускную цену 1 т глинозема по наименьшей стоимости 65 руб., имеем прибыль на 1 т 18,76 руб. или на 1 т исходного шлака 5,93 руб., а на 1 т чугуна 2,96 руб.

Таблица 9

**Расчет (ориентировочный) капитальных затрат  
по Серовскому ГОКу бурохромистых руд  
производительностью 10 000 тыс. тонн сырой руды**

Показатель	Сумма, млн. руб.
Горнокапитальные работы . . . . .	20
Горное оборудование карьера . . . . .	15
Железнодорожный, автомобильный и прочий транспорт . . . . .	2
Подготовка территории . . . . .	2,0
Объекты подсобного и обслуживающего назначения . . . . .	8,0
Внешнее электроснабжение и объекты энергетического хозяйства . . . . .	5
Внешнее водоснабжение, теплофикация и канализация . . . . .	5,0
Благоустройство площадки . . . . .	1,0
Обогатительная фабрика (промывка и магнитная сепарация) . . . . .	26
Кричный передел . . . . .	35
Аглофабрика . . . . .	20
Затраты, не вошедшие в предыдущие статьи . . . . .	11
<b>Итого . . . . .</b>	<b>150</b>

В связи с тем, что в перспективном плане народного хозяйства СССР предусматривается резкое увеличение производства алюминия, а следовательно и резкое возрастание потребности в сырье, содержащем глинозем, будут втянуты в промышленное использование и низкосортные виды сырья, характеризующиеся более низким, чем у бокситов, содержанием глинозема и худшим кремниевым модулем. Под этим углом зрения использование глиноземистых доменных шлаков для производства глинозема представляется экономически высокоэффективным.

Попутное получение при производстве глинозема 1660 тыс. тонн белитовых шламов позволяет организовать на Северном Урале производство дешевого цемента марок 400, 500 и 600 в крупных масштабах, при экономии капитальных затрат порядка 5 млн. руб. на добычу известняка и глины.

Нами приводится ориентировочный расчет капитальных затрат на строительство Серовского горнообогатительного комбината бурохромистых руд производительностью 10 млн. тонн сырой руды в год (табл. 9).

Общее количество глинозема, которое можно получить при предполагаемой мощности комбината, составит 580 тыс. тонн, что эквивалентно по содержанию глинозема примерно 1 млн. тонн бокситовых руд. Замена добываемых подземным способом в весьма сложных горногеологических условиях бокситовых руд попутно получаемым доменным шлаком означает для народного хозяйства весьма большую экономию в капитальных затратах на добычу руды.

Учитывая, что рассматриваемые нами шлаки могут заменить не уральские бокситы, а какое-либо другое сырье, которое можно добывать более дешевым способом, принимаем для учета часть экономии капиталовложений по бокситам — 18 млн. руб.

Таблица 10

## Показатели экономической эффективности разработки Серовского месторождения бурохромистых руд

Показатель	Серовское месторождение	Качканарский ГОК (проект)	Соколовско-Сарбайский ГОК (проект)
Содержание железа, %:			
в сырой руде . . . . .	39,3	16	45—48
в концентрате . . . . .	49,23	63	65
в крище . . . . .	90,0	—	—
Выход продуктов на 1 т чугуна, кг:			
глиноземистый шлак (доменный) . . . . .	500	—	—
хромистый шлак (конвертерный) . . . . .	1,500	—	—
глинозем из доменного шлака . . . . .	120	—	—
белитовый шлам из доменного шлака . . . . .	157	—	—
	450	—	—
Себестоимость 1 т чугуна, руб.	22,30	<u>24,10*</u>	18,80
Удорожание себестоимости стали на 1 т чугуна в результате дуплекс-процесса, руб.	1,60	—	—
Экономия на себестоимости 1 т чугуна в результате использования хромистых шлаков для производства хромпика и феррохрома, руб.	0,12	—	—
Экономия на себестоимости 1 т чугуна в результате использования доменных шлаков для производства глинозема и цемента, руб.	2,96	—	—
Себестоимость 1 т чугуна с учетом промышленного использования шлаков, руб.	20,82	—	—
Удельные капитальные затраты по добыче и подготовке руды на 1 т чугуна, руб.	40,70	—	—
Дополнительные затраты на дуплекс-процесс (30 млн. руб.) на 1 т чугуна, руб.	8,12	—	—
Экономия на удельных затратах по добыче хромитов и железнодорожном транспорте при использовании хромистых шлаков на 1 т чугуна, руб.	1,14	—	—
Экономия на удельных затратах по добыче и обогащению сырья для производства глинозема и цемента при использовании доменных шлаков на 1 т чугуна, руб.	6,23	—	—
Удельные капитальные затраты на 1 т чугуна с учетом использования шлаков, руб.	41,45	<u>74,70*</u>	52,50
	51,20		

\* В знаменателе — себестоимость с учетом использования ванадия.

При подсчете капитальных затрат учитываются только объекты по добыче и подготовке руды и не учитывается строительство металлургического завода с конвертерным отделением и цехов для агломерации конвертерных хромистых шлаков для производства хромпика, завода по производству глинозема из глиноземистых шлаков и цементного завода на белитовых шламах.

Затраты рассчитаны на объем капитальной вскрыши 100 млн. куб. метров по 0,20 руб. за 1 куб. метр при производстве вскрышных работ роторными экскаваторами. Затраты на горное оборудование карьера в основном состоят из затрат на 5 комплектов роторных экскаваторов ЭР-1600 в сочетании с отвальными мостами. Затраты на железнодорожный и прочий транспорт приняты в 2 раза меньшими, чем на Качканарском ГОКе. Учитывается, что общий объем ежегодно перевозимой массы будет в 3 раза меньше, чем на Качканарском ГОКе.

Стоимость обогатительной и агломерационной фабрик принята по удельным затратам проектируемых в настоящее время фабрик примерно такой же мощности. Стоимость затрат на кричный передел принята по

анalogии с расчетами ТЭДа по кричному переделу алапаевских руд с поправкой на увеличение этого цеха.

При определении экономической эффективности разработки Серовских бурохромистых руд (табл. 10) расчет удельных капитальных затрат и себестоимости продукции производится по горнообогатительно-агломерационному производству на 1 т железа в товарной продукции (агломерате и крице) и на 1 т выплавляемого чугуна. Обычно применяемый в проектной практике расчет удельных капитальных затрат на 1 т железа в концентрате в данном случае не подходит, поскольку значительная часть извлекаемого железа переходит сначала в хвосты, а затем из хвостов в крицу.

Расчет по горнообогатительному производству на 1 т чугуна дополнительно необходим, ввиду того что применение весьма дорогой крицы ведет к резкому сокращению расходов на кокс и затратам по доменному переделу.

### Выводы и предложения

Серовское месторождение бурохромистых руд принадлежит к месторождениям с сравнительно небольшими удельными капитальными затратами по горнообогатительному производству на 1 т получаемого чугуна. Его фондоемкость в два с лишним раза меньше фондоемкости Качканарского ГОКа, ниже чем на Соколовско-Сарбайском комбинате и некоторых новых проектируемых ГОКах и по этому показателю оно должно быть отнесено к перспективным месторождениям Советского Союза и к лучшим месторождениям Урала.

По себестоимости получаемого металла при учете комплексно добываемых продуктов Серовское месторождение относится ко второй группе предприятий. Себестоимость 1 т чугуна (в переводе на стандартный передельный чугун) составит при кричном варианте 22—23 руб. за 1 т против 18—19 руб. на предприятиях с наиболее низкой себестоимостью и 27—30 руб. на худших.

1. Ввиду эффективности капитальных затрат должны быть форсированы геологические работы по разведке месторождения, утверждению запасов и работы по взятию и исследованию промышленной пробы.

2. Необходимо специально исследовать и провести полупромышленные испытания по использованию хромистых шлаков для получения хромпика и феррохрома с производством уточненных экономических расчетов.

3. Необходимо технологически разрешить вопрос об удалении хрома из доменных шлаков, исследовать и провести основанные на полупромышленных испытаниях технико-экономические расчеты по использованию доменных шлаков для производства глинозема и отходных белитовых шламов для получения портланд-цемента.

4. Провести лабораторные исследования по нахождению рациональной схемы использования охристых железо-никелевых руд.

5. Провести испытания по продувке хромистых чугунов в разливочных ковшах, что даст возможность резко сократить капитальные и эксплуатационные затраты по конвертерному переделу и свести к минимуму затраты на дуплекс-процесс.

Б. З. КУДИНОВ  
Институт металлургии УФАН СССР  
А. И. БЫЧИН  
Алапаевский металлургический комбинат

## ПОЛУЧЕНИЕ ВЫСОКОКАЧЕСТВЕННОГО ЧУГУНА И ОСНОВНОГО ШЛАКА В ТРУБЧАТЫХ ПЕЧАХ ИЗ ХРОМИСТЫХ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД СЕРОВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Вопросу о получении чугунов с низким содержанием фосфора и серы уделяется значительное внимание. До настоящего времени выплавка ответственных и специальных марок стали базируется на древесноугольном чугуне. Для получения таких чугунов используются, главным образом, руды и топливо с очень низким содержанием вредных примесей, в частности — обожженные бурые железняки, древесный уголь или низкофосфористый кокс.

В последнее время, наряду с развитием способов внедоменного обессеривания и бесфосфоривания чугунов, в заграничной практике все большее распространение находит метод внедоменного получения высококачественных чугунов. В Штюрцельберге (ФРГ) в течение ряда лет выплавляют чугун в трубчатых вращающихся печах из пылеватых руд и другого малооцененного сырья. Процесс основан на применении трубчатых печей длиной 11,5 м и диаметром 4,4 м и является периодическим.

Шихтовые материалы загружаются в бадью, которая краном поднимается к телескопическому желобу и дальше — в печь. Трубчатая печь устанавливается на поворотном круге, позволяющем поворачивать ее на 180° вокруг вертикальной оси, чем достигается возможность отапливать ее через любой торец, совмещая его со стационарным штуцером горелки. Печь работает на пылеугольном топливе.

Футеровка печи набивается из доломита, конические откосы футеруют магнезитовым кирпичом. Стойкость футеровки 200 плавок. Плавка продолжается 6—8 час, вес плавки изменяется от 8 до 20 т. В начале плавки часть тепла расходуется на компенсацию тепловых потерь, имевших место в период загрузки шихты. Жидкий чугун появляется примерно через 4 часа.

В результате высокой основности шлака  $(\text{CaO} + \text{MgO}) : \text{SiO}_2 = 2,0$  он от начала до конца плавки остается в твердом состоянии, что является особенностью этого процесса. Известняк при непрерывном вращении печи образует рыхлый шлак. Мелкозернистость шлака обусловливает высокую поверхность соприкосновения его с жидким чугуном, а высокая основность повышает его активность.

Во вращающейся печи железо, марганец, хром, кремний и фосфор восстанавливаются в меньшей степени, чем в доменной, так как атмосфера печных газов в печи слабо окислительная. При использовании в шихте сырого шпатового железняка состава: 20%  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ; 20,6%  $\text{FeO}$ ; 2,28%  $\text{MnO}$ ; 8,4%  $\text{CaO}$ ; 4,7%  $\text{MgO}$ ; 7,8%  $\text{SiO}_2$ ; 1,9%  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ; 0,035%  $\text{P}$

расход материалов на 1 т чугуна составил: руды 4605 кг; известняка 715 кг; коксика-восстановителя 799 кг.

Выход чугуна из шихты составил 21,8%. Основность шлака 2,05 при среднем составе шлака: 45,9% CaO; 14% MgO; 23,9% SiO<sub>2</sub>; 4,92% Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; 4,0% MnO и 6,7% FeO. Состав выплавленного чугуна колебался в следующих пределах: 4—4,5% C; 0,015—0,02% Si; до 0,03% P и до 0,015% S. При этом фосфор шихты переходил в чугун только на 35,8%.

Потери железа складываются из недовосстановления его (шлак содержит до 6,7% FeO) и запутывания капелек металла в сыпучем шлаке. Отмечено, что главные потери чугуна наблюдаются при охлаждении печи в период выпуска чугуна, когда металл запутывается в шлаке и приваривается к остывшей футеровке печи. Этот чугун теряется при вертикальном положении печи в период выпуска шлака [1]. Основной шлак этих плавок, по данным Эуленштейна и Круса [2], благодаря высокому содержанию извести, пригоден для производства высококачественного портланд-цемента.

Чугун, выплавленный в трубчатой печи, продувают в кислом конвертере кислородом. Вследствие высокой температуры нагрева чугуна, его можно продувать в конвертере без химических теплоносителей.

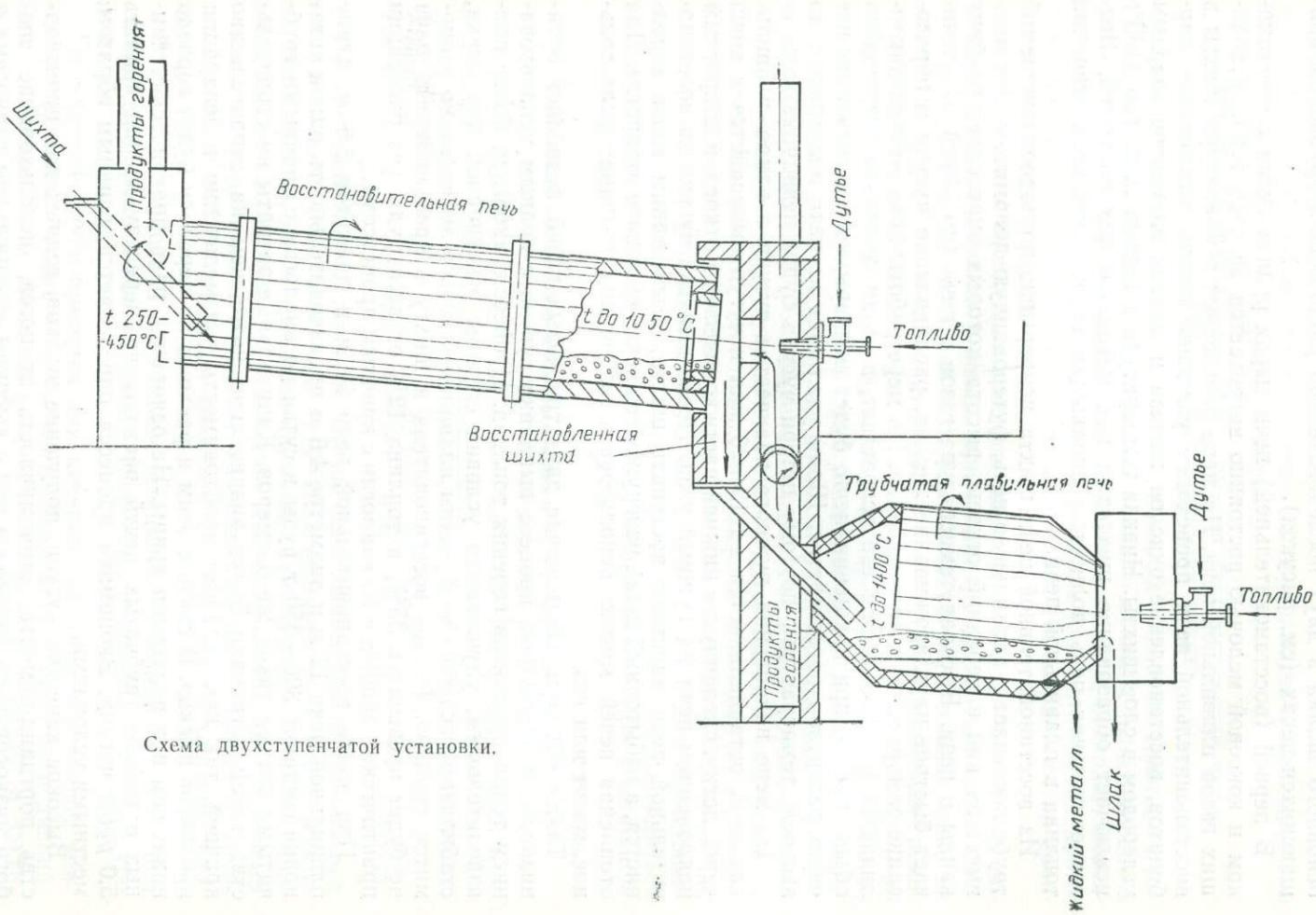
Вторая промышленная трубчатая печь длиной 10,5 м и диаметром кожуха 3,8 м работает на агломерате с 48% железа. Обычно шихта состоит из 10 т агломерата и 3,5 т коксового орешка. Для отопления печи расходовалось около 600 кг/т чугуна угольной пыли. Процесс занимал 6 час., загрузка и выпуск чугуна — 1,5 часа. Каждый выпуск составлял 5—6 т металла, а суточная производительность — около 17 т.

При работе на высокоосновных шлаках состава: 27% SiO<sub>2</sub>, 5% Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, 57% CaO; 3—5% MgO и 3—5% Fe получились качественные чугуны состава: 4,4% C; 0,015% Si; 0,2—0,3% Mn; 0,01—0,03% P и до 0,025% S. Этот чугун по своим качествам не уступал шведским древесноугольным чугунам. Стойкость футеровки при работе печи на кислых шлаках была очень низкой.

Анализ существующих способов получения чугуна во вращающихся печах указывает на целесообразность постановки полупромышленных экспериментов. Этот метод основан на использовании пылеватых руд. В качестве восстановителя используется коксовый орешек, антрацит или тощий уголь, а также появляется возможность использования торфяного кокса или полукукса. В качестве топлива можно использовать мазут, природный газ, энергетические угли. Наряду с высококачественным чугуном получается шлак, пригодный для переработки на портланд-цемент.

Кроме того, специфичность условий восстановления окислов металлов в трубчатых печах позволяет ограничить переход в чугун нежелательных элементов. В частности, процесс особенно благоприятен для переработки хромсодержащих руд. Переход хрома в чугун в этом процессе будет ограничен, а низкое содержание серы и фосфора в чугуне позволят перерабатывать его на сталь в бессемеровском конвертере. В трубчатых печах можно проплавлять руды с высоким содержанием Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, а также бокситы, непригодные к получению глинозема и к доменной плавке, на высокоглиноземистый шлак.

Однако известные способы получения чугуна во вращающихся печах имеют ряд недостатков: периодичность работы подобно мартеновским плавкам, а следовательно, низкая производительность, высокая температура отходящих газов, что приводит к перерасходу топлива, и большие потери чугуна со шлаком (до 25%).



В отличие от схем, осуществленных за границей, в данной работе предлагается технологическая схема непрерывного получения чугуна и основного шлака в двух последовательно работающих трубчатых вращающихся печах (см. рисунок).

В первой (восстановительной) печи сырая руда в смеси с известняком и коксовой мелочью постоянно нагревается за счет тепла отходящих газов плавильной печи. По мере повышения температуры шихты в восстановительной печи происходит удаление влаги, разложение карбонатов, восстановление окислов железа и других элементов твердым углеродом в слое шихты. Низкая температура в первой печи (до 1100°) исключает образование шихтовых или металлических настылей. Восстановительная печь полностью использует тепло продуктов сгорания топлива в плавильной печи.

Из восстановительной печи шихта непрерывно по водоохлаждаемой трубе поступает в плавильную печь, футерованную доломитом. Эта печь имеет задний и передний откосы, высота которых определяет глубину ванны в печи. Высокая температура газов в печи (до 1450°) обеспечивает быстрое науглероживание железа, расплавление чугуна и образование саморассыпающегося шлака. По мере работы печи металл накапливается в ванне, объем его возрастает, а шлак, заполнив оставшийся объем ванны, при вращении печи, будет непрерывно удаляться из нее через разгрузочное отверстие. Шлак удаляется из печи подогретым до высокой температуры, поэтому потери чугуна будут незначительны.

По мере накопления нужного количества чугуна в ванне, плавильная печь останавливается на 15—20 мин и чугун выпускается в ковш через летку, сделанную в нижней части конического откоса, или простым наклонением печи на нужный угол. После выпуска чугуна из восстановительной печи начинает поступать шихта, объем ванны вновь заполняется, а избыточный шлак разгружается через выходное отверстие. Для отопления печей можно использовать любой вид топлива: пылеугольное, мазут или газ.

Таким образом, совмещение двух трубчатых печей позволяет организовать непрерывный процесс выплавки чугуна с полным использованием тепла продуктов горения топлива. Процесс становится более производительным, улучшаются условия службы оgneупорной футеровки, стабилизируется тепловой режим плавильной печи и значительно экономится топливо. Расход восстановителя в шихту в промышленной печи не будет превышать 35%, а топлива 12% от веса руды (на основании практических данных и по аналогии с кричным процессом).

При длине восстановительной печи 50 м и диаметре 3,6 м, длине плавильной печи 12 м и диаметре 4,6 м производительность одной установки составит 300—350 т руды в сутки по аналогии с кричными трубчатыми печами таких же размеров. Капитальные затраты на строительство такой установки будут значительно ниже, чем на строительство кричной, так как отпадает необходимость в измельчении и сепарации продуктов плавки. В связи с этим и расходы по переделу будут гораздо ниже, чем при получении крицы. На основании ряда практических данных о работе трубчатых печей расходы по переделу можно принять 5,0 руб/т чугуна. Экономика процесса определяется, главным образом, местными условиями.

Высокое качество чугуна, получение шлаков, годных для производства портланд-цемента, экономичность процесса, использование любого низкосортного топлива и руд с высоким содержанием глинозема и хрома — открывает широкие перспективы для развития этого процесса на Урале. По массовости производства процесс не может конкурировать с

доменным, но он дополняет его в области использования ряда комплексных руд и других отходов, по той или иной причине не пригодных к доменной плавке.

Ниже приведены некоторые данные по переработке этим процессом бурохромистых руд и красных шламов.

### Плавка хромистых железных руд на бессемеровский чугун в трубчатых вращающихся печах

Хромистые железные руды, запасы которых только на Среднем Урале превышают миллиард тонн, до настоящего времени используются в металлургии крайне мало. Эти руды, наряду с хромом, содержат значительное количество глинозема. При обогащении руды отношения хрома к железу и глинозема к кремнезему в концентрате возрастают по сравнению с исходной рудой.

Опыт работы Орского-Халиловского металлургического комбината показывает, что в доменных печах при шлаках, содержащих более 23%  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , крайне трудно выплавить передельный чугун, а плавка даже на литьевой чугун сопровождается низкими технико-экономическими показателями. Выплавленные чугуны с кремнием содержат до 3,5% Сг и до 0,4% Р, что затрудняет их дальнейшую переработку. До настоящего времени не используются хромистые железные руды Серовского района.

Анализы ауэрбаховской руды и концентрата, приведенные в табл. 1, показывают, что обычная доменная плавка связана с трудностью выплавки передельного чугуна на шлаках с повышенным содержанием глинозема. Кроме того, при плавке агломерата доменный чугун будет содержать наряду с 1,5—2,5% Si до 3,5% Сг и до 0,025% Р. Очевидно, что подобные чугуны можно перерабатывать только дуплекс-процессом, который требует капитальных вложений и будет сопровождаться рядом специфических трудностей в доменном, конвертерном и марганцовском переделах.

Таблица 1

Химический состав ауэрбаховского бурого железняка и концентрата, %

Наименование	Fe	Mn	P	S	Cr	$\text{SiO}_2$	$\text{Al}_2\text{O}_3$	CaO	MgO
Ауэрбаховский бурый железняк . . . . .	43,6	0,4	0,045	0,035	1,5	15,1	13,5	1,2	0,3
Концентрат . . . . .	55,3	0,2	0,1	0,03	1,6	3,5	8,3	0,24	0,71

Расчеты шихты показывают, что на базе сырых ауэрбаховских руд и концентратов (см. табл. 1) в трубчатых вращающихся печах можно получить чугуны, не содержащие кремний, а фосфор шихты в этом процессе только на 35% переходит в чугун. Высокое содержание глинозема в исходной руде только повышает качество основного шлака в трубчатой печи, и этот шлак будет являться ценным сырьем для производства цемента.

В табл. 2 приведены некоторые технико-экономические показатели плавки сырой руды и концентрата в трубчатых вращающихся печах (по схеме, см. рисунок).

Полученный чугун пригоден для переработки в сталь в кислом конвертере. Продувка таких чугунов кислородом не вызывает затруднений. Если даже при этом процессе весь хром из шихты перейдет в чугун, то он окисляется при продувке, а конвертерный шлак может содержать до 40% окислов хрома и может быть использован для выплавки феррохрома в электропечах.

Таблица 2  
Технико-экономические показатели плавки руды  
и концентрата

Показатель	Плавка концентраты	Плавка ауэрбаховской руды	Плавка красного шлама
Расход щихтовых материалов, кг/т чугуна:			
руды . . . . .	1850	2400	3100
восстановителя* . . . . .	670	840	1100
топлива (условного)* . . . . .	220	300	370
известняка . . . . .	250	1650	110
Состав чугуна, %			
Si . . . . .	0,02	0,015	0,02
P . . . . .	0,06	0,04	0,22
S . . . . .	0,03	0,02	0,03
Cr** . . . . .	1,5	1,8	0,15
Mn . . . . .	0,2	0,4	0,08
Выход шлака, кг/т чугуна	490	1870	1360
Состав шлака, %			
SiO <sub>2</sub> . . . . .	14,7	24,0	18,2
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> . . . . .	32,3	20,0	38,0
CaO . . . . .	26,6	43,6	31,4
MgO . . . . .	4,7	4,1	2,8
FeO . . . . .	10,0	4,7	5,6
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> . . . . .	0,6	0,08	0,65
Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub> . . . . .	4,5	1,4	—
S . . . . .	0,7	0,25	1,3
Основность шлака (CaO + MgO) : SiO <sub>2</sub> . . . . .	2,1	2,0	1,9

\* В расчетах принят расход восстановителя 35% и топлива 12% от веса руды по аналогии с кричным процессом.

\*\* Переход хрома в чугун условно принят 50%.

Предложенный способ переработки серовских хромистых железных руд позволяет полностью использовать все отходы. Кроме того, при содержании фосфора в концентрате не выше 0,1% появляется возможность получения бессемеровской стали. Сам процесс не требует предварительной агломерации концентраты и он может быть осуществлен с минимальными капитальными затратами, так как отпадает необходимость в строительстве аглофабрики, доменных и мартеновских печей. Кроме того, вместо металлургического кокса используется коксовая мелочь из неспекающихся углей, а в качестве топлива — природный газ или другие недефицитные сорта топлива.

Экономичность процесса определяется местными условиями, но очевидно, что расходы по переделу будут ниже, чем при получении крицы в трубчатых печах (5,0 руб/т чугуна). При стоимости сырой руды — 11,20 руб/т, концентрата 5,50 руб/т, коксовой мелочи 8,0 руб/т и топлива — 10,0 руб/т стоимость чугуна составит (в руб.):

	Плавка концентраты	Плавка сырой ауэрбаховской руды
Руда . . . . .	1,85 · 5,5 = 10,2	2,4 · 1,2 = 2,9
Коксовая мелочь . . . . .	0,67 · 8,0 = 5,4	0,84 · 8,0 = 6,7
Топливо . . . . .	0,22 · 10,0 = 2,2	0,300 · 10,0 = 3,0
Флюс . . . . .	0,25 · 1,5 = 0,4	1,65 · 1,5 = 2,5
Расходы по переделу .	5,0	7,0
Итого . .	23,2	22,1
Реализация шлака . . .	1,2	3,5
Себестоимость чугуна .	22,0 руб/т	18,6 руб/т

Таким образом, при хорошо организованном процессе в трубчатой печи стоимость чугуна будет не выше, чем при выплавке его в современных доменных печах. Кроме того, чугун получается более качественным, а шлак полностью используется на приготовление цемента.

### Плавка красных шламов в трубчатых вращающихся печах

Отход глиноземного производства — красные шламы до настоящего времени не используются. На действующих глиноземных предприятиях этого шлама накоплено уже миллионы тонн.

Шлам представляет собой влажную слежавшуюся массу из тонкодисперсных частиц. Ориентировочный химический состав его приведен ниже, %:

Fe	P	S	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	Na <sub>2</sub> O
33,4	0,31	0,54	7,6	13,1	9,8	2,0

Для переработки шлама в трубчатых печах по схеме, приведенной на рисунке, не требуется предварительной подготовки и окомкования его. Влажный шлам смешивается с требуемым количеством восстановителя и флюсов, и шихта подается в восстановительную трубчатую печь. Процесс ведется на шлаках с основностью 2,0, что соответствует условиям для выщелачивания глинозема. В табл. 2 приведены расходы материалов на 1 т чугуна, а также состав чугуна и шлака, полученных в трубчатой печи из шлама. Расчеты показывают, что при плавке шлама в трубчатых печах получается низкокремнистый мартеновский чугун и шлак, содержащий до 38% Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> и пригодный для выщелачивания глинозема по методу Байера.

Предложенный способ позволяет использовать красные шламы для выплавки чугуна с минимальными капитальными затратами при полном использовании всех продуктов плавки.

### ЛИТЕРАТУРА

1. Выплавка чугуна во вращающихся трубчатых печах. Бюлл. ЦИИН, № 21, 1955.
2. F. Eulenstei n, A. Kru s. «Stahl und Eisen». B. 57, № 1, 1937, S. 6—11.

П. С. КУСАКИН, Б. М. СМИРНОВ  
Институт металлургии УФАН СССР

## МИНЕРАЛЬНЫЙ СОСТАВ ОХРИСТЫХ ЖЕЛЕЗОНИКЕЛЬНЫХ РУД СЕРОВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Окисленные никелево-cobальтовые железные руды Серовского месторождения залегают совместно с бурохромистыми бобово-конгломератовыми рудами. Выделение участков никелево-cobальтовых руд, в настоящее время производится геологическими разведками.

По происхождению никелево-cobальтовые железные руды являются продуктами латеритного выветривания серпентинитовых пород. Руды имеют охристое сложение и состоят из сильно выветренных бурых железняков, содержащих в себе, наряду с порошковатыми разновидностями руд, также и конкреции, жеоды и натечные формы — отложения бурых гидроокислов железа. При разработке такие руды будут давать значительное количество пылеватого материала.

Первичными породами, из которых формировались руды путем выветривания, служили ультраосновные породы магнезиально-железистого состава, преимущественно серпентиниты. В результате сложного многофазного процесса физико-химического выветривания пород и последующего их превращения возникли залежи руд, содержащих в себе железо, никель, cobальт, марганец, хром и другие элементы. В рудах обнаружено незначительное количество примесей благородных металлов платиновой группы.

Никель и cobальт поступали в месторождение из серпентинитовых пород путем миграции, преимущественно в растворенном виде. Самостоятельных минералов никеля в рудах не обнаружено. Имеет место приуроченность никеля к глинистым минералам, в частности к нонтрониту, а также к гидроокислам железа.

Cobальт преимущественно связан с окислами марганца и можно предположить, что он связан с мар-

Химический состав разновидностей охристой железной руды Серовского месторождения, %

Компоненты	Нонтронитовая глинистая	Коричневая марганцовистая железная	Натечная корковая бурого цвета	Желтая охристая
Fe . . .	15,03	40,27	53,63	48,27
SiO <sub>2</sub> . . .	34,38	15,36	8,94	16,58
TiO <sub>2</sub> . . .	0,644	0,24	Следы	0,34
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> . . .	24,18	9,04	3,42	2,70
Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub> . . .	0,635	0,92	0,29	0,60
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> . . .	20,68	52,10	72,20	60,30
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> . . .	0,122	0,26	0,47	0,41
V <sub>2</sub> O <sub>5</sub> . . .	0,008	0,040	0,053	0,073
CaO . . .	1,68	1,45	1,10	1,33
MgO . . .	0,46	1,08	0,83	0,96
MnO . . .	0,10	0,95	0,29	0,262
FeO . . .	0,78	4,88	3,91	7,81
Zn . . .	0,156	0,550	0,512	0,510
Cu . . .	0,046	0,073	0,040	0,043
S . . .	0,28	0,27	0,27	0,32
H <sub>2</sub> O . . .	1,35	2,14	0,98	0,98
П.п.п. . .	14,20	10,26	9,20	7,99

ганцем в форме минерала асболита ( $\text{CoO} \cdot 2\text{MnO}_2 \cdot 4\text{H}_2\text{O}$ ) или представлен гетерогенитом ( $\text{CoO} \cdot 2\text{Co}_2\text{O}_3 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$ ), так же как в аналогичных по происхождению латеритовых месторождениях

Новой Каледонии и Южноафриканских [4]. Как показано ниже, кобальт несомненно связан с марганцевыми минералами, но остается пока не выясненным, в какой форме. Наблюдается также связь оруденения кобальтом с гидроокислами железа, сорбирующими кобальт наряду с никелем.

В дальнейшем изучении минералогического состава указанных руд имеется в виду выяснить связи оруденения никелем и кобальтом с железорудными и глинистыми минералами в количественных отношениях.

Минералогический состав охристых железоникелевых руд изучался на пробах, взятых из шурфа № 2 Серовского месторождения, с глубины 2,95—7,95 м. Пробы

Рис. 1. Охристая руда:  
а — зерна гидрогётита на поверхности полированного штабика; б — кварц — темно-серые зерна. Отраженный свет.  $\times 100$ .

бы отбирали вручную по минералогическим разновидностям, кроме того, глинистые минералы отделяли отмучиванием. Производилась также магнитная сепарация руд. В результате указанных операций были получены четыре разновидности руды: 1) нонtronитовая глинистая руда; 2) коричневая марганцовистая железная руда; 3) настичная корковая руда бурого цвета; 4) желтая охристая разновидность железной руды (см. таблицу).

Минералогический состав характеризуется резким преобладанием в руде гидроокислов железа. Железистые минералы по содержанию занимают первое место. Самым распространенным из них в никелево-кобальтовых рудах Серовского месторождения является гидрогётит состава  $3\text{Fe}_2\text{O}_3 \times 4\text{H}_2\text{O}$  (рис. 1).

Совместно встречаются другие разновидности гидроокислов, начиная от гидрогематита ( $2\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$ ) с непрерывным возрастанием содержания гидратной воды



Рис. 2. Концентрат мокрой магнитной сепарации, класс 0,1—0,074 мм:

а — магнетит — правильные изометрические кристаллы;  
б — гидроокислы железа — гётит и гидрогётит — зерна неправильной формы, пониженной твердости. Отраженный свет.  $\times 42$ .

до гётита ( $\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$ ) и далее гидрогётита ( $3\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 4\text{H}_2\text{O}$ ) и лимонита ( $2\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$ ). Общее количественное содержание гидроокислов железа в руде достигает 60%.

Магнетит ( $\text{FeO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$ ) в руде находится в незначительных количествах, его содержание колеблется в пределах 1,5—2%. После мокрой магнитной сепарации содержание его в концентрате относительно резко увеличивается и достигает 10—15% (рис. 2).

На втором месте по распространенности в рудах стоят глинистые минералы. Последние представляют собой продукты выветривания первичных горных пород — серпентинитов и ряда других пород с соседних массивов, принесенных в результате размыва и переноса текучими водами в пределы Замарайской депрессии, где залегают руды.

Представители глинистых минералов: нонтронит —  $(\text{Al}, \text{Fe})_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2 \cdot n\text{H}_2\text{O}$ , ферригаллуазит —  $(\text{Al}, \text{Fe})_4(\text{OH})_8 \cdot \text{Si}_4\text{O}_{10} \cdot 4\text{H}_2\text{O}$ , бейделлит —  $\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 3\text{SiO}_2 \cdot 4\text{H}_2\text{O}$ . Общее содержание глинистых минералов колеблется от 15 до 20%. Преобладающим среди них является нонтронит; он встречается в агрегатах зеленовато-желтого цвета, неправильной формы и в проходящем свете среди непрозрачных железорудных минералов под микроскопом выглядит как светлый прозрачный минерал на темном фоне гидроокислов железа (рис. 3). Плеохроизм от желтоватого по Nr до желтовато-зеленого цвета по Ng. Встречаются червеобразные и спутанно-волокнистые агрегаты. В выделенной фракции нонтронитовой глинистой руды содержание никеля значительно меньше по сравнению с другими выделенными фракциями (0,17%, против 0,30, 0,46 и 0,55%).

Имеющиеся исследования [1, 2] указывают на преимущественное значение нонтронита, как никелесодержащего минерала в окисленных никелевых рудах. В нашем случае это не подтверждается. Гидроокислы железа в данном случае более сильно поглощают никель и им принадлежит, по-видимому, главная роль в процессе накопления никеля в руде. Дальнейшими исследованиями необходимо проверить указанное положение, основанное на приводимых в таблице результатах анализов минералогических разновидностей руд.

Третье минеральное образование в рудах — пылевидный кремнезем в виде кварца и реже — опала и халцедона. Кварцевые пылинки округлой формы, диаметром 0,01—0,05 мм, волокнистые агрегаты халцедона и зерна опала неправильной формы равномерно распределены в массе гидроокислов железа. Довольно часто кварцевые и опаловые зернышки плотно срастаются с гидроокислами железа и представляют агрегаты, трудно разделимые при обогащении.

Марганецсодержащие минералы находятся в рудах в сравнительно

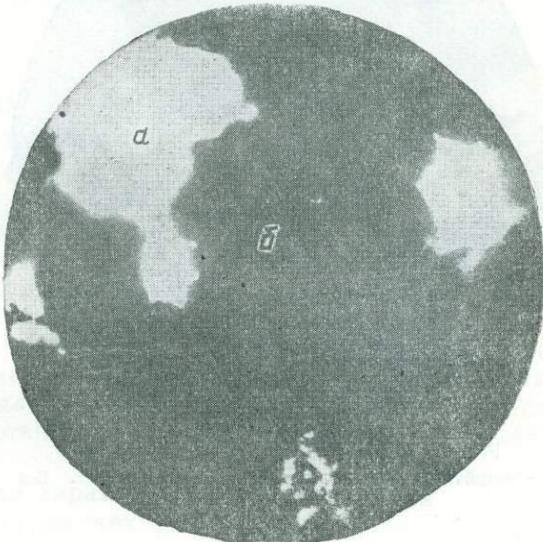


Рис. 3. Охристо-глинистая нортронитовая руда:  
а — нортронит — светлые зерна неправильной формы; б — гидрогётит и гётит — темные в проходящем свете. Без анализатора,  $\times 200$ .

незначительных количествах (0,5—1%). Однако их значение, как минералов, содержащих кобальт, существенно. Марганцевые минералы представлены псиломеланом —  $m\text{MnO}\cdot\text{MnO}_2\cdot n\text{H}_2\text{O}$ , встречающимся в виде буровато-черного порошка с матовым блеском и в виде дендритовых

налетов на плоскостях излома руды. Кроме того, наблюдается развитие других гидроокислов марганца типа вада и гидропиролюзита.

Коричневая разновидность марганцовистой железной руды значительно обогащена кобальтом, в 14 раз большим, чем у нонtronитовой разновидности (см. таблицу).

Этот факт подтверждает приуроченность кобальта к марганцевым минералам. Не удалось пока доказать, принадлежит ли кобальт к самостоятельному виду минерала, или он сорбирован марганцевыми минералами.

Аксессорные минералы в руде представлены хромшпинелью, пиритом, доломитом, тальком (рис. 4). Содержание каждого минерала в руде не превышает 0,5%. Функциональной связи с никелевым и кобальтовым оруднением они не имеют.

## Выводы

1. Никель в охристых латеритных рудах Серовского месторождения генетически связан с глинистыми и железорудными минералами. Самостоятельных минералов никеля не обнаружено. Нонtronит сорбирует окислы никеля в значительно меньших количествах, чем гидрогётит.

2. Кобальт тесно связан с марганцевыми минералами типа псиломелана, вада и гидропиролюзита. Минералогическая форма самостоятельного кобальтового минерала не установлена.

3. Железо содержится в руде в форме преимущественно гидроокислов с незначительным участием магнетита, концентрирующегося в продуктах магнитного обогащения.

4. Руда имеет значительное содержание кремнезема, представленного кварцем, халцедоном и опалом. Нередко кварц находится в срастании с гидроокислами железа.

## ЛИТЕРАТУРА

1. И. И. Гинзбург, И. А. Рукавишникова. Минералы древней коры выветривания Урала. Изд-во АН СССР, 1951.
2. Ф. В. Чухров. Коллоиды в земной коре. Изд-во АН СССР, 1955.
3. П. С. Кусакин, Б. М. Смирнов. О никеленосности охристых железных руд Серовского месторождения. Сб. «Комплексное использование буровомистых руд Серовского месторождения». Изд. ЦБТИ Свердловского совнархоза, 1959.
4. Геохимия редких элементов. Сборник статей. Изд-во иностр. лит., М., 1959.

С. М. БУЧЕЛЬНИКОВ, Б. М. СМИРНОВ, Э. В. АДАМОВ, Н. Ф. ЖУКОВ,  
Т. А. ФИРЕНКРАНЦ и А. В. ДУБРОВСКИЙ  
Институт металлургии УФАН СССР

## ИЗУЧЕНИЕ ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИХ СВОЙСТВ И ОБОГАТИМОСТИ ОХРИСТЫХ ЖЕЛЕЗОНИКЕЛЕВЫХ РУД СЕРОВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Охристые руды, значительные запасы которых имеются в Серовском месторождении, содержат железо, хром, никель, кобальт и платиноиды. Наличие в рудах кобальта заслуживает серьезного внимания, а по содержанию эти руды являются железоникелевыми.

В задачу исследования охристых руд Институт metallurgии поставил изучение их как железоникелевого сырья для доменной плавки, так и кобальтоникелевого сырья для получения никеля, кобальта и железа в основных стадиях их обработки методами пиро- и гидрометаллургии<sup>1</sup>.

### 1. Физико-химическая характеристика охристых руд и их технологических особенностей

По данным разведки, охристые руды имеют, в среднем, 36,9% железа, По физическому состоянию эти руды отличаются малой прочностью и их следует отнести к рыхлым, кусковая часть в которых представлена сильно ожелезненными продуктами выветривания серпентинитовых пород, легко разрушающихся в руках. Руды отличаются сильной влагоемкостью и имеют до 30% гигроскопической влаги.

Для исследования на месторождении были отобраны в 1959 г. три пробы. Проба 1 имела завышенное содержание железа (47,5%), а также никеля и кобальта, которое не отвечает среднему содержанию их в рудах месторождения. Наиболее представительными являются пробы 2 и 3.

Проба 2 исследовалась в институте Уралмеханобр и частично в Институте metallurgии УФАН СССР. Проба 3 поступила в виде трех частей, каждая из которых была взята из отдельных слоев охристых руд с различных интервалов по глубине из шурфа № 2. С пробой 3 исследования проводятся как в отдельности по каждому слою, так и в целом после смешивания материала всех трех слоев в одну среднюю пробу. В 1960 г. от охристых железоникелевых руд были отобраны четыре керновых пробы, из них четвертая проба взята от разрушенного серпентинита. Химический состав исследуемых проб приведен в табл. 1.

Табл. 1 показывает, что характерной особенностью химического состава охристых руд является значительное количество кремнекислоты, повышенное содержание глинозема, низкое содержание оснований и,

<sup>1</sup> В настоящей статье изложены результаты исследований охристых руд Серовского месторождения, полученные в период 1958—1961 гг. в лабораториях фазового состава и подготовки сырья Института metallurgии УФАН СССР.

Таблица 1

## Химический состав охристых руд Серовского месторождения, %

№ пробы	Место взятия руды	Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MnO	CaO	MgO	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S	П.п.п.	Основ- ность
1	Шурф № 1	47,5	11,9	4,40	1,06	—	6,55	0,85	0,60	1,36	0,25	0,01	6,7
2	Шурф № 2	36,5	24,2	10,9	0,57	47,7	4,02	0,28	0,15	1,33	—	—	10,0
3	Слой 1 (2,9—3,5 м.) Слой 3 (4,0—5,2 м.) Слой 6 (5,2—6,2 м.)	39,1 40,4 37,1	16,8 16,0 19,8	11,8 10,7 10,2	0,78 0,79 1,09	— 54,3 48,4	3,52 3,92 4,30	0,83 1,08 0,31	0,12 0,10 0,18	0,95 1,16 0,56	0,24 0,13 0,08	0,01 0,02 0,01	11,0 7,3 8,3
4	Керн	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	9,5
1	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
2	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
3	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
4	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—

вследствие этого, низкая основность (отношение суммы CaO+MgO к сумме SiO<sub>2</sub>+Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>) находится в пределах 0,04—0,12).

В минералогическом составе руды преобладают гидроокислы железа в виде гидрогётита, гидрогематита и гётита. В незначительном количестве, в виде очень мелких остаточных зерен, имеется магнетит, а также гематит, пиролюзит и псиломелан. Пустая порода представлена алюмосиликатами — нонtronитом, бейделлитом, галуазитом, феррогалуазитом и пылевидным кварцем, который в состав руды входит в количестве 10—20%.

Никель и кобальт не имеют самостоятельных минералов и находятся, главным образом, в сорбированном состоянии в гидроокислах железа и марганца. Этим охристые руды Серовского месторождения отличаются от южноуральских. Для последних установлено, что никель и кобальт в основном находятся в нонtronите.

Химический состав отдельных разновидностей руды, выделенных рудоразборкой в лаборатории фазового состава, показывает, что нонtronитовая часть руды Серовского месторождения бедна никелем и кобальтом, а наибольшее содержание их имеют коричневая марганцовожелезистая и желтая охристая разновидность (табл. 2).

Связь химических элементов с минеральными составляющими характеризуется следующим образом:

железо находится в руде, главным образом, в виде гидроокислов и в меньшей степени связано с алюмосиликатами;

кремнезем находится в основном в виде пылевидного кварца и частично в алюмосиликатах;

глиноzem находится в виде глин и составляющих их основных минералов нонtronита и бейделлита;

никель и кобальт тесно связаны с окислами железа и марганца.

Распределение основных компонентов по классам

крупности ситового анализа руды. Распределение основных химических компонентов руды: железа, никеля, кобальта и хрома — по классам ситового анализа изучалось при крупности 3—0 мм в руде пробы 3, взятой в 1959 г., и в материале отдельных рудных слоев. Резуль-

Таблица 2

**Химический состав разновидностей руды, выделенных рудоразборкой из охристой руды 3-го слоя  
(шурф 2, глубина 4,0—5,2 м), %**

Элементы	Нонтронитовая глинистая	Коричневая марганцовисто-железистая	Желтая охристая	Натечнокорковая бурого цвета	Средний состав руды 3-го слоя
Fe . .	15,0	40,3	48,3	53,6	38,9
SiO <sub>2</sub> . .	34,4	15,4	16,5	8,9	15,7
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> . .	24,2	9,0	2,7	3,4	12,0
Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub> . .	0,6	0,9	0,6	0,3	0,3
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> . .	20,7	52,1	60,3	72,2	51,9
FeO . .	0,8	4,9	7,8	3,9	2,0
MnO . .	0,10	0,95	0,26	0,29	0,30
CaO . .	1,68	1,45	1,33	1,10	0,20
MgO . .	0,46	1,08	0,96	0,84	0,15
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> . .	0,12	0,26	0,41	0,47	0,12
S . .	—	—	—	—	0,01
П.п.п. . .	14,2	10,3	8,0	9,2	11,8

Таблица 3

**Распределение основных компонентов охристой руды пробы 3, измельченной до 3—0 мм по классам крупности, %**

Крупность класса, мм	Содержание		Извлечение			
	Fe	Cr	Fe	Ni	Cr	Co
3—1,6	33,9	0,49	10,9	12,2	12,6	11,6
1,6—10	35,2	0,39	9,4	15,2	9,2	7,5
1,0—0,6	35,8	0,41	9,0	9,5	8,2	9,6
0,6—0,42	36,6	0,45	8,5	11,9	8,4	12,2
0,42—0,315	36,3	0,49	6,2	6,7	7,0	8,3
0,315—0,21	36,7	0,51	10,1	9,2	9,0	10,8
0,21—0,15	37,0	0,54	5,0	4,7	6,4	6,4
0,15—0,105	38,0	0,49	4,2	3,6	4,5	4,3
0,105—0,074	38,4	0,47	6,0	4,9	6,5	7,4
0,074—0,056	52,8	0,47	11,7	6,2	8,8	7,2
0,056—0	43,1	0,54	19,0	13,9	20,4	14,7
Итого . .	39,6	0,46	100	100	100	100

таты ситового анализа исходной руды пробы 3 показывает табл. 3 (материал слоя 1 — табл. 4; слоя 3 — табл. 5 и слоя 6 — табл. 6).

Из табл. 3 видно, что с понижением крупности содержание железа повышается с 33,9 до 43,1%, а поведение никеля и кобальта этой закономерности не подчиняется. Однако следует отметить, что в крупных, более бедных железом классах, содержание никеля несколько выше, чем в более богатых железом мелких и тонких классах, в которых со-

Таблица 4

Распределение основных компонентов слоя 1 охристой руды пробы 3, измельченной до 1—0 мм по классам крупности, %

Крупность класса, мм	Содержание		Извлечение			
	Fe	Cr	Fe	Ni	Cr	Co
1—0,85	38,1	0,39	10,7	10,5	11,2	11,1
0,85—0,6	39,1	0,37	16,0	16,3	15,4	16,9
0,6—0,42	38,9	0,39	13,2	22,0	13,4	14,0
0,42—0,315	39,6	0,41	9,4	10,0	10,1	10,2
0,315—0,2	39,2	0,36	11,1	10,7	10,5	11,5
0,2—0,15	30,9	0,39	2,7	3,3	3,5	3,1
0,15—0,105	36,6	0,34	8,7	7,5	8,2	9,3
0,105—0,075	36,7	0,37	8,3	6,6	8,5	8,2
0,075—0,056	37,0	0,35	4,2	2,8	4,0	3,4
0,056—0	44,4	0,43	15,7	10,3	15,2	12,3
Итого . .	38,9	0,38	100	100	100	100

Таблица 5

Распределение основных компонентов слоя 3 охристой руды пробы 3, измельченной до 1—0 мм по классам крупности, %

Крупность класса, мм	Содержание		Извлечение			
	Fe	Cr	Fe	Ni	Cr	Co
1—0,85	40,9	0,25	18,0	14,0	16,6	10,2
0,85—0,6	37,9	0,25	14,0	14,6	14,1	15,8
0,6—0,42	38,1	0,25	12,1	13,2	12,4	14,7
0,42—0,315	37,0	0,21	8,7	9,1	7,5	11,1
0,315—0,2	36,2	0,23	9,8	10,6	9,4	11,8
0,2—0,15	35,2	0,25	5,0	5,0	5,3	6,2
0,15—0,105	35,0	0,23	6,3	6,7	6,1	6,9
0,105—0,075	34,6	0,24	7,6	7,8	7,9	7,9
0,075—0,056	36,8	0,38	5,8	6,7	6,7	5,3
0,056—0	43,0	0,32	12,6	12,3	14,0	10,1
Итого . .	37,8	0,25	100	100	100	100

Таблица 6

Распределение основных компонентов слоя 6 охристой руды пробы 3, измельченной до 1—0 мм по классам крупности, %

Крупность класса, мм	Содержание		Извлечение			
	Fe	Cr	Fe	Ni	Cr	Co
1—0,85	32,7	0,51	11,3	20,0	11,5	11,0
0,85—0,6	33,6	0,63	13,8	10,4	16,7	13,1
0,6—0,42	33,4	0,58	11,6	15,4	13,1	12,4
0,42—0,315	33,6	0,53	8,4	6,9	8,6	9,6
0,315—0,2	33,4	0,54	10,0	11,0	10,5	10,3
0,2—0,15	31,9	0,58	5,0	3,6	6,0	4,4
0,15—0,105	31,1	0,53	7,2	7,0	8,0	6,5
0,105—0,075	36,0	0,42	8,9	6,2	6,7	8,6
0,075—0,056	37,1	0,48	9,3	11,0	7,8	8,4
0,056—0	42,6	0,50	14,5	8,5	11,1	15,7
Итого . .	34,7	0,53	100	100	100	100

держание никеля не превышает 0,26—0,29 %. Для кобальта и хрома такой зависимости не наблюдается.

В ситовых анализах материала отдельных слоев (табл. 4—6) закономерности в распределении железа и никеля, а также хрома и кобальта не наблюдается, и содержания их в различных классах имеют значительные колебания. Наблюдающаяся обратная зависимость содержания никеля и железа распространяется также и на полученные фракции шламового анализа самого тонкого класса исходной руды и слоя 6 фракции —0,056 мм (табл. 7). Чем выше содержание железа в классе, тем

Таблица 7

Результаты шламового анализа класса —0,056 мм  
исходной руды пробы 3 и материала слоя 6, %

Класс, мм	Исходная руда			Руда слоя 6			
	содержание, Fe	извлечение		содержание, Fe	извлечение		
		Fe	Ni		Fe	Ni	
0,056—0,04	52,5	35,5	14,5	55,1	7,0	45,3	4,9
0,04—0,02	40,1	30,9	18,7	47,1	21,9	1,7	22,3
0,02—0,01	52,8	20,4	20,8	48,5	36,1	2,9	45,9
0,01—0	27,2	13,2	46,0	36,5	35,0	50,1	26,9
Итого . . .	43,1	100	100	42,6	100	100	100

меньше в нем содержание никеля. Шламовый анализ выявил также еще одну важную зависимость, заключающуюся в том, что наибольшее количество никеля и кобальта в шламах находится в классах менее 40 мк. Извлечение никеля в классе 0,040—0 мм достигает 85—95 % и кобальта — 95 % от количества их в шламах. Это указывает на необходимость специального изучения методов обработки шламов.

Магнитная характеристика руды. Магнитные свойства охристых руд и распределение железа, никеля и кобальта по отдельным магнитным фракциям изучалось методами магнитного анализа руды в слабом и сильном магнитных полях. Вначале был проведен магнитный анализ руды магнитом системы А. Я. Сочнева. Исследованию подверглась руда пробы 3, взятой в 1959 г., измельченной до крупности 3—0 мм. Результаты магнитного анализа с выделением магнитных фракций при различной напряженности магнитного поля с 1000 до 7500 э представлены в табл. 8.

Таблица 8

Магнитный анализ руды (проба 3) с перечисткой немагнитных фракций  
при различной напряженности магнитного поля, %

Напряженность магнитного поля, э	Фракции	Содержание Fe	Извлечение		
			Fe	Ni	Co
1000	Магнитная I . . .	52,3	39,4	26,1	29,8
2500	То же II . . .	42,4	29,2	25,9	30,3
5000	» III . . .	26,5	9,4	13,1	7,8
7500	» IV . . .	31,4	10,1	14,0	4,2
—	Немагнитная . . .	29,3	11,9	20,9	27,9
Итого . . . . .		39,6	100	100	100

Магнитный анализ показывает, что руда обладает значительной магнитной проницаемостью и из нее в первые две магнитные фракции в сравнительно слабом магнитном поле можно извлечь до 68,6% железа, до 52% никеля и до 60% кобальта. Следует отметить, что значительная часть никеля (20,9%) и кобальта (27,9%) находится в немагнитной фракции. Для полноты магнитной характеристики руды был проведен магнитный анализ пробы 1, взятой в 1959 г., в слабом магнитном поле при 1200 э при разном измельчении, результаты которого приведены в табл. 9.

Таблица 9

Показатели магнитного анализа руды пробы 1, взятой в 1959 г.,  
при различном измельчении, %

Крупность измельчения руды, мм	Продукт	Содержание Fe	Извлечение		
			Fe	Ni	Co
3—0	Концентрат . . . . .	53,8	72,5	65,8	58,1
	Хвосты . . . . .	37,0	27,5	34,4	41,9
	Исходная руда . . . . .	47,8	100	100	100
1—0	Концентрат . . . . .	54,2	72,4	59,2	60,3
	Хвосты . . . . .	35,9	27,6	40,8	39,7
	Исходная руда . . . . .	47,5	100	100	100
0,5—0	Концентрат . . . . .	56,4	72,1	52,1	57,3
	Хвосты . . . . .	34,0	27,9	47,9	42,7
	Исходная руда . . . . .	47,6	100	100	100
0,21—0	Концентрат . . . . .	56,7	71,9	55,3	51,1
	Хвосты . . . . .	23,4	9,6	26,9	17,5
	Шламы . . . . .	42,8	18,5	17,8	31,4
	Исходная руда . . . . .	47,4	100	100	100

Табл. 9 показывает, что с понижением степени измельчения руды с 3 до 0,21 мм, содержание железа в концентрате увеличивается с 53,8 до 56,7%, а содержание никеля снижается, как это уже отмечалось нами для пробы 3.

При более мелком измельчении извлечение железа в концентрат существенно не меняется и остается на уровне, как и при измельчении до 3 мм. Извлечение никеля и кобальта с понижением крупности падает, вероятно, за счет перехода компонентов, содержащих никель и кобальт, в хвосты вместе с вновь образовавшимися при тонком измельчении вторичными шламами. Это подтверждается ситовым анализом шламов полученных при магнитном анализе руды, крупностью — 0,21 мм (табл. 10).

Таблица 10

Ситовый анализ шламов крупностью 0—0,21 мм, %

Классы, мм	Содержание Fe	Извлечение от операции		
		Fe	Ni	Co
0,21—0,10	55,0	17,9	10,2	13,9
0,10—0,074	50,7	43,1	38,4	31,2
0,074—0,040	44,6	30,7	32,8	31,6
0,040—0	17,3	8,3	18,6	23,3
Итого .	42,8	100	100	100

Большая часть никеля и кобальта находится в наиболее тонких классах шламов, ниже 0,1 мм, и, как уже было отмечено, изучение их должно быть поставлено в задачу специального исследования.

На основании проведенных исследований материала охристых руд различного состава можно сделать следующие выводы:

1. Охристые руды, представленные продуктами выветривания серпентинитовых пород, имеют

чрезвычайно изменчивый минералогический состав, и в основном состоит из гидроокислов железа (гётита и гидрогётита), окислов марганца, никеля и кобальта, при незначительном количестве остаточного магнетита и хромшпинели. Нерудные минералы представлены, главным образом, пылевидным кварцем, в форме халцедона и опала, нонтронитом и бейделлитом.

2. Химическими анализами отдельных классов ситового анализа руды установлено, что содержание никеля обратно содержанию железа, которое с понижением крупности класса повышается, а содержание никеля соответственно снижается.

3. Руда обладает магнитными свойствами и в первой стадии ее обработки можно применить методы магнитного обогащения в слабом поле.

Вследствие того, что в руде находится большое количество шламов, богатых железом, получить чистые по железу и никелю хвосты невозможно. Немагнитная фракция охристых руд после выделения магнитных продуктов даже в сильном поле (7500 э) содержит около 30% железа и 0,2% никеля.

4. Как показали исследования пробы 1 и 3, большая часть никеля и кобальта (до 60%) при обогащении в слабом магнитном поле переходит в концентрат.

При более мелком измельчении (до 0,21 мм) извлечение железа в концентрат остается на том же уровне, что и при крупном (3—0 мм), а извлечение никеля и кобальта падает за счет образования вторичных шламов.

Значительные потери кобальта и никеля в шламах потребуют для их извлечения применения специальных методов обработки.

## 2. Обогатимость охристых руд

Обогатимость охристых руд изучалась по разным схемам: мокрой магнитной сепарацией и магнетизирующим обжигом; исследования проведены в лабораторных условиях. Перед началом испытаний исходная руда крупностью 100—0 мм была подвергнута грохочению. Удовлетворительное грохочение руды происходило только на крупных ситах с отверстиями более 25 мм. Для грохочения на мелких ситах, а также для дробления и измельчения крупных классов потребовалась подсушка материала. Результаты ситового анализа руды проб 2 и 3, взятых в 1959 г., приведены в табл. 11 и 12.

Изучение обогатимости руды в слабом магнитном поле и флотацией хвостов. Опыты магнитного обогащения были проведены с рудой, измельченной до крупности 3—0 мм. Вначале эксперименты с пробой 2 по трем схемам мокрой магнитной сепарации:

1) при напряженности магнитного поля от 850 до 1200 э с выделением концентрата и хвостов;

2) при тех же значениях напряженности магнитного поля с одной перечисткой концентрата;

3) при тех же значениях напряженности магнитного поля с перечисткой хвостов.

Полученные показатели мокрой магнитной сепарации по первой схеме приведены в табл. 13.

Табл. 13 показывает, что в процессе мокрой магнитной сепарации можно получить концентрат с содержанием 54—56% железа при выходе его от 32,6 до 36,2% и при извлечении железа от 49,5 до 56,4%. Содержание железа в хвостах мало зависит от напряженности поля и остается на уровне 24,9—27,6%.

Перечистка концентратов не улучшает их качества, последние получаются с незначительным повышением железа (на 0,5—1,0%).

Магнитная сепарация по схеме с перечисткой хвостов хотя и позволяет получить дополнительно 5,7—8,6% промпродукта с содержанием 44,5—46,1% железа, но конечные хвосты имеют его еще 25,7—26,2%. Исследования по схемам мокрой магнитной сепарации с перечисткой концентрата и с перечисткой хвостов показали, что обе схемы не эффективны и не позволяют получить ни богатых концентратов, ни бедных хвостов.

Таблица 11  
Ситовый состав руды крупностью 100—0 мм, %

Класс, мм	Проба 2 (влажность 24,8%)					Проба 3 (влажность 23,5%)					влаж- ность	
	содержание		извлечение			содержание		извлечение				
	Fe	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Ni	Co	Fe	Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe	Ni	SiO <sub>2</sub>	
100—25	37,3	0,10	8,7	11,5	11,4	33,5	26,6	11,7	13,1	17,5	24,6	10,0
25—12	39,2	0,11	22,3	2,4	23,1	35,1	15,2	16,1	18,0	21,3	18,6	19,0
12—6	38,9	0,04	17,3	6,8	17,7	33,3	15,8	11,3	16,9	17,0	15,4	24,5
6—0	36,0	0,11	51,7	79,3	47,9	43,2	14,6	10,7	52,0	43,7	41,4	29,6
Исход- ная руда	37,2	0,10	100	100	100	39,6	16,8	11,8	100	100	100	23,5

Таблица 12  
Ситовый состав исходной руды класса 6—0 мм, %

Классы, мм	Проба 2				Проба 3					
	содерж- жение, Fe	извлечение			содерж- жение, Fe	извлечение				
		Fe	Ni	Co		Fe	Ni	Co		
6—3	37,8	26,9	26,5	20,5	37,7	18,0	23,8	14,8		
3—1	36,0	32,4	32,4	30,0	37,3	23,8	40,3	32,5		
1—0,6	33,7	9,0	9,8	17,5	43,0	17,5	17,5	14,7		
0,6—0,42	35,8	4,4	3,8	5,5	46,1	17,1	12,3	18,8		
0,42—0,21	37,7	13,4	12,8	—	—	—	—	—		
0,21—0,15	35,1	2,7	2,5	3,2	54,3	23,6	16,1	19,4		
0,10—0	32,9	11,2	12,2	10,5	—	—	—	—		
Итого . .	36,0	100	100	100	43,0	100	100	100		

Хвосты по всем трем исследованным схемам не являются отвальными, в них извлекается до 50% железа и они требуют дальнейшей обработки.

С рудой пробы 3 мокрая магнитная сепарация была проведена после классификации руды на два класса: 3—0,21 мм и 0,21—0 мм в укрупненном масштабе при напряженности магнитного поля 850 э (табл. 14). По этой же схеме в 1961 г. были проведены исследования с тремя пробами 1960 г. охристых железоникелевых руд Серовского месторождения, конечные показатели приведены в той же табл. 14.

Табл. 14 показывает, что в процессе мокрой магнитной сепарации расклассифицированной руды можно получить из руды пробы 3—33,3% концентрата с содержанием 56% Fe, при извлечении 47,1% Fe, 41,4% Ni

Таблица 14

## Показатели мокрой магнитной сепарации классифицированной руды, %

Наименование операции и номера проб	Продукт	Содержание			Извлечение						
		Fe	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	от операций			от руды			
					Fe	Ni	Co	Fe	Ni	Co	
Классификация	Класс 3—0,21 мм . . . . .	41,4	0,60	15,1	—	—	—	58,1	59,3	78,2	
	Класс 0,21—0 мм . . . . .	37,4	0,49	19,0	—	—	—	41,9	40,7	21,8	
	Исходная руда . . . . .	39,6	0,55	16,8	—	—	—	100	100	100	
	Концентрат . . . . .	52,0	1,04	7,0	55,1	60,5	66,0	32,2	35,8	52,3	
	Хвосты . . . . .	33,1	0,28	21,5	44,9	39,5	34,0	25,9	23,5	25,9	
	Исходное . . . . .	41,1	0,60	15,1	100	100	100	58,1	59,3	78,2	
	Концентрат . . . . .	65,9	1,02	5,2	35,4	13,6	57,7	14,9	5,6	11,4	
	Хвосты . . . . .	27,7	0,48	20,8	29,8	45,2	18,5	12,6	18,0	6,4	
	Шламы . . . . .	32,9	0,38	24,2	34,8	41,2	29,8	14,4	17,1	4,0	
	Суммарно хвосты и шламы . . . . .	30,3	0,43	22,5	64,6	86,4	48,3	27,0	35,1	10,4	
Мокрая магнитная сепарация класса 3—0,21 мм	Исходное . . . . .	37,4	0,49	19,0	100	100	100	41,9	40,7	21,8	
	Концентрат 3—0,21 мм . . . . .	52,0	1,04	7,0	—	—	—	32,2	35,8	49,9	
	0,21—0 мм . . . . .	65,9	1,02	5,2	—	—	—	14,9	5,6	11,4	
	Суммарный концентрат . . . . .	56,0	1,03	6,4	—	—	—	47,1	41,4	61,3	
	Хвосты 3—0,21 мм . . . . .	33,1	0,28	21,5	—	—	—	25,9	23,5	25,9	
	Хвосты 0,21—0 мм . . . . .	27,7	0,48	20,8	—	—	—	12,6	18,0	6,4	
	Шламы . . . . .	32,9	0,38	24,2	—	—	—	14,4	17,1	4,0	
	Суммарные хвосты . . . . .	32,1	0,28	22,1	—	—	—	53,9	58,6	36,3	
	Исходная руда . . . . .	39,6	0,55	16,8	—	—	—	100	100	100	
Конечные показатели	Проба 1	Суммарный магнитный концентрат . . . . .	55,1	—	—	—	—	—	76,9	82,7	—
		Общие хвосты . . . . .	22,3	—	—	—	—	—	23,1	17,3	—
		Исходная руда . . . . .	50,2	—	—	—	—	—	100	100	—
	Проба 2	Суммарный магнитный концентрат . . . . .	51,0	—	—	—	—	—	84,6	79,2	—
		Общие хвосты . . . . .	27,0	—	—	—	—	—	15,4	20,8	—
		Исходная руда . . . . .	45,0	—	—	—	—	—	100	100	—
	Проба 3	Суммарный магнитный концентрат . . . . .	55,2	6,2	3,6	—	—	—	62,4	65,8	43,1
		Общие хвосты . . . . .	49,6	—	—	—	—	—	37,6	34,2	56,9
		Исходная руда . . . . .	50,2	—	—	—	—	—	100	100	100

По опытам с пробой 3 1959 г.

217 По опытам с тремя пробами железнозникелевых руд 1960 г.

Таблица 13

Показатели мокрой магнитной сепарации руды пробы 2  
при разной напряженности магнитного поля, %

Напряженность магнитного поля, э	Продукт	Выход	Содержание железа	Извлечение железа
850	Концентрат . . .	33,8	55,9	49,5
	Хвосты . . . .	67,4	27,6	50,5
	Исходная руда .	100	36,8	100
1000	Концентрат . . .	34,8	53,8	51,2
	Хвосты . . . .	65,2	27,3	48,8
	Исходная руда .	100	36,5	100
1100	Концентрат . . .	35,0	54,8	52,7
	Хвосты . . . .	65,0	27,2	47,3
	Исходная руда .	100	36,9	100
1200	Концентрат . . .	36,2	56,7	56,4
	Хвосты . . . .	63,8	24,9	43,6
	Исходная руда .	100	36,4	100

и 63,7% Co. Мокрая магнитная сепарация классифицированной руды является достаточно эффективной. Хвосты получены с содержанием Fe 31,4%, Ni 0,32% и Co 0,046%, они не являются отвальными и требуют дальнейшей обработки.

Охристая железоникелевая руда (пробы 1, 2 — 1960 г.) также хорошо обогащается и позволяет выделить до 75—79% концентрата с содержанием железа до 55%. Качество полученных концентратов дается в табл. 15.

Таблица 15

## Химический состав магнитных концентратов, %

Материалы	Fe	Ni	Co	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	FeO	MnO	CaO	MgO	P	S
Концентрат, класс 3—0,21 мм . . .	52,0	0,59	0,15	7,0	—	1,04	66,5	6,82	0,88	—	—	—	—
То же, 0,21—0 мм . . .	65,9	0,25	0,09	5,2	—	1,02	73,4	18,7	0,26	—	—	—	—
Суммарный концентрат . . . . .	56,0	0,46	0,14	6,4	7,8	1,03	68,8	9,9	0,68	0,20	0,90	0,04	0,02

В Институте металлургии в 1960—1961 гг. проводились укрупненные испытания латеритных охристых руд крупностью 12—0 мм (проба 1) и 3—0 мм (проба 2), по схеме, включавшей следующие операции:

- 1) промывку руды;
- 2) мокрую магнитную сепарацию мытой руды крупностью 3—0 мм на сепараторе слабого магнитного поля;
- 3) мокрую магнитную сепарацию в сильном магнитном поле хвостов первой сепарации;
- 4) флотацию хвостов второй сепарации после их обесшламливания и измельчения до 0,15 мм.

Руду промывали для выделения первичных глинистых шламов, содержание которых в руде достигало 50%. Выделенные шламы крупностью 0,21 мм в дальнейшем подвергались магнитной сепарации в отдельном цикле сначала в слабом, а затем в сильном магнитном поле.

Мытая руда крупностью 12—0 мм после промывки дробилась до 3 мм, классифицировалась для выделения вторичных шламов, которые подвергались также магнитной сепарации в отдельном цикле. Руда крупностью 3—0 мм после промывки и выделения первичных шламов поступала на магнитное обогащение. Схема укрупненных испытаний представлена на рисунке.

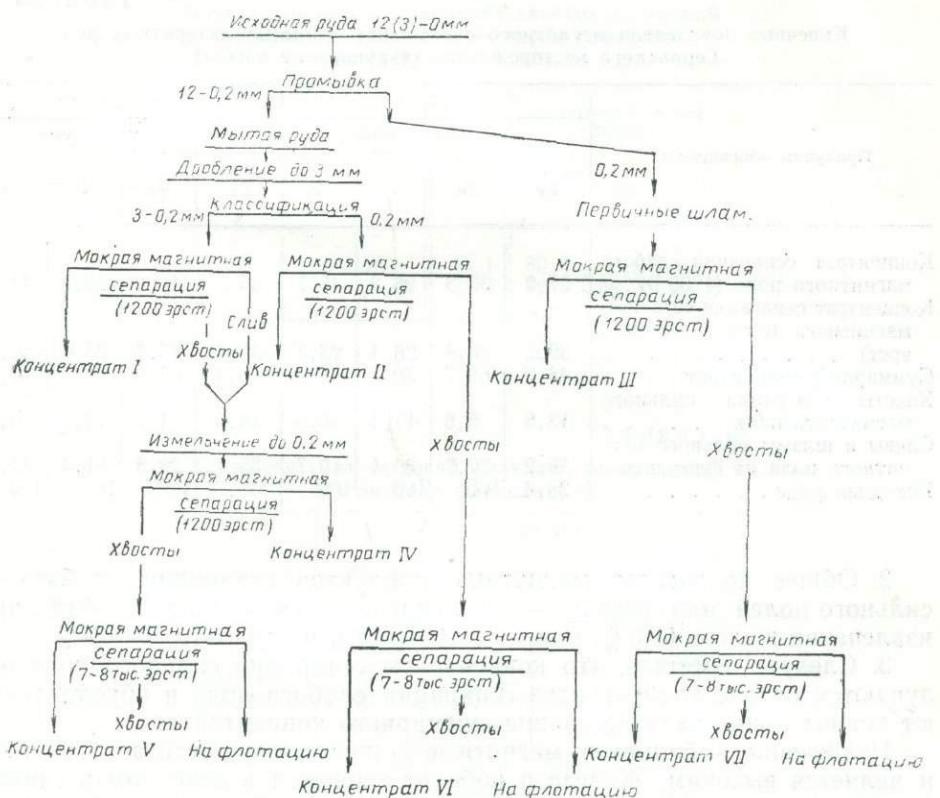


Схема укрупненных испытаний по обогащению охристых латеритных руд.

В процессе магнитной сепарации выделялись концентрат, хвосты крупные и хвосты мелкие (слив), а при сепарации первичных и вторичных шламов только концентрат и мелкие хвосты. Крупный класс 3—0,2 мм мытой руды сепарировался в две стадии — крупностью 3—0,2 мм в первой стадии и после доизмельчения хвостовых продуктов ее до —0,2 мм во второй стадии. Все хвосты сепарации слабого поля крупности —0,2 мм раздельно подвергались магнитной сепарации в сильном магнитном поле с выделением концентрата, хвостов и слив. Последние поступали на флотацию.

В результате магнитного обогащения (табл. 16) из руды первой пробы (дробление до 12 мм) было получено семь концентратов, из них четыре концентраты сепарации слабого поля (по схеме I—IV) и из руды второй пробы пять концентратов, из них три концентраты слабого поля. Концентраты сепарации слабого магнитного поля отличаются более высоким содержанием железа и кобальта и повышенным извлечением их.

Укрупненными испытаниями подтверждены результаты предварительных лабораторных исследований и установлено следующее:

1. Охристая железоникелевая руда обладает значительной магнитной проницаемостью и из нее при измельчении до —3 мм при сепарации в слабом магнитном поле можно получить 25—29% концентрата с содержанием железа 55—57%, при извлечении 38—41% железа, 26—29% никеля и 44—46% кобальта из руды, содержащей 38,4% железа.

Таблица 16

Конечные показатели магнитного обогащения охристых латеритных руд Серовского месторождения (укупненные опыты)

Продукты обогащения	Проба 12—0 мм				Проба 3—0 мм			
	содержание, Fe	извлечение			содержание, Fe	извлечение		
		Fe	Ni	Co		Fe	Ni	Co
Концентрат сепарации слабого магнитного поля (1200 эз).	57,0	38,3	26,2	45,7	55,2	41,2	29,5	43,7
Концентрат сепарации сильного магнитного поля (6—8 тыс. эрст) . . . . .	39,5	28,4	26,4	28,3	36,4	25,3	25,6	26,6
Суммарный концентрат . . . . .	48,0	66,7	52,6	74,0	46,3	66,5	55,1	70,3
Хвосты сепарации сильного магнитного поля . . . . .	13,5	5,6	17,3	15,3	14,6	4,7	13,5	6,8
Сливы и шламы сильного магнитного поля на флотацию	35,2	27,7	30,1	10,7	35,1	28,8	31,4	22,9
Исходная руда . . . . .	38,4	100	100	100	38,7	100	100	100

2. Общее количество магнитных продуктов сепарации слабого и сильного полей достигает 53—56% с содержанием железа 46—48%, при извлечении железа 66,5%, никеля 52,6—55,8% и кобальта 70—74%.

3. Следует отметить, что концентраты сепарации сильного поля получаются беднее концентратов сепарации слабого поля и обуславливают значительное разубоживание суммарного концентратата.

Извлечение кобальта в магнитные концентраты достигает 70—74% и является высоким. Железо и кобальт теряются в основном в сливах (шламах) магнитной сепарации и во второй пробе потери достигают: кобальта 22,9% и железа 28,8%. Для дополнительного их извлечения шламы магнитной сепарации подвергались флотации.

В лабораторных условиях была исследована прямая флотация железосодержащих минералов анионными собирателями и обратная флотация анионным и катионным собирателями в присутствии депрессоров минералов железа и концентрацией минералов пустой породы в пенного и железистых минералах в камерном продуктах. В качестве анионных собирателей применялись олеиновая кислота, олеат натрия, талловое масло, сульфатное мыло, окисленный керосин, окисленный уайт-спирит и кислый гудрон. Однако при использовании этих собирателей не было получено положительных результатов.

Обратная флотация с катионными собирателями проведена с реагентами ИМ-11 и АНП при депрессии железистых минералов крахмалом. Флотация с катионным реагентом не дала удовлетворительных результатов.

Наконец, в порядке испытания был применен в качестве собирателя новый реагент, который получается в виде отхода на Свердловском химфармзаводе<sup>1</sup>. В составе этих отходов находятся олеиновая, линолевая,

<sup>1</sup> Этот реагент был любезно предоставлен ст. научным сотрудником института Уралмеханобр Н. Г. Тюренковым.

линелиновая, пальмитиновая и линоцериновая кислоты. Флотация с этим реагентом минералов гидроокислов железа из хвостовых продуктов магнитной сепарации после удаления самых тонких шламов (табл. 17 и 18) проходила вполне успешно в щелочной среде, создаваемой содой, при  $\text{pH}=9$  и расходе реагента — 0,5 кг/т исходного продукта.

Таблица 17

**Показатели обесшламливания хвостов магнитной сепарации сильного поля перед флотацией (проба 1 — 12—0 мм), %**

Продукт	Содержание, Fe	Извлечение от операции		
		Fe	Ni	Co
Пески на флотацию . . . . .	45,1	80,5	43,3	16,2
Шламы . . . . .	20,4	19,5	56,7	83,8
Исходный . . . . .	35,2	100	100	100

Таблица 18

**Характеристика песковой фракции, поступившей для питания флотации, %**

Крупность класса, мм	Выход	Содержание		Извлечение железа
		Fe	SiO <sub>2</sub>	
+0,074	18,2	53,4	9,3	21,5
+0,040	33,8	56,8	7,4	42,6
+0,020	20,3	47,8	17,5	21,5
-0,020	27,7	23,4	23,0	14,4
Итого . . .	100	45,1	14,1	100

Опыты показали (табл. 19), что при этом расходе собирателя и щелочности пульпы 9 можно достичнуть удовлетворительного извлечения от операции: железа свыше 80%, никеля 65% и кобальта свыше 70% во флотационный концентрат, однако получить хвости флотации с содержанием железа ниже 22—24% не удалось.

Как показывает табл. 20, флотация хвостовых продуктов магнитной сепарации позволяет получить дополнительно около 13% концентрата с содержанием железа 57% и увеличить общее извлечение в суммарный концентрат железа и кобальта до 85%. Эти показатели были подтверждены в 1961 г. на керновых пробах окисленных железоникелевых руд.

Конечные показатели магнитного обогащения с последующей флотацией хвостов приведены в табл. 20 и химический состав полученных концентратов — в табл. 21.

До сих пор не удавалось окисленные железоникелевые руды успешно обогатить механическими методами обогащения. В отличие от окисленных руд других известных месторождений, руды Серовского месторождения, не отличаясь существенно минералогическим составом, хорошо обогащаются методами магнитного обогащения в слабом и сильном по-

Таблица 19

Показатели флотации хвостов магнитной сепарации после удаления тонких шламов и с применением реагента ХФЗ  
(Свердловский химико-фармацевтический завод), %

№ опыта и дата	рН	Расход реагентов, кг/т		Время, мин		Продукт	Содержание, Fe	Извлечение от операции		
		ХФЗ	сосновое масло	агитации	флотации			Fe	Ni	Co
174 1960 г.	8	0,475 0,445 0,380	0,05 — —	3 3 3	4 4 4	Концентрат I . . . . . То же II . . . . . » III . . . . . Суммарный концентрат . . . . . Хвосты . . . . . Исходный . . . . .	59,7 57,0 50,8 56,8 23,4 45,1	41,2 22,9 17,7 81,8 18,2 100	29,1 17,5 18,4 65,0 35,0 100	— — — 70,5 29,5 100
175 1960 г.	9	0,3 —	0,05 0,5	3 3	4 6	Концентрат I . . . . . То же II . . . . . Суммарный концентрат . . . . . Хвосты . . . . . Исходный . . . . .	58,6 51,5 57,0 22,1 45,1	66,1 17,1 83,2 16,8 100	49,5 16,3 65,8 34,2 100	57,3 13,7 71,0 29,0 100
10 проба 3 1961 г.	9	0,5 0,4 —	0,05 — 0,05	3 3 3	4 4 6	Концентрат I . . . . . То же II . . . . . » III . . . . . Суммарный концентрат . . . . . Хвосты . . . . .	60,5 53,2 44,3 57,5 24,4	65,2 19,0 5,4 90,5 9,5	43,4 22,1 7,2 72,7 27,3	60,2 22,7 6,4 89,3 10,7

Таблица 20

Расчетные технические показатели обогащения охристой железоникелевой руды Серовского месторождения по схеме магнитной сепарации в слабом и сильном полях и флотации хвостов сепарации (по опытам 1960 г.), %

Продукт обогащения	Содержание, Fe	Извлечение		
		Fe	Ni	Co
Суммарный магнитный концентрат сепарации в слабом и сильном поле . . . . .	48,0	66,7	52,6	74,0
Концентрат флотации . . . . .	57,0	18,5	10,3	11,6
Общий концентрат . . . . .	50,9	85,2	62,9	85,6
Хвосты магнитной сепарации . . . . .	13,5	5,6	17,3	5,7
Шламы, удаленные перед флотацией . . . . .	20,4	5,5	14,6	3,9
Хвосты флотации . . . . .	22,1	3,7	5,2	4,8
Общие хвосты . . . . .	17,4	14,8	37,1	14,4
Исходная руда . . . . .	39,6	100	100	100

лях и позволяют выделить достаточно богатые магнитные концентраты при достаточно высоком извлечении в них железа, никеля и в особенностях кобальта.

Проведенными в 1961 г. исследованиями по методу магнитного обогащения подтверждена возможность обогащения железоникелевых охристых руд по одной схеме с бобово-конгломератными бурохромистыми рудами, однако потери со шламами были также велики как железа, так и никеля и кобальта.

Не удавалось раньше применить флотацию к шламам, содержащим гидроокислы железа, которые вообще считались нефлотирующими. В проведенной поисковой работе найден реагент и установлен режим флотации для успешного извлечения гидроокислов железа, никеля и кобальта из шламов магнитного обогащения при высоком их извлечении в флотационный концентрат.

Изучение обогатимости руды обжиг-магнитным методом. При исследовании железных окисленных руд обжиг-магнитным методом обычно применяется несколько различных способов восстановительного обжига. В основе этих способов принят процесс восстановления немагнитного окисла  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  в магнитную закись-окись  $\text{Fe}_3\text{O}_4$ .

Для магнетизации руд в промышленных условиях обычно используется богатый восстановительными компонентами газ (генераторный, доменный, смесь доменного и коксового и т. д.) или твердый восстановитель. К охристым рудам был применен метод, разработанный в Институте металлургии проф. В. Я. Миллером<sup>1</sup>. Руда обжигалась в слабовосстановительных газах с незначительным содержанием CO. Этот метод имеет значительные преимущества и позволяет получить в качестве конечного продукта обжига магнитную окись железа  $\gamma\text{-Fe}_2\text{O}_3$ , которую можно получить только при определенных температурах обжига и охлаждении обожженного продукта.

Опыты производились со смесью сырой руды класса 3—1 мм и 1—0 мм после ее окомкования. Для проведения обжига в слабовосстановительной атмосфере применялся газ состава: 15—16%  $\text{CO}_2$ , 2,5—3,0% CO, 82%  $\text{N}_2$ . Навеска руды весом 20—25 г в течение 8—10 мин прогревалась

<sup>1</sup> Проф. В. Я. Миллер и мл. научн. сотрудник Л. И. Леонтьев. Изучение условий магнетизирующего обжига лисаковских железных руд в кипящем слое. Отчет Ин-та металлургии УФАН, 1958.

Химический состав концентратов и продуктов магнитного обогащения пробы 1 руды крупностью 12—0 мм  
(опыт 1960 г.) и пробы 3 (опыт 1961 г.)

Напряженность	Продукт	По схеме	Fe	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	FeO	MnO	CaO	S	П. п. п.	MgO
Слабое магнитное поле	Концентрат основной магнитной сепарации . . . . .	I	54,3	7,6	1,8	—	4,1	1,5	0,85	0,05	4,6	—
	Концентрат из вторичных шламов промывки . . . . .	II	54,6	5,9	2,2	—	4,0	2,0	0,81	0,04	5,8	—
	То же из первичных шламов промывки . . . . .	III	58,8	5,3	2,5	—	15,6	0,5	0,86	0,03	2,4	—
	То же из промпродукта . . . . .	IV	57,8	4,7	1,6	2,0	13,5	1,0	0,96	0,14	4,7	—
Сильное магнитное поле	Концентрат сепарации сильного магнитного поля .	V	39,4	13,0	6,4	0,4	0,4	1,6	0,85	0,06	13,2	—
	То же из первичного шлама . . . . .	VII	36,8	22,2	11,6	0,7	4,0	0,8	0,62	0,04	10,0	—
	Промпродукт основной магнитной сепарации . . . .	—	37,7	13,6	6,8		Нет	1,5	0,80	0,05	13,0	—
По опыту 1961 г.	Суммарный магнитный концентрат . . . . .		55,2	3,6	0,8	6,2	13,7	0,5	—	—	2,4	3,6
	I флотационный концентрат . . . . .		60,5	5,8	1,4	—	14,5	0,45	0,43	—	—	1,6
	Общий флотационный концентрат . . . . .		57,5	4,7	1,3	—	14,2	0,47	0,53	—	—	3,0
	Хвосты флотации . . . . .		24,3	30,9	13,5	—	1,7	0,37	0,87	—	12,2	1,6

до температуры 500—800°, после чего через слой руды пропускался газ со скоростью 2,8—3,0 л/мин в течение 10 мин.

После окончания опыта герметически закрытая фарфоровая трубка с навеской обожженной руды охлаждалась до комнатной температуры. Охлажденная руда измельчалась до крупности минус 0,15 мм и подвергалась магнитному анализу в слабом магнитном поле напряженностью 900 э. Результаты опытов магнетизирующего обжига с рудой пробы 1 и 2 сведены в табл. 22 и показывают, что оптимальная температура обжига 800°. При температуре 800° магнетизирующий обжиг руды крупностью 3—0 мм осуществляется успешно в газах с содержанием 2,4—3% CO и позволяет получить максимальный выход магнитной фракции при наиболее высоком в нее извлечении железа.

Таблица 22

Показатели обжиг-магнитного обогащения исходной руды, пробы 1 и 2, %

Температура обжига, °C	Продукт	Проба 1				Проба 2			
		выход	содержание		извлечение железа	выход	содержание		извлечение железа
			Fe	FeO			Fe	FeO	
500	Концентрат . . . . .	79,6	58,0	14,0	84,7	38,7	60,4	8,7	57,3
	Хвосты . . . . .	20,4	41,0	55,7	15,3	61,3	28,4	2,6	42,7
	Исходный . . . . .	100	54,5	12,3	100	100	40,8	5,0	100
600	Концентрат . . . . .	85,9	58,9	16,9	91,8	54,2	58,3	12,4	75,6
	Хвосты . . . . .	14,1	31,9	7,5	8,2	45,8	22,3	3,4	24,4
	Исходный . . . . .	100	55,1	15,6	100	100	41,8	8,3	100
700	Концентрат . . . . .	86,6	58,9	18,9	91,9	57,2	57,4	9,8	78,7
	Хвосты . . . . .	14,0	31,9	8,3	8,1	42,8	20,8	4,2	21,3
	Исходный . . . . .	100	55,1	14,7	100	100	41,8	7,4	100
800	Концентрат . . . . .	91,3	59,8	23,4	95,8	62,5	58,6	16,9	84,4
	Хвосты . . . . .	8,7	27,5	10,9	4,2	37,4	18,2	4,5	15,6
	Исходный . . . . .	100	57,0	22,3	100	100	43,9	12,3	100

Таблица 23

Показатели обжиг-магнитного обогащения пробы 3, %

Продукт	Содер-жание Fe	Извлечение		
		Fe	Ni	Co
Концентрат . . . . .	54,0	87,0	85,0	94,5
Хвосты . . . . .	20,3	10,8	12,7	4,9
Шламы . . . . .	13,9	2,2	2,3	0,6
Сумма хвосты+шламы . . . . .	18,8	13,0	15,0	5,5
Исходный . . . . .	43,5	100	100	100

Дальнейшие опыты магнетизирующего обжига в слабовосстановительных газах были проведены с рудой пробы 3 при температуре 800°. Результаты этих опытов (табл. 23) показывают, что в магнитный продукт можно извлечь 87% железа, 85% никеля и около 95% кобальта.

Хвосты обжиг-магнитного процесса содержат 18,8% железа и 0,25% никеля при относительных незначительных потерях в них кобальта (5,5%).

## Выводы

1. Охристая руда обладает значительной магнитной проницаемостью и из нее при измельчении до —3 мм при сепарации в слабом и сильном магнитных полях можно извлечь свыше 65% железа в концентрат (с содержанием 48%), свыше 50% никеля и значительно выше 70% кобальта.

2. Флотация хвостов магнитной сепарации позволяет получить дополнительно 13% концентрата с содержанием железа 57% и увеличить общее извлечение в суммарный концентрат железа до 85,2%, кобальта до 85% и никеля до 63%.

3. Магнетизирующий обжиг в слабовосстановительных газах с содержанием 2,8—3,0% CO позволяет при температуре обжига 800° получить высокие показатели магнитного обогащения и из руды с содержанием 38—40% железа выделить концентрат с содержанием не ниже 54% железа, при извлечении железа 87%, никеля 85% и кобальта около 95%.

4. Полученные концентраты при обогащении как сырой, так и обожженной руды можно использовать в промышленности при гидрометаллургических методах обработки для извлечения никеля и кобальта с получением железистого остатка для черной металлургии, а отходы от обогащения сырой руды — после обработки их кричным методом для получения крицы.

Н. Г. МОЛЕВА, П. С. КУСАКИН  
Институт металлургии УФАН СССР

## НЕКОТОРЫЕ ПУТИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ НИКЕЛЯ ИЗ ОХРИСТЫХ РУД СЕРОВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Охристые руды Серовского месторождения по содержанию никеля в целом являются забалансовыми. Однако высокое содержание кобальта в них делает перспективным комплексное использование этих руд в промышленности. Основные минералы руд — гётит, гидрогётит, магнетит, хромшипелиды, глинистые минералы и кремнистые соединения. Последние в форме разновидностей кварца. В железистых и глинистых разновидностях руды никель и кобальт находятся в виде изоморфных примесей.

Состав руд непостоянен. В среднем по месторождению в латеритных рудах содержится железа 36,9%. С целью разработки наиболее эффективного метода использования указанного сырья были проведены исследования по сульфидированию и избирательному восстановлению руд в лабораторных условиях. Метод сульфидирования окисленных никелевых руд в лабораторных условиях исследовался неоднократно [1, 2]. В полупромышленном масштабе схема предварительного сульфидирования с последующим укрупнением и флотацией была опробована на Южно-Уральском никелевом комбинате [3, 4]. Эта схема была проверена нами для руд Серовского месторождения.

Эксперименты ставили своей целью определить условия перевода никеля и кобальта в сульфидно-металлическую фракцию и возможность извлечения их флотацией или магнитной сепарацией в никелевый концентрат.

Руда, предварительно просушенная при температуре 150—200°, загружалась в кварцевую трубку вместе с коксом и пиритом. Опыты проводились в интервале температур 800—1050°, при расходе пирита и угля от 5 до 15%, выдержке при заданных условиях до двух часов. Более высокие температуры не применялись, так как руда начинала частично размягчаться, что препятствовало дальнейшему сульфидированию. После опыта материал подвергался микроструктурному исследованию и химическому анализу. В табл. 1 показаны результаты опытов по сульфидированию серовских латеритных руд пиритом.

Таблица 1  
Химический состав продуктов после сульфидирования руды

Условия эксперимента		Температура, °C	Содержание, %		Просульфидированность Ni, %
расход, %			Ni общ	Ni мет	
пирита	угля				
10	—	800	0,36	0,28	78
15	—	850	0,53	0,44	83
5	—	900	0,35	0,23	64
10	—	900	0,38	0,25	66
15	—	900	0,45	0,38	84
10	5	850	0,50	0,38	76
10	5	950	0,43	0,31	72
15	5	950	0,40	0,33	83
5	5	1050	0,35	0,20	57
10	5	1050	0,35	0,24	69
10	—	1050	0,38	0,22	58

Как видно из приведенных данных, максимальный переход никеля в сульфидную форму составляет 78—84%. Лучшие условия для этого создаются при расходе пирита 15% или пирита 10% и угля 5% и температуре 800—950°. Таким образом, пирит, по-видимому, заменяет кокс в эквивалентном количестве. С повышением температуры до 1000—1050° сульфидирование никеля падает до 57—64% вследствие оплавления шихты и быстрой десульфуризации пирита, в то же время размеры сульфидных корольков увеличиваются. Исследование микроструктуры показало, что никель в них находится в виде тонких прожилок и мелких корольков. Это должно затруднить флотацию подобных материалов, поэтому вряд ли этот метод рационален для руд Серовского месторождения.

Учитывая некоторые неудобства пирита, как сульфидизатора, нами в качестве последнего был испробован сернистый газ в присутствии древесного угля.

Сульфидирование никелевого агломерата и руд газами, содержащими 3, 5 и 100% сернистого газа и 40% древесного угля, проводилось в работах В. И. Смирнова и М. С. Архиповой [6]. Ими показано, что при 800° никель сульфицируется на 92%. В другой работе [5] установлено, что необходимое количество восстановителя при сульфидировании сернистым газом не превышает 8%.

Таким образом, выявлено, что сернистый газ в присутствии углерода является хорошим сульфидизатором.

Опыты по сульфидированию серовской руды смесью сернистого газа с углем проводились в кварцевой трубке с пропусканием смеси воздуха с сернистым газом, концентрация последнего изменялась от 5 до 40%, а содержание углерода от 10 до 20%. Температура эксперимента поддерживалась в пределах 1000—1100°, по окончании восстановления она поднималась до 1200—1250° для укрупнения металлической составляющей. Охлажденный продукт измельчался и подвергался магнитной сепарации на ручном сепараторе.

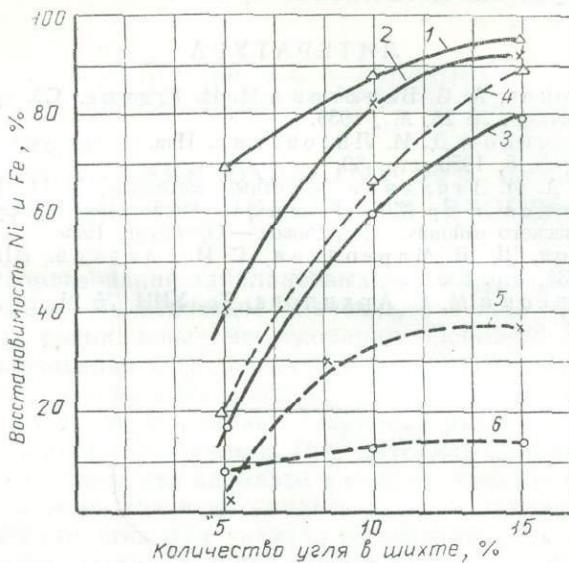
Извлечение металлов в концентрат в отдельных экспериментах достигало: при 15% SO<sub>2</sub> в газе — никеля 77%, кобальта 60%, железа 48%; при 25% SO<sub>2</sub> в газе — никеля 83%, кобальта 65%, железа 50% и при 40% сернистого газа извлечение соответственно равно 90%, 85% и 65%, расход кокса во всех экспериментах был 10%. В последнем случае концентрат содержит 65—75% железа, хвосты содержат 0,6—1,5% серы. Наличие серы указывает на необходимость проведения флотации, после чего извлечение металлов должно повыситься.

В следующей серии опытов проводилось избирательное восстановление руд по методу, разработанному Московским институтом цветных металлов и золота совместно с комбинатом Южуралникель. Руду, предварительно просущенную, загружали в кварцевой пробирке в печь. В качестве восстановителя использовали древесный уголь и кокс, расход которого изменяли от 5 до 30%, температуру опытов изменяли от 800 до 1000°. Сквозь навеску пропускали воздух в количестве от 0,25 до 1 л/г·час. После эксперимента в пробах определяли содержание металлического железа и никеля. На рисунке показана зависимость восстановленных железа и никеля в шихте от количества восстановителя (древесного угля) и температуры.

Как видно из графика, при 5% угля и температуре 900° никель восстанавливается на 70%, в то время как железо только на 20%. Максимальное восстановление никеля 88—90% достигается при расходе 10—15% угля и той же температуре.

Значительно хуже идет восстановление коксом. Процесс начинается

с температурой выше 900°. Расход кокса и температура при этом мало влияют на восстановимость никеля. Так, при 10—15% кокса и температуре от 900 до 1000° и различном количестве дутья никель восстанавливается на 50%, а железо при тех же условиях в зависимости от количества воздуха от 5 до 25%. Максимальное восстановление никеля коксом



Зависимость восстановления никеля (1, 2, 3) и железа (4, 5, 6) от количества восстановителя и температуры:

1, 4 — при 950°; 2, 5 — при 850°; 3, 6 — при 800°.

достигнуто было, например, при температуре 1000° и расходе кокса 20% и составило 62%, а железа 30%.

С целью укрупнения металлической составляющей пробы загружали в тигель при температуре печи 1250—1350° и масса расплавлялась. Для разжижения шлаков и понижения их температуры плавления в шихту добавляли известняк, плавиковый шпат, магнезит. После расплавления содержимое тигля выливали в воду, дробили, и подвергали магнитной сепарации. Выход магнитной фракции в отдельных опытах колебался то 8 до 20%. Однако извлечение никеля не превышало 60%, по-видимому, вследствие недостаточного укрупнения магнитной фракции. Выбор оптимального состава шлака также должен способствовать повышению извлечения металлов.

### Выводы

Охристые латеритные руды Серовского месторождения легко восстанавливаются и сульфидируются.

При расходе 5% пирита и 5% угля никель сульфицируется на 75—80%. Однако из-за малой величины зерен сульфидов извлечение их в флотационный концентрат затруднено. В случае замены пирита газовой смесью воздуха и сернистого газа с углем наивысшее извлечение никеля и кобальта получается при содержании сернистого ангидрида 40% и древесного угля 20%.

Высокое избирательное восстановление никеля происходит при температуре 900° и расходе угля 10—15%, но общее извлечение никеля в концентрат при существующей схеме не выше 65%.

Последующие эксперименты должны быть направлены на укрупнение металлической составляющей, подбор оптимального состава шлака для этой цели и условий магнитной сепарации.

#### ЛИТЕРАТУРА

1. В. А. Ванюков, А. В. Ванюков и И. Н. Юдина. Сб. трудов ин-та Минцветметзолото, № 25, М., 1955.
2. Н. С. Крысенко и Д. И. Лисовский. Изв. высш. учеб. завед., Цветные металлы, № 5, 1959, стр. 50.
3. Г. А. Хан, А. И. Заракини. «Цветные металлы», № 11, 1959, стр. 18.
4. А. В. Ванюков и др. Сб. «Комплексное использование руд Оренбургского экономического района». Свердловск — Оренбург, 1959.
5. Г. А. Шахов, Ш. Ш. Марголина, Г. И. Гладков. «Цветные металлы», № 7, 1931, стр. 866.
6. В. И. Смирнов и М. С. Архипова. Тр. УИИ, № 21, стр. 60, Свердловск, 1945.

М. И. КОЧНЕВ, Е. С. КОРЕПАНОВА  
Институт metallurgии УФАН СССР

## ОБ ИСПОЛЬЗОВАНИИ ОХРИСТЫХ РУД СЕРОВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ В НИКЕЛЕВОМ ПРОИЗВОДСТВЕ

Вопрос об использовании забалансовых руд Серовского месторождения имеет большое практическое значение, и в этой области должны быть проведены специальные исследования. Основные пути решения проблемы использования бурохромистых руд Серовского месторождения и краткая характеристика различных их типов освещены в работе В. П. Ревебцова и Е. М. Баринова<sup>1</sup>. Охристые руды Серовского месторождения, содержащие 39% железа, 16% двуокиси кремния, 12% глиноzemа и некоторые количества кобальта и никеля, пока являются забалансовыми как по железу, так и по никелю. Однако изыскания некоторых методов переработки этих руд указали на возможность их использования в цветной металлургии: в данное время руды с низким содержанием никеля можно использовать в никелевом производстве в качестве железосодержащих флюсов при плавке в шахтных печах никелевых маложелезистых руд.

В связи с этим Институтом metallurgии УФАН проведено исследование в укрупненном масштабе с целью выяснения возможности совместной переработки охристых никельсодержащих руд Серовского месторождения с никелевыми рудами другого месторождения как методом плавки в электропечи с целью извлечения никеля в штейн, так и шахтной плавки.

Оксидленные никелевые руды одного из месторождений, содержащие в среднем 1—2% никеля, имеют очень разнообразный состав. Например, руда глинистого типа, состоящая из переотложенных глинистых пород, содержит: железа — 6%, двуокиси кремния — 53%, около 16% глиноzemа. Магнезиальный тип руд представлен слабононтронизированными серпентинитами и содержит 10% железа, 43% двуокиси кремния и около 21% окиси магния. Только третий охристый тип руды характеризуется высоким содержанием железа — 32%, содержание двуокиси кремния в нем составляет 32%, сумма окиси кальция и окиси магния 3%.

Согласно ориентировочным подсчетам, в целом по этому месторождению железистые руды охристого типа составляют около 30% от общих запасов, остальные же 70% представлены маложелезистыми рудами, которые невозможно перерабатывать в шахтной печи без добавки железосодержащих материалов. Согласно расчету, при плавке 100 кг руды глинистого типа на 10%-ный никелевый штейн должно получиться 19,8 кг штейна, содержащего 12,67 кг сульфидного и металлического

<sup>1</sup> В. П. Ревебцов, Е. М. Баринов. Состояние и пути решения проблемы использования бурохромистых руд Серовского месторождения. «Комплексное использование бурохромистых руд Серовского месторождения», ЦБТИ, Свердловск, 1959.

железа. В шихте (руде и пирите), поступающей в плавку, содержится всего 10,5 кг железа. Ясно, что этого количества железа недостаточно даже для образования штейна. При расчете плавки руды магнезиального типа без добавки флюсов содержание закиси железа в шлаке составляет всего 7,24% и до 60% двуокиси кремния. С добавкой известняка шлак станет менее кислым, однако при этом содержание закиси железа еще более снизится. Ясно, что шахтная плавка на такие маложелезистые шлаки невозможна, так как из заводской практики известно, что снижение содержания закиси железа до 10—11% характеризуется как кризисное состояние процесса. Таким образом, только добавка железной руды позволит перерабатывать эти маложелезистые руды в шахтных печах.

Проводившиеся в Институте металлургии исследования показали, что наиболее рациональна плавка рудной смеси при соотношении серовской охристой руды к глинистой части, как 40:60. Такая рудная смесь имеет хорошую способность к брикетированию за счет глинистой части руды. По составу вышеуказанная рудная смесь, содержащая 19,22% железа и 38% двуокиси кремния, вполне пригодна для плавки в шахтных печах. При плавке шихты, состоящей из 40 кг серовской охристой руды, 60 кг глинистой руды, 16 кг пирита, 22 кг известняка, на 10%-ный никелевый штейн получается шлак, по составу близкий к ватер-жакетному (%):

Закиси железа . . .	22
Окиси кальция . . .	12,75
Окиси магния . . .	3
Глинозема . . .	15
Двуокиси кремния .	42

В результате укрупненных плавок вышеуказанной шихты в электропечи были достигнуты следующие показатели: потери никеля со шлаком составили всего 2—3%. Таким образом, в условиях электроплавки, где потери с пылью ничтожны, извлечение никеля в штейн составило 97—98%, а извлечение кобальта — около 100%. Следовательно, попутное извлечение никеля в штейн из серовской руды в указанных условиях составило 84%. Поскольку запасы руды охристого типа нового месторождения недостаточны для успешной переработки остальных маложелезистых типов в шахтных печах с получением шлаков, нормальных по содержанию закиси железа, то серовскую никельсодержащую забалансовую руду вполне можно рекомендовать в качестве железного флюса.

Имеются основания ожидать, что в нижних горизонтах этого месторождения содержание никеля возрастет, и в этом случае руды перейдут в категорию балансовых, то есть могут быть использованы в качестве самостоятельного сырья никелевого производства.

## Выводы

1. Испытана плавка в электропечи маложелезистой глинистой никелевой руды нового месторождения в смеси с охристыми рудами Серовского месторождения. При этом было достигнуто высокое извлечение никеля (97—98%) и кобальта (до 100%) в штейн.

2. Установлена возможность переработки рудной смеси нового и Серовского месторождений с получением шлаков, содержащих до 22% залежи железа, и тем самым доказана возможность переработки их в шахтных печах.

3. Забалансовые охристые руды Серовского месторождения можно рекомендовать в качестве никельсодержащих железистых флюсов в никелевом производстве.

П. И. ВОЛКОВА, А. А. РЫЖОВ<sup>1</sup>  
Институт metallurgии УФАН СССР

## ИЗВЛЕЧЕНИЕ КОБАЛЬТА И НИКЕЛЯ ИЗ ОХРИСТЫХ РУД СЕРОВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ МЕТОДАМИ ГИДРОМЕТАЛЛУРГИИ

В Советском Союзе окисленные никелевые руды до сих пор перерабатываются исключительно пирометаллургическим методом путем восстановительно-сульфидирующей плавки. Этот метод заключается в искусственном сульфидировании содержащихся в рудах окислов никеля, кобальта и частично железа с получением штейна, последующей переработки полученных сульфидных соединений никеля в кислородные соединения. Кислородные соединения в свою очередь восстанавливаются до металлического никеля.

Этим дорогим и сложным методом могут перерабатываться только богатые по содержанию никеля руды. Однако при этом извлекается недостаточно высокий процент никеля и небольшое количество кобальта. Теряются железо, марганец и хром. Бедные никелевые руды этим методом перерабатывать нерентабельно.

Увеличивающийся спрос промышленности на металлический кобальт и никель [1] вызывает необходимость использования бедных железных руд, с повышенным содержанием кобальта и никеля, по сравнению с обычными окисленными никелевыми рудами. К таким рудам можно отнести большие запасы латеритных охристых руд Серовского месторождения.

По концентрации кобальта и никеля охристые руды Серовского месторождения можно отнести к никель-кобальтовому сырью.

Необходима разработка наиболее рентабельной технологической схемы для комплексного использования этих руд, которая должна обеспечить расширение рудной базы и возможность постройки новых предприятий никель-кобальтовой промышленности. Для выбора такой схемы в Институте metallurgии УФАН намечено опробовать пять методов гидрометаллургического извлечения никеля и кобальта из окисленных руд: выщелачивание руды в сернистой кислоте [3], выщелачивание руды в сульфате зakisи железа [4], сульфатизирующий обжиг с пиритом [5], хлорирующий обжиг в присутствии восстановителя [6], аммиачное выщелачивание предварительно восстановленной руды [7].

Сравнение показателей, полученных этими методами, даст возможность выбрать наиболее рентабельную технологическую схему для переработки окисленных никель-кобальт-железных руд Серовского месторождения с применением гидрометаллургических методов. В данной статье будут рассмотрены результаты, полученные при опробовании четырех первых направлений.

<sup>1</sup> В работе принимали участие лаборанты: Пименов И., Пакреева М. С., Сартаков Л., Сергеев Л.

Для исследования была взята средняя проба охристой серовской руды, химический состав которой приведен ниже, %:

Fe . . .	39,67	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,72
Mn . . .	0,68	CaO . .	0,13
SiO <sub>2</sub> . .	19,84	MgO . .	1,40
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> . .	10,66	Te . . .	Следы
		In . . .	Нет
		Se . . .	»

Минералогический состав руды, подвергнутой обработке, имел следующий состав: 60—70% гётита и гидрогётита, 15—20% кремнеземистых минералов, от 8 до 10% глинистых минералов типа нонтронита и ферригалузита [2]. Никель в данной руде не имеет самостоятельных минералов, кобальт также минералогически не установлен, но есть предположение, что он, по-видимому, связан с охристыми разностями гидрогётита.

## 1. Результаты выщелачивания руды в сернистой кислоте

Обработке сернистой кислотой, полученной в результате барботажа сернистого газа в воду, подвергалась воздушно-сухая руда, измельченная до — 0,25 мм. Выщелачивание производилось при помощи агитации пульпы при температуре 20°. При этом изучалось влияние на извлечение кобальта и никеля в раствор следующих параметров: а) концентрации сернистой кислоты, б) соотношения Т:Ж, в) времени обработки, г) добавки серной кислоты к сернистой, д) кальцинирующего обжига.

Зависимость извлечения кобальта и никеля в раствор от изменения концентрации сернистой кислоты приведено в табл. 1.

Таблица 1  
Влияние концентрации сернистой кислоты на извлечение  
кобальта и никеля в раствор  
(Условия опыта: время выщелачивания 1 час, Т:Ж =  
= 1 : 3, температура 20°, навеска 100 г)

№ опытов	Концент- рация, H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> , %	Вес остатка, г	Объем раствора, л	Извлечение в раствор, %	
				Co	Ni
28	1,43	96,9348	0,245	45,97	18,53
20	2,25	96,5062	0,240	68,90	8,34
21	3,56	95,5882	0,240	69,80	19,04
22	4,85	96,7219	0,240	65,70	7,35
24	5,04	96,9805	0,245	74,50	10,76
19	5,82	95,9850	0,230	72,10	8,17
38	6,39	95,6908	0,235	65,00	19,04
31	7,94	95,4440	0,235	65,10	17,40

Из приведенных данных следует, что наибольшее извлечение металлов достигается при концентрации сернистой кислоты от 3 до 5%, и равно для кобальта 74,5%, никеля 10,76%.

Влияние времени выщелачивания на извлечение кобальта и никеля в раствор. Влияние времени на процент выщелачивания металлов изучалось при оптимальной концентрации

сернистой кислоты, равной примерно 3,5%, время изменялось от 15 до 180 мин. Остальные условия оставались прежними (т. е.  $T:Ж = 1:3$ , температура 20°). Результаты, полученные при этом исследовании, сведены в табл. 2.

Таблица 2  
Влияние времени выщелачивания на извлечение кобальта и никеля в раствор

№ опыта	Время выщелачивания, мин	Вес остатка, г	Объем раствора, мл	Извлечение, %	
				Co	Ni
59	15	24,9117	100	65,8	9,76
58	30	24,6442	100	69,7	10,0
45	60	95,8812	245	73,2	8,7
46	120	95,1768	240	72,07	10,0
47	180	96,3790	245	71,80	8,88

Полученные данные позволяют утверждать, что время выщелачивания, равное 1 час,— вполне достаточно для максимального извлечения кобальта и никеля в раствор.

Влияние плотности пульпы на извлечение кобальта и никеля в раствор. Для улучшения выщелачивания кобальта и никеля из руды желательна работа на более жидкой пульпе, но жидкая пульпа ухудшает и удороожает процесс фильтрации и ухудшает процессы осаждения кобальта и никеля из раствора. В связи с этим необходимо было выяснить оптимальную плотность пульпы, достаточную для максимального извлечения кобальта и никеля в раствор. Данные по этой зависимости приведены в табл. 3.

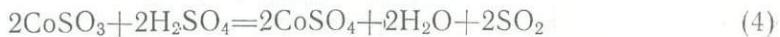
Таблица 3  
Зависимость извлечения кобальта и никеля в раствор от величины плотности пульпы (время выщелачивания 1 ч, температура 20°)

№ опыта	T:Ж	Вес навески, г	Вес остатка, г	Объем полученного раствора, мл	Извлечение в раствор, %	
					Co	Ni
84a	1 : 1	25	24,3587	100,0	44,87	9,15
61	2 : 1	25	24,7743	100,2	49,30	8,54
60	3 : 1	25	24,7730	100,0	86,80	11,92
63	4 : 1	25	24,6088	100,0	78,04	12,98
64	5 : 1	25	24,5474	130,0	80,00	13,40
87a	6 : 1	10	9,5874	100,0	63,65	12,11
83	8 : 1	10	9,6247	100,0	68,29	20,30
86	10 : 1	10	9,6152	100,0	60,25	20,60

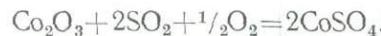
Из полученных данных следует, что соотношение  $T:Ж = 1:3$  является лучшим для наиболее высокого извлечения кобальта.

Влияние добавки серной кислоты к сернистой на извлечение кобальта и никеля в раствор. В работе, проведенной УПИ [3] с елизаветинскими охристыми никель-кобальт-

железными рудами, предполагался следующий механизм растворения кобальта в сернистой кислоте:



Серная кислота, входящая в уравнение (5), может получаться окислением сернистого ангидрида в серный за счет высших окислов марганца при катализитическом действии окиси железа. В начале опыта процесс растворения кобальта может идти по следующей реакции:



Необходимо было выяснить влияние добавки серной кислоты к сернистой при выщелачивании серовской охристой руды. Опыты были проведены при добавке серной кислоты к сернистой в количестве 5, 10, 15, 20 и 40 г/л. Результаты сведены в табл. 4.

Таблица 4

**Влияние добавок серной кислоты  
к сернистой на извлечение кобальта  
и никеля в раствор**

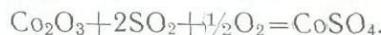
№ опыта	Состав растворителя, %		Извлечение в раствор, %	
	H <sub>2</sub> SO <sub>3</sub>	H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	Co	Ni
57	3,69	0	68,20	10,60
45	3,69	0	73,12	8,70
104	3,69	5	48,70	10,00
105	3,69	10	56,90	10,30
106	3,69	15	51,20	10,00
107	3,69	20	53,60	10,00
108	3,69	30	41,47	10,70

Таблица 5

**Зависимость извлечения кобальта  
и никеля в раствор от концентрации  
сернистой кислоты при выщелачивании  
обожженной руды (время выщелачивания  
1 час)**

№ опыта	Концентрация H <sub>2</sub> SO <sub>3</sub> , %	Извлечение в раствор, %	
		Co	Ni
122	1,0	52,32	11,82
123	2,0	63,41	13,84
124	3,6	63,40	14,23
125	5,0	68,29	13,46
126	6,0	63,41	14,61
127	7,0	58,15	13,20
128	10,0	63,56	13,62

Из табл. 4 видно, что добавка серной кислоты к сернистой не повышает извлечения кобальта и никеля в раствор. По-видимому, в нашем случае химизм процесса растворения идет по реакции

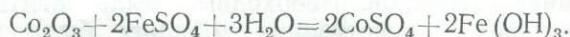


Влияние обжига руды на извлечение кобальта и никеля в раствор. Ранее проведенными работами [3] было установлено, что предварительный обжиг сырой руды перед выщелачиванием положительно влияет как на фильтрацию пульпы, так и на извлечение кобальта в раствор. Исследуемая руда обжигалась при температуре 400° в течение одного часа и выщелочена в сернистой кислоте разной концентрации. Полученные результаты сведены в табл. 5.

Результаты, приведенные в табл. 5, подтверждают данные по концентрации сернистой кислоты, полученные при выщелачивании сырой руды. Процент извлечения кобальта несколько ниже при выщелачивании обожженной руды, чем сырой. В результате обжига улучшается только фильтруемость пульпы.

## 2. Выщелачивание руды в сульфате закиси железа

Из литературных данных известно, что растворы-восстановители незначительно влияют на никель и железо в окисленных рудах, а кобальт подвергается этому действию. Поэтому возникает возможность извлечь кобальт и оставить в рудах никель для получения легированных сплавов. Выщелачивание кобальта из руды может пойти по следующей реакции:



Для определения оптимальных условий (концентрации сульфата заскиси железа, температуры, плотности пульпы, времени выщелачивания) был проведен ряд опытов. Влияние концентрации сульфата заскиси железа на извлечение кобальта и никеля в раствор изучалось в интервале концентраций от 0,13 до 100 г/л. В раствор сульфата заскиси железа добавлялась серная кислота для предупреждения образования гидратов железа. Навеска руды для выщелачивания бралась 10 г, температура выщелачивания поддерживалась 70°, время 1 час.

В результате проведенных исследований установлено, что максимальное извлечение кобальта достигается при концентрациях сульфата заскиси железа 41,6 и 50 г/л. Оно составляет для кобальта 56,52—57,80%, для никеля 15,2—14,96%. Дальнейшее повышение концентрации сульфата заскиси железа не приводит к положительным результатам.

Влияние температуры исследовалось в интервале от 20 до 90°. При этом выяснено, что температура на извлечение кобальта и никеля в раствор влияет незначительно. Для выщелачивания вполне достаточно температура 70°. Время выщелачивания, необходимое для достижения лучших результатов, определялось при оптимальной концентрации сульфата заскиси железа и температуре 70°. В опытах время выщелачивания изменяли от 0,5 до 4 час. Для выщелачивания в сульфате заскиси железа время выщелачивания достаточно 1 час.

Плотность пульпы на извлечение кобальта и никеля в раствор влияет незначительно, даже при отношении Т:Ж=1:1 получаются хорошие результаты. Однако можно ожидать, что в производственных условиях будут затруднения с фильтрацией. С этой целью был проведен кальцинирующий обжиг руды при температуре 400° в течение 4 час. В результате установлено положительное влияние этого обжига как на скорость фильтрации, так и на величину извлечения. Максимальное извлечение при выщелачивании огарка составляет 65,26% для кобальта и 22% для никеля.

## 3. Извлечение кобальта из руд методом сульфатизирующего обжига

При сульфатизирующем обжиге руды с пиритом кобальт и незначительная часть никеля переходят в легкорастворимые сульфаты, которые выщелачиваются слабыми растворами серной кислоты. Процесс сульфатизирующего обжига окисленных руд по сравнению с процессом выщелачивания сырой руды имеет ряд преимуществ, связанных в основном с фильтруемостью пульпы.

Известно, что сульфатизирующий обжиг главным образом осуществляется в многоподовых печах и в кипящем слое. Причем обжиг в кипящем слое в несколько раз повышает скорость сульфатизации. Поэтому обжиг в лабораторных условиях проводился как в неподвижном, так и в кипящем слое. Результаты этой работы приводим только по обжigu в неподвижном слое. Для обжига приготовлялась шихта из руды и пирита, предварительно измельченных до — 0,25 мм и хорошо смешанных. Пирит использовался следующего состава: железа 45,58%, серы 51,81%, кварца 1,48%. В процессе сульфатизирующего обжига изучалось влияние содержания пирита в шихте, температуры обжига, времени обжига.

Из теории сульфатизирующего обжига известно, что в этом процессе с повышением температуры увеличивается диссоциация сульфатов с образованием окислов. Необходимо было найти температуру обжига, при которой сульфатизация кобальта была максимальной, а железа минимальной. Для этого температуру обжига изменяли от 300 до 700° при содержании пирита в шихте 15%, времени обжига 4 час в неподвижном слое. Огарок выщелачивали в серной кислоте концентрации 5 г/л, Ж : Т = 1 : 3, при температуре 60°, в течение 1 ч. Исследование установлено, что оптимальной температурой сульфатизирующего обжига следует считать 550°. При этой температуре извлечение кобальта достигает 84,23% и никеля 36,44%.

Количество необходимого пирита определялось при обжиге шихт разного состава и изменялось в шихте от 5 до 30%. Десять процентов пирита оказалось уже достаточным для максимального извлечения кобальта и никеля в раствор.

Из литературных данных известно, что большое значение для сульфатизирующего обжига имеет хороший контакт печных газов с обжигаемым материалом, который может быть достигнут за счет длительного пребывания шихты в печи. Поэтому необходимо было выяснить время обжига, требуемое для полной сульфатизации кобальта. Для этого шихта одного и того же состава обжигалась в течение разного промежутка времени. В результате установлено, что время обжига 2,5 ч является оптимальным.

#### 4. Изучение условий хлорирования кобальта и никеля газообразным хлором

Один из перспективных методов переработки бедных окисленных руд с целью извлечения из них никеля и кобальта — хлорирование их газообразным хлором в присутствии восстановителя [8—14]. В результате такой переработки никель и кобальт хлорируются и в виде хлоридов удаляются, а железо остается в остатках и может быть использовано для кричного передела.

По предварительным подсчетам, выполненным в Гипроникеле [7], установлено, что хлорирование никелевых окисленных руд дает возможность получить никель, кобальт и металлическое железо по цене, равной стоимости их, полученной другими методами переработки. Кроме того, этот способ допускает переработку бедных окисленных руд с содержанием никеля около 0,5% с высокими показателями.

Так как руды разных месторождений имеют различный минеральный состав, то для каждой руды необходим индивидуальный подход.

Цель настоящего исследования — определить количество прохлорированного кобальта и никеля в зависимости от температуры хлорирования, времени хлорирования и количества восстановителя.

**Методика исследования.** Для исследования бралась средняя проба руды крупностью 0,25 мм, смешивалась при истирании с древесным углем той же крупности. Приготовленная шихта помещалась в лодочке в трубчатую печь. Вес навески составлял 1 г. Для хлорирования подавался газообразный хлор. В конце печи установлены дрекселя с водой для улавливания возможных возгонов. По окончании процесса хлорирования охлажденный огарок взвешивался и выщелачивался кислой водой из дрекселей при температуре 80° в течение 2 ч (Т:Ж = 1:50). Этой же водой промывалась реакционная трубка. После фильтрации вышеуказанный остаток промывался горячей водой. Фильтрат и промывные воды собирались вместе, доводились до 100 мл и анализировались на содержание кобальта, никеля и железа. Остатки также анализировались на эти же металлы. По полученным данным составлялись материальные балансы.

**Зависимость величины извлечения кобальта и никеля в раствор от температуры** (при количестве восстановителя, равном 1%). Исследовалось влияние температуры на процесс хлорирования в интервале от 400 до 1100° с 1% восстановителя от веса навески, времени хлорирования 1 ч, при подаче хлора 5 мл/мин. Полученные результаты представлены в табл. 6.

Из данных табл. 6 видно, что при одном и том же количестве восстановителя, равном в данном случае 1%, повышение температуры приво-

Таблица 6

**Зависимость извлечения кобальта и никеля в раствор от температуры хлорирования**

№ опыта	Температура опыта, °С	Содержание элементов в растворе, г/л		Извлечение, %	
		Co	Ni	Co	Ni
9	400	0,00200	0,0059	30,50	14,5
10	500	0,00145	0,6003	23,50	10,5
11	600	0,00104	0,0037	43,40	15,0
12	700	0,00195	0,00774	41,20	32,80
13	800	0,00220	0,0086	54,10	27,80
14	900	0,005450	0,0260	70,80	60,60
15	1000	0,00705	0,0440	90,05	87,50
16	1100	0,00717	0,0459	97,10	89,60

Таблица 7

**Зависимость величины извлечения кобальта и никеля в раствор от состава шихты при разных температурах (время хлорирования 1 час, подача хлора 5 мл/мин)**

Содержание углерода в шихте, %	Извлечение Co и Ni, %	Температура, °С								
		400	500	600	700	800	900	1000	1100	
1	Co	30,3	23,5	43,4	41,4	54,1	70,8	90,05	97,1	
	Ni	14,5	10,5	15,0	32,8	27,8	60,6	87,50	89,2	
2	Co	50,2	21,5	16,5	44,8	32,3	47,4	70,10	86,2	
	Ni	31,8	22,0	13,3	39,8	81,4	37,7	56,40	80,4	
5	Co	76,9	74,6	49,0	55,0	62,1	61,1	64,00	93,4	
	Ni	24,5	56,0	49,3	27,5	43,8	40,2	60,50	90,1	
10	Co	87,7	79,2	88,0	84,7	82,3	85,7	83,90	86,9	
	Ni	62,3	56,4	69,8	68,5	64,3	69,0	61,60	64,3	
15	Co	79,9	90,6	91,3	91,4	90,3	—	—	—	
	Ni	72,2	85,5	86,3	86,6	81,8	—	—	—	

**Примечание.** При температурах от 900—1100° и содержании восстановителя в шихте 15% происходило спекание огарка. Поэтому опыты при таком количестве восстановителя не производились.

дит к увеличению прохлорированного кобальта и никеля. Наилучшие результаты при 1% восстановителя достигаются при температуре 1000—1100°. При этих температурах извлечение кобальта составляет 90,05—97,10%, никеля 87,50—89,60%.

Зависимость извлечения кобальта и никеля от количества добавляемого восстановителя при разных температурах. Для определения оптимального количества восстановителя, необходимого для избирательного восстановления кобальта и никеля, были проведены опыты с разными составами шихт. Количество восстановителя изменялось от 1 до 15%. Исследования проведены при температурах от 400 до 1100°. Полученные результаты сведены в табл. 7.

Данные табл. 7 позволяют заключить, что с увеличением содержания восстановителя в шихте и интервале температур 400—900° — повышается переход в раствор кобальта и никеля. При температуре 1000—1100° повышение содержания восстановителя в шихте снижает извлечение кобальта и никеля в раствор, что связано, по-видимому, со спеканием шихты. При температуре 500° и в некоторых случаях 500—600° и количестве восстановителя, равном 1—10%, наблюдается понижение извлечения кобальта и никеля в раствор. Такое понижение для кобальта, вероятно, можно объяснить превращением восстановленного кобальта из модификации  $\alpha$  в  $\beta$ -модификацию. Это превращение начинается при температуре 477° [15]. Превращение  $\alpha$ -модификации в  $\beta$ -модификацию сопровождается поглощением 1,185 кал тепла и проявляется особыми точками на кривых многих свойств металлического кобальта (коэффициент расширения, теплоемкости и др.). Понижение извлечения никеля требует изучения фазового состава огарков при этих температурах.

Лучшие результаты по извлечению кобальта и никеля достигнуты при температуре 1100° с 1% восстановителя, несколько меньше извлекается при той же температуре с 5% восстановителя и еще меньше с 10% восстановителя. Необходимо отметить, что с 10% восстановителя в шихте при температуре от 400 до 1100° извлечение кобальта и никеля в раствор примерно одинаково и равно для кобальта 82,3—87,7%, а для никеля 61,6—69,8%. С 15% восстановителя примерно одинаковое извлечение получается при температурах 500—800°, оно составляет для кобальта 90,3—91,4% и никеля 81,8—86,60%.

Зависимость перехода железа в раствор при выщелачивании огарка от количества восстановителя в шихте. Для более экономичной переработки этим методом необходимо минимальное содержание железа в растворе. С этой целью были проведены исследования по переходу железа в раствор при выщелачивании огарков, полученных при обжиге шихт с разным содержанием восстановителя. Зависимость перехода железа в раствор от содержания восстановителя в шихте (при температуре обжига 700°) приведена ниже:

Количество восстановителя, % . . .	2	5	10
Извлечение железа в раствор, % . . .	0,82	8,55	27,70

Повышение содержания восстановителя в шихте приводит к увеличению концентрации железа в растворе. Следовательно, необходимо стремиться иметь содержание углерода в шихте как можно меньше.

Извлечение кобальта и никеля в раствор при выщелачивании огарков в зависимости от времени хлорирования руды. Скорость хлорирования изучалась при температурах 500 и 600°. Время хлорирования изменялось от 15 до 120 мин. Резуль-

таты хлорирования с последующим выщелачиванием приведены в табл. 8.

Из табл. 8 видно, что для хлорирования достаточно 30 мин. При дальнейшем увеличении времени хлорирования процент извлечения кобальта и никеля при выщелачивании огарков не повышается.

Работами М. Г. Журавлевой и др. [16] установлено, что присутствие углекислого калия увеличивает скорость восстановления окислов кобальта во много раз. В нашем случае наличие углекислого калия в руде не повышает скорости хлорирования и не дает повышения извлечения кобальта и никеля в раствор при выщелачивании.

Проведены поисковые опыты по хлорированию сырой руды твердыми хлоридами. При этом получены хорошие результаты по извлечению кобальта и никеля в раствор. Исследования по хлорированию руды твердыми хлоридами продолжаются. По методу аммиачного выщелачивания предварительно восстановленной руды результаты будут изложены дополнительно.

Таблица 8

Извлечение кобальта и никеля в растворе в зависимости от времени хлорирования (при 10% восстановителя в навеске)

Время хлорирования, мин	Температура, °C	Извлечение, %	
		Co	Ni
15	500	67,6	41,8
15	600	64,0	77,0
30	500	86,1	74,9
30	600	83,5	73,9
60	500	80,0	66,0
60	600	88,0	69,8
120	500	83,2	70,7
120	600	79,9	69,9

## Выводы

В результате выщелачивания охристой серовской руды в сернистой кислоте, сульфате зakisи железа, сульфатизирующем обжиге с последующим выщелачиванием в слабой серной кислоте установлено следующее:

1. Оптимальная концентрация сернистой кислоты составляет 3—5%, соотношение  $T:Ж=1:3$ , время выщелачивания 1 час. Кальцинирующий обжиг руды перед выщелачиванием в сернистой кислоте улучшает скорость фильтрации, но не повышает извлечения кобальта и никеля в раствор. Максимальное извлечение кобальта и никеля при выщелачивании в сернистой кислоте составляет для Co 74,5%, для Ni—10,7%.

2. Оптимальная концентрация подкисленного раствора сульфата зakisи железа для выщелачивания равна  $50 \text{ г/л} + 45,75 \text{ г/л } H_2SO_4$ ,  $T:Ж$  от 1:2 до 1:4, время выщелачивания 1 час, температура 70°. Кальцинирующий обжиг имеет положительное влияние на скорость фильтрации и на извлечение металлов. Максимальное извлечение при выщелачивании в сульфате зakisи железа составляет для Co—65,26%, Ni—22%.

3. Сульфатизирующий обжиг с пиритом лучше всего производить при температуре 550°, времени обжига 2,5 ч, количество пирита достаточно 10% от веса шихты. При этом извлекается Co 81—84,23%, Ni 28,90%.

4. Повышение температуры хлорирования при одном и том же количестве восстановителя в шихте увеличивает извлечение кобальта и никеля в раствор при выщелачивании огарков.

5. Увеличение содержания восстановителя в шихте повышает извлечение кобальта и никеля в раствор.

6. Повышение содержания восстановителя в шихте при хлорирующем обжиге увеличивает количество прохлорированного железа, а следовательно, повышает его содержание в растворе.

7. Добавление щелочей в шихту не способствует скорости хлорирования, как это имеет место при восстановительных процессах чистых окислов без хлорирования.

8. Оптимальными условиями хлорирования следует считать температуру 1000—1100°, время хлорирования 30 мин при подаче газообразного хлора 0,5 г на 1 г руды.

## ЛИТЕРАТУРА

1. В. И. Смирнов. Комплексное использование руд Оренбургского экономического района, Изд. ЦБТИ Оренбургского совнархоза, Свердловск — Оренбург, 1959.
2. П. С. Кусакин, Б. М. Смирнов. Сб. «Комплексное использование бурохромистых руд Серовского месторождения». Изд. ЦБТИ Свердловского совнархоза, 1959.
3. Отчет УПИ, № 0241. Полупромышленная проверка схемы УПИ — получения кобальта из руд Елизаветинского месторождения на опытном заводе, 1958.
4. Отчет Гинцветмета по теме № 25, № 95, 1958.
5. Отчет Уральского геологического управления. Извлечение кобальта из руд Елизаветинского месторождения методом сульфатизирующего обжига, Свердловск, 1959.
6. Д. П. Богацкий. Изв. АН СССР, ОТН, № 9, 1944, стр. 629.
7. Ф. Г. Киреенко, И. Н. Горбовская и др. Труды ин-та Гипроникель, вып. 3. Л., 1958.
8. Д. П. Богацкий. ЖПХ, № 6, 1944, стр. 346.
9. Д. П. Богацкий. ЖПХ, № 1, 1947, стр. 81.
10. Г. Уразов, Д. П. Богацкий. Изв. АН СССР, ОТН, № 2, 1948, стр. 194; 1947, стр. 59.
11. Д. П. Богацкий, Г. Г. Уразов. ЖПХ, т. 31, в. 3, 1958.
12. С. И. Денисов. Изв. высш. учеб. завед. Цветная металлургия, № 2, 1959 (Северокавказский горнometаллургический ин-т).
13. Ф. Т. Киреенко и др. Труды ин-та Гипроникель, вып. 4—5. Л., 1958, стр. 40.
14. Д. П. Богацкий. Сборник научных трудов МЭСК. ин-та цветных металлов и золота, № 12, 1948, стр. 142.
15. Ф. М. Перельман и др. Кобальт. М.—Л., Изд-во АН СССР, 1949.
16. М. Г. Журавлева и др. ЖФХ, т. 24, вып. 12, 1960, стр. 2704.

О. А. АРХИПОВ  
Институт metallurgии УФАН СССР

## ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ СХЕМА КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ КРАСНЫХ ШЛАМОВ УРАЛЬСКОГО АЛЮМИНИЕВОГО ЗАВОДА

В настоящее время бокситы на глинозем перерабатываются щелочными методами. При этих методах такие ценные компоненты, содержащиеся в боксите, как железо и другие элементы, выбрасываются в отвал в виде красного шлама. Но отвальный шлам содержит около 50% окиси железа и значительное количество недоизвлеченного глинозема.

Уральский и Богословский алюминиевые заводы ежегодно выбрасывают в отвал значительное количество красного шлама. К сожалению, до настоящего времени не имеется рентабельных путей использования красного шлама, несмотря на то, что над поисками их работали многочисленные исследователи. Такое положение дел не случайно, так как разработка технологии использования красного шлама представляет весьма трудную задачу. Наиболее приемлемой может быть только такая технология, которая предусматривает комплексную переработку красного шлама с извлечением из него многих ценных компонентов.

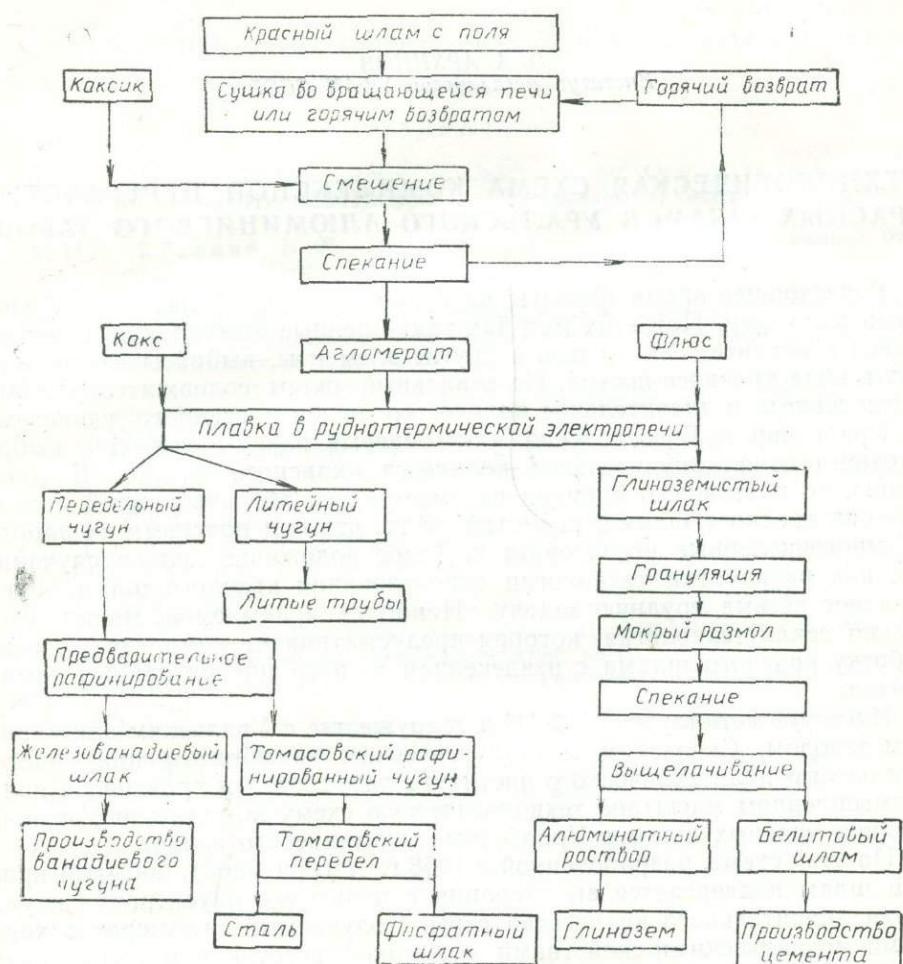
Институт metallurgии УФАН в содружестве с Уральским алюминиевым заводом, Серовским metallургическим комбинатом при участии Уральского политехнического института разработал и проверил в полупромышленном масштабе технологическую схему комплексного использования красных шламов Уральского алюминиевого завода.

По этой схеме, разработанной в 1958 г. (см. рисунок), добытый красный шлам подвергается агломерации с целью его окускования и удаления значительного количества серы. Получаемый агломерат с хорошими механическими свойствами и высокой восстановимостью, содержащий 32—38% железа, а также окись алюминия и около 0,1—0,2% серы проплавляется в доменной или руднотермической электропечи с получением передельного или литейного чугуна на глиноземистых шлаках, содержащих свыше 26%  $Al_2O_3$ . Гранулированный шлак после мокрого помола спекается с содой и известняком для получения спека, из которого обычным путем извлекается глинозем. Остатки от извлечения глинозема, так называемые белитовые шламы, содержат: 21—25%  $SiO_2$ ; 45—47%  $CaO$ ; 4—5%  $Al_2O_3$ , т. е. близки по содержанию основных компонентов к шламам, остающимся при извлечении глинозема из нефелина и подобно нефелиновым шламам используются для производства клинкерного цемента.

Полученный при плавке литейный чугун используется для литья труб. При получении передельного чугуна примерно следующего химического состава; 0,7% Si; 0,4% Mn; 0,12% V; 1,0% P он может быть использован двумя путями:

1. Добавкой на 1 т чугуна 20 кг 45%-ного ферросилиция, содержание кремния в нем доводится до 2,8%. Такой чугун используется для литья труб.

2. Высокое содержание фосфора в получаемых чугунах позволяет использовать их для передела в томасовскую сталь. При предварительном



Технологическая схема комплексного использования красных шламов Уральского алюминиевого завода.

рафинировании чугуна в случае устойчивого содержания пятиокиси ванадия в красных шламах в пределах 0,10—0,13% можно получить железистый шлак, содержащий ванадий (30—40% Fe и 2—3% V<sub>2</sub>O<sub>5</sub>) — ценное сырье для выплавки ванадиевого чугуна. При томасовском переделе на 1 т чугуна получается около 130 кг товарного фосфатного шлака, содержащего 14—20% P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>. Это ценное сельскохозяйственное удобрение. При использовании чугунов по этому пути часть фосфатного шлака (около 45 кг/т чугуна) является оборотной и с целью повышения содержания фосфора в товарном фосфатном шлаке до кондиции направляется в шихту доменной или электропечной плавки.

В 1960—1961 гг. была испытана разработанная схема комплексного использования красных шламов в полупромышленном масштабе. Технологическая схема, по которой проходили испытания, включила в себя добычу и агломерацию шлама, затем плавку агломерата в руднотермической электропечи с получением литейного чугуна, используемого для литья труб. Полученный же глиноземистый шлак из-за отсутствия грануляционной установки (предусмотренной схемой) не гранулировался, а дробился с последующим мокрым измельчением и спеканием с известью и содой. После выщелачивания из спека глинозема оставшийся так называемый белитовый шлам исследовался как для получения портланд-цементного клинкера, так и в качестве добавки к цементу.

Для промышленных испытаний было добыто Уральским алюминиевым заводом при помощи экскаватора в промежуток февраль—июнь 1960 г. со шламового поля УАЗа 450 т шлама. В зимние месяцы, февраль — первая половина марта, для добычи красного шлама применяли размораживание верхнего слоя с помощью электроподогрева стальных стержней, вбиваемых в отвердевший участок шламового поля. В весенние месяцы в период распутицы добыча временно была прекращена, так как не удалось никакими мерами устранить оседание экскаватора в грунт.

Остальная часть красного шлама была добыта в конце июня 1960 г. Средний химический состав добытого красного шлама был следующий: 30,20% Fe; 10,2% SiO<sub>2</sub>; 9,50% CaO; 0,54% S; 0,31% P; 10,5% п.п.; 3,5% сумма щелочей. Содержание влаги в добывом красном шламе колебалось в пределах 30—40%.

Добытый красный шлам на самосвалах отвозили на специально отведенное место, расположенное в непосредственной близости от места погрузки в вагоны и разгружали в штабель высотой 1,5—2,5 м. До погрузки в вагоны шлам пролежал в штабеле около двух месяцев. За это время содержание влаги в нем понизилось до 24—28% и он стал представлять собой сыпучий материал.

Агломерация красного шлама была организована на Серовском металлургическом комбинате, для чего была выделена агломерационная лента с полезной площадью 30 м<sup>2</sup>. В итоге было получено 240 т агломерата следующего состава: 34,40% Fe; 10,76% SiO<sub>2</sub>; 19,01% Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>; 4,30 TiO<sub>2</sub>; 10,80% CaO; 0,28% S; 0,30% P и сумма щелочей 3,80%. Агломерат обладал высокими физико-химическими свойствами и годился для металлургического передела. Проплавка агломерата с получением чугуна и глиноземистого шлака проводилась в трехфазной руднотермической электропечи полузаводского корпуса Института металлургии УФАН, мощностью 400 ква. Печь имела 5 ступеней мощности с напряжением низкой стороны от 40 до 80 в и мощностями от 198 до 400 ква. Сила тока низкой стороны на всех ступенях была равна 3000 а. Диаметр электродов печи — 200 мм. Внутренняя часть печи выложена магнезитовым кирпичом.

Процесс плавки был непрерывный — сверху на колошнике поддерживался постоянный уровень шихты. Чугун и шлак выпускали через леточное отверстие. Кроме агломерата в шихту в качестве восстановителя задавался кокс, а в качестве флюса — известняк. Все исходные плавильные материалы перед плавкой были раздроблены до крупности менее 15 мм.

Плавки проводились на глиноземистые шлаки с отношением в последних CaO к SiO<sub>2</sub> от 1,4 до 1,9. Шлаки по тройной диаграмме состояния системы CaO — SiO<sub>2</sub> — Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> соответствовали полю геленита. Температура чугуна при выпусках была в пределах 1350—1400, а шлака 1370—1420°С.

Полупромышленные плавки на руднотермической печи мощностью 400 ква показали, что при получении литейного чугуна с содержанием кремния 2% и выше напряжение должно быть в пределах 40—46,7 в, для чего необходима низкая посадка электродов. Шлаки всех выпусков (а их было 161) вытекали из печи хорошо.

Химический состав выплавленных шлаков колебался в следующих пределах:  $\text{SiO}_2$  от 18,5 до 21,0%,  $\text{Al}_2\text{O}_3$  от 28,0 до 31%,  $\text{CaO}$  от 29,0 до 35,4%. Была изучена вязкость полученных шлаков. Исследования показали, что данные шлаки с содержанием глинозема 30% при наличии 5% щелочей имеют удовлетворительную вязкость, несколько более низкую, чем у доменных шлаков Орского-Халиловского металлургического комбината, содержащих 26—28% глинозема.

В плавках на 1 т полученного чугуна приходилось 1,4—1,6 т шлака. Расход электроэнергии на 1 т чугуна составил 2850—300 квт·ч. Всего было получено 17 т чугуна состава: 1,4—2,3% Si; 3,0—3,3% C; 0,5% Mn; 0,02—0,04% S; 0,6—0,8% P; 0,2—0,4% Ti и 27 т шлака вышеуказанного состава.

Для дальнейших испытаний по переработке полученного шлака на глинозем и цемент всю партию шлака разделили по содержанию в ней остаточного железа (в виде мелких корольков чугуна) на две партии, которые после измельчения до крупности 0—5 мм были отправлены в УАЗ, где и было произведено из них извлечение глинозема. С учетом потерь товарный выход из них глинозема равнялся 75%. Остаток после извлечения глинозема — белитовый шлам испытан как в качестве портланд-цементного клинкера и как добавки к цементу в количестве до 40%. Испытания дали положительные результаты.

С целью определения пригодности выплавленных в руднотермической электропечи чугунов для отливки чугунных труб проведено изучение их свойств, которое показало высокие качества труб. Проведенная отделом экономических исследований экономическая оценка технологической схемы комплексного использования красных шламов УАЗа показала полную целесообразность организации использования красных шламов с получением литейного чугуна, глинозема и белитового шлама.

Ориентировочная экономия от внедрения данной схемы в условиях УАЗа составит 3,5 млн. руб. в год.

*А. С. ВЮХИНА, Л. П. ДМИТРИЕВА*  
Отдел экономических исследований УФАН СССР

## ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА КОМПЛЕКСНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ КРАСНЫХ ШЛАМОВ УРАЛЬСКОГО АЛЮМИНИЕВОГО ЗАВОДА

В процессе производства алюминия на Уральском алюминиевом заводе ежегодно в виде «отходов» направляется на шламовое поле значительное количество красных шламов.

В них содержится, %:

$\text{SiO}_2$	— 9,34
$\text{Fe}_2\text{O}_3$	— 48,70
$\text{Na}_2\text{O}$	— 4,07
$\text{P}_2\text{O}_5$	— 1,23

В Институте metallurgии Уральского филиала АН СССР совместно с работниками УАЗ разработана и проверена в полупромышленном масштабе технология по переработке этих, так называемых, «отходов» — красных шламов.

Технологическая схема по переработке красных шламов состоит из следующих переделов:

- 1) выемка красных шламов со шламового поля, усреднение их;
- 2) подача шлама на аглофабрику;
- 3) агломерация красного шлама;
- 4) плавка агломерата на чугун и шлак;
- 5) переработка шлака.

В результате переработки по установленной схеме получают литейный чугун, высокоглиноземистый шлак и белитовый шлам. Высокоглиноземистый шлак предполагается перерабатывать по схеме байер-спекание, а белитовый шлам, отходы при выщелачивании шлаков, является ценным сырьем для производства цемента (заключение кафедры цемента УПИ).

Переработка красных шламов в данной работе предусматривается на месте, т. е. вблизи шламового поля Уральского алюминиевого завода. Для этого необходимо устанавливать новое оборудование. Должны быть организованы и построены следующие объекты:

- 1) участок по выемке красных шламов, склад для усреднения;
- 2) система транспортеров, по которым должен подаваться красный шлам на аглофабрику;
- 3) аглофабрика;
- 4) цех для плавки агломерата из красного шлама;
- 5) отделение по спеканию и выщелачиванию шлаков.

По ориентировочным подсчетам сумма капиталовложений на строительство этих объектов составляет 49,35 млн. рублей.

При переработке красных шламов по схеме УФАНа получают литейный чугун и шлак, а из шлака — глинозем и белитовые шламы.

Переработка шламов начинается с выемки их с поля. Стоимость выемки 1 т красного шлама принята по фактической стоимости выемки гороблагодатских эфелей за 1961 г. В связи с тем, что удельный вес шламов меньше, чем удельный вес эфелей, и влажность красных шламов выше, расходы по выемке увеличены на 30%.

Таблица 1

**Себестоимость 1 т агломерата из красных шламов**

	Количество, т	Цена, руб.	Сумма, руб.
I. Сырье:			
красные шламы . . . . .	1,56	0,26	0,40
II. Технологическое топливо:			
кокс . . . . .	0,10	16,31	1,63
III. Расходы по переделу (включая общефабричные расходы) . . . . .	—	—	2,25
Заводская себестоимость 1 т агломерата . . . . .	—	—	4,28

Таблица 2

**Себестоимость литейного чугуна из красных шламов**

	Количество, т	Цена, руб.	Сумма, руб.
I. Сырье и основные материалы:			
агломерат . . . . .	2,74	4,08	11,20
кокс . . . . .	0,415	13,58	5,64
известняк . . . . .	0,406	2,28	0,92
Итого . . . . .			17,76
II. Технологическое топливо — электроэнергия, квт·ч на 1000 ква . . . . .	—	—	24,60
III. Отходы (пыль колошниковая) . . . . .	—	—	0,02
Итого задано . . . . .	—	—	42,38
IV. Расходы по переделу . . . . .	—	—	3,14
V. Общезаводские расходы . . . . .	—	—	0,20
Всего затрат . . . . .	—	—	45,96
Газ доменный (используемый) . . . . .	0,700	2,20	1,54
Заводская себестоимость чугуна . . . . .			44,35

Таким образом, себестоимость составит 0,25 руб/т (фактическая за 1960 г. 0,26 руб/т). Далее шлам подается на агломерацию.

Оптимальная влажность сырья в агломерационной шихте установлена 14—16%. Красный шлам имеет до 50—60% влаги, по схеме же предусматривается подача красного шлама на агломерацию с влажностью 25—30%. Исследованиями Института металлургии УФАН было установлено, что шламы могут подаваться на агломерацию с влажностью 24—26% (при использовании возврата). При этих условиях производительность аглофабрики снижается на 30% и соответственно увеличиваются расходы по переделу.

Расходы по переделу на агломерацию приняты по фактическим затратам на Серовской аглофабрике (с увеличением их на 30%). Расходные коэффициенты на сырье и топливо на одну тонну агломерата установлены технологами и составляют:

а) расход красных шламов (с влажностью 25—28%) 1,56 т;

б) расход топлива 100 кг.

При этих условиях себестоимость тонны агломерата составляет 4,28 руб. (табл. 1).

Плавка агломерата из красных шламов предусматривается в электродоменной печи. В результате плавки получают литейный чугун и вы-

сокоглиноземистые шлаки. В основу расчета себестоимости литейного чугуна принятые расходные коэффициенты, выданные Институтом металлургии. Расчет себестоимости приведен в табл. 2.

Себестоимость литейного чугуна из красных шламов составляет 44 руб. 35 коп. Оптовая цена на аналогичный чугун установлена 39 руб. 90 коп. Отсюда видно, что себестоимость литейного чугуна выше оптовой цены. Основная статья расхода при выплавке литейного чугуна — затраты на электроэнергию (как технологическое топливо). Они составляют 24 руб. 60 коп. из 44 руб. 35 коп., то есть более чем 50% от общей суммы расходов.

При себестоимости электроэнергии 0,82 коп/квт·ч производство литейного чугуна из красных шламов в электродоменных печах нерентабельно, так как затраты на производство чугуна получаются очень высокими. Но данный вывод сделан без учета возможности комплексного использования исходного сырья. Затраты (44,35 руб.) приходятся на чугун и шлак, идущий в дальнейшую переработку.

Комплексные фактические затраты (44,35 руб.) распределены пропорционально стоимости продуктов (чугуна и шлака) в оптовых ценах. Цена шлака определена в сумме 6,75 руб/т, исходя из ценности компонентов в шлаке (глинозема и белитового шлама). Затраты распределены между чугуном и шлаком в соотношении 78 и 22%. Отсюда себестоимость чугуна составит 34,60 руб/т, а себестоимость шлака 5,90 руб/т. Себестоимость литейного чугуна из красных шламов составляет 34,60 руб. (на НТМК себестоимость равна 32,43).

### Использование глинозема

По предлагаемой технологии высокоглиноземистый шлак поступает на спекание с известняком и содой, затем выщелачивается и полученный алюминатный раствор направляется в основное производство. Себестоимость шлака, как определено в наших расчетах, (приведенных выше), составляет 5,9 руб. за тонну.

Шлаки предусмотрено перерабатывать по технологической схеме байер-спекание:

1) расход соды принят с учетом щелочи, передаваемой в ветвь Байера;

2) использование «рыжей соды»;

3) расход соды принят по фактическому расходу на БАЗе.

Расходные коэффициенты на шлак, известняк, соду приняты по данным Института металлургии УФАН. Расходы по переделу приняты по фактическим данным БАЗа (за 1959 г.). Расчет себестоимости тонны глинозема, извлекаемого из шлака, приведен в табл. 3.

Затраты (65,69 руб.) являются комплексными. Распределяются они между глиноземом и белитовым шламом в соотношении 93,2% и 6,8% по той же методике, что и распределение затрат между чугуном и шлаком. Тогда себестоимость глинозема для приведенного варианта составит 61,24 руб. (I вар.), 57,95 руб. (II вар.), 62,48 руб. (III вар.), а себестоимость белитового шлама составит 1 руб/т.

### Белитовые шламы

В результате выщелачивания шлаков алюминатный раствор, содержащий глинозем, передается в ветвь Байера. Отходы этого процесса — белитовые шламы — можно использовать для производства цемента.

Таблица 3  
Себестоимость глинозема из красных шламов УАЗа

Затраты	I вариант		
	цена, руб.	количество, т	сумма, руб.
I. Сырье и основные материалы:			
шлак . . . . .	5,90	4,62	27,70
сода . . . . .	31,58	1,28	40,40
известняк . . . . .	2,28	0,614	1,40
II. Технологическое топливо в переводе на условное . . . . .	—	—	4,49
III. Расходы по переделу (включая общезаводские расходы) . . . . .	—	—	28,40
Итого . . . . .			102,79
IV. Щелочь в ветвь Байера	124,86	0,39835	37,10
V. Себестоимость . . . . .			65,69

В расчетах принимается использование белитовых шламов на Невьянском цементном заводе.

В настоящее время стоимость сырья на этом заводе составляет на 1 т цемента 1,96 руб. Стоимость 1 т белитового шлама с учетом транспортных издержек, погрузки и разгрузки, как сырья для производства цемента, здесь будет составлять 1,72 руб. Себестоимость цемента на Невьянском заводе при использовании белитовых шламов по цене 1,72 руб. за тонну составляет 4,25 руб. Более подробные данные затрат на производство цемента приводятся в табл. 4.

Себестоимость цемента из белитовых шламов самая низкая в сравнении с себестоимостью на других заводах, что видно из табл. 5.

Себестоимость цемента с использованием белитового шлама почти в три с половиной раза ниже оптовой цены и почти в два раза ниже себестоимости цемента на цементных заводах Средне-Уральского совнархоза. Экономия при реализации цемента из белитового шлама составляет 1,32 млн. руб.

#### Расчет экономии:

1)  $352 \times 0,80 : 0,5 = 563$  тыс. тонн, где 352 — количество белитового шлама от переработки 410 тыс. тонн шлака, полученного при переработке 850 тыс. тонн красного шлама; 0,8 — коэффициент выхода цемента из шлама; 0,5 — расход белитового шлама на 1 т цемента.

#### Экономия при этом составляет:

2)  $563,0(6,57 - 4,25) = 1,32$  тыс. руб., где 563,0 — ежегодное производство цемента на Невьянском заводе из белитового шлама; 4,25 — себестоимость цемента из белитового шлама; 6,57 — себестоимость цемента на Невьянском заводе за III кв. 1961 г.

Белитовый шлам является ценным сырьем для цементной промышленности Средне-Уральского СНХ. Себестоимость белитового шлама ниже стоимости других видов сырья, поступающих в цементную промышленность. Годовая экономия при использовании белитового шлама как сырья для производства цемента на Невьянском заводе составляет в год 1,32 тыс. рублей.

Таблица 4

**Себестоимость портланд-цемента из белитового шлама (полученного на УАЗе из красных шламов)**

	Цена, руб.	Шихта № 1		Шихта № 2	
		количество, т	сумма, руб.	количество, т	сумма, руб.
I. Сырье:					
белитовый шлам . . . . .	1,71	0,383	0,66	0,517	0,91
известняк . . . . .	0,63	0,728	0,45	0,790	0,49
песок . . . . .	0,44	0,122	0,05	0,123	0,05
Итого . . . . .		1,233	1,17	0,430	1,46
II. Вспомогательные ма- териалы . . . . .			0,06		0,06
III. Топливо . . . . .			1,36		1,36
IV. Расходы по переде- лу (включая обще- заводские расходы)			1,57		1,57
V. Себестоимость . . . . .			4,16		4,40
Средняя . . . . .			4,25		

Таблица 5

**Сравнительная себестоимость цемента по заводам  
Средне-Уральского СНХ за III кв. 1961 г., руб.**

Марка	Оптовая цена	Себестоимость цемента из белитовых шламов	Заводы			
			Нижне- Тагильский цементно- шифериный	Суко- ложский	Невьянский	Н-Салдинский
400	14,00		8,50	9,57		
500	15,60		9,11	10,29		
Средняя		4,25	8,43	9,84	6,57	85,17 (1960 г.)

### Выводы

1. Красные шламы УАЗа (отходы алюминиевого производства) являются ценным сырьем для получения из них железа, глинозема и белитовых шламов.

2. В УФАНе разработана технология по извлечению упомянутых ценных компонентов.

3. Расчет по экономической оценке технологической схемы, выполненный в УФАНе, показывает эффективность схемы. При переработке красного шлама народное хозяйство Средне-Уральского СНХ получит дополнительно:

- а) литейный чугун;
- б) глинозем;
- в) белитовый шлам.

Причем себестоимость каждого из упомянутых продуктов переработки ниже себестоимости аналогичных продуктов из сырья.

4. Извлечение редких металлов дает возможность получить дополнительно продукцию.

5. Капиталовложения окупаются в течение 7,7 лет.

6. Средне-Уральскому совнархозу необходимо рассмотреть данный вопрос и принять меры по осуществлению мероприятий, изложенных в этой статье.

## СОДЕРЖАНИЕ

### I. ЖЕЛЕЗНЫЕ РУДЫ ТАГИЛО-КУШВИНСКОГО РАЙОНА

А. И. Семенихин. Сыревая база НТМК и перспективы ее расширения . . . . .	5
Л. А. Красовский. Перспективы комплексного использования железных руд Высокогорского рудоуправления . . . . .	13
Г. В. Жуковский. Технология и экономическая целесообразность глубокого обогащения руд Тагило-Кушвинского района . . . . .	19
В. К. Бабак. Извлечение цветных металлов из руд Высокогорского месторождения . . . . .	31
Л. В. Крыжов. Экономическая эффективность комплексного использования железных руд Тагило-Кушвинского района . . . . .	41
С. В. Базилевич. Практика работы обогатительных и агломерационных фабрик Нижне-Тагильского металлургического комбината . . . . .	47
И. К. Латыш. О комплексном использовании дунитов Урала . . . . .	55

### II. БУРОХРОМИСТЫЕ РУДЫ СЕВЕРНОГО УРАЛА

К. Е. Кожевников, Л. И. Кононова. Геологический очерк и перспективы Серовского месторождения высокохромистых бобово-конгломератовых железных и охристых железоникелевых руд . . . . .	61
А. И. Измоденов, Г. В. Жуковский, Г. К. Меньщикова, Г. П. Ехлакова. Исследование обогатимости бурохромистых руд Серовского месторождения . . . . .	69
<u>С. М. Бучельников</u> , Г. В. Жуковский, А. И. Измоденов. Сравнительная оценка результатов обогащения бобово-конгломератовых руд Серовского месторождения . . . . .	81
С. В. Шаврин, А. В. Ченцов, Б. З. Кудинов. О технологической схеме комплексного использования высокохромистых бобово-конгломератовых железных руд Серовского месторождения . . . . .	89
Т. В. Сапожникова, А. В. Ченцов, С. В. Шаврин, <u>П. С. Кусакин</u> . Минеральный состав агломератов из серовских бурохромистых концентратов . . . . .	95
А. В. Ченцов, С. В. Шаврин. Температуры размягчения концентратов и агломератов, полученных из бурохромистых руд Серовского месторождения . . . . .	101
С. В. Шаврин, А. В. Ченцов, Б. В. Ипатов. Вязкость натуральных высокоглиноземистых шлаков из бурохромистых руд Серовского месторождения . . . . .	107
Г. Н. Кожевников, В. С. Крылов. К извлечению окиси алюминия из доменных шлаков, получаемых при переработке бурохромистых руд Серовского месторождения . . . . .	113
Л. Л. Осиновских, С. В. Шаврин, Т. В. Сапожникова. О влиянии окиси магния на теплоту образования глиноземистых шлаков . . . . .	117
Б. З. Кудинов, А. И. Бычин. Кричный передел хвостов магнитного обогащения серовских хромистых железняков . . . . .	121
В. П. Ревебцов, Б. А. Абрамов. Результаты укрупненных опытов по продувке кислородом хромистых чугунов серовского типа . . . . .	125
Б. А. Абрамов. Устойчивость процессов рафинирования расплавов Fe—Cr—C—Si и Fe—V—C—Si при сохранении хрома и ванадия . . . . .	133
Б. А. Абрамов. Окисление расплавов Fe—C вблизи ликвидуса при различном давлении . . . . .	143
Б. А. Абрамов, В. Н. Маклаков. Физические свойства и подготовка высокохромистых шлаков для использования их в производстве ферросплавов и хромпика . . . . .	149

С. В. Шаврин, Т. В. Сапожникова, И. Л. Коркия, А. В. Ченцов. К вопросу окускования передельных хромистых шлаков . . . . .	153
И. Л. Коркия, Б. А. Абрамов, В. П. Воробьев, В. П. Ревебцов. Перспективы использования хромистых шлаков в существующей схеме производства безуглеродистого и малоуглеродистого феррохрома . . . . .	161
И. Н. Захаров, О. А. Есин. Применение электрохимических методов к изучению растворимости окислов хрома и его валентности в расплавленных шлаках . . . . .	169
Б. А. Абрамов, И. Л. Коркия. Перспективы использования передельных хромистых шлаков для выплавки комплексных хромокремниевых раскислителей . . . . .	181
Л. В. Крыжов. К вопросу о прогнозных технико-экономических показателях разработки бурохромистых руд Серовского месторождения . . . . .	185
Б. З. Кудинов, А. И. Бычин. Получение высококачественного чугуна и основного шлака в трубчатых печах из хромистых железных руд Серовского месторождения . . . . .	197
<u>П. С. Кусакин</u> , Б. М. Смирнов. Минеральный состав охристых железоникелевых руд Серовского месторождения . . . . .	205
<u>С. М. Бучельников</u> , Б. М. Смирнов, Э. В. Адамов, Н. Ф. Жуков Т. А. Фиренкранц и А. В. Дубровский. Изучение физико-химических свойств и обогатимости охристых железоникелевых руд Серовского месторождения . . . . .	209
Н. Г. Молева, <u>П. С. Кусакин</u> . Некоторые пути извлечения никеля из охристых руд Серовского месторождения . . . . .	227
М. И. Коchner, Е. С. Корепанова. Об использовании охристых руд Серовского месторождения в никелевом производстве . . . . .	231
П. И. Волкова, А. А. Рыжов. Извлечение кобальта и никеля из охристых руд Серовского месторождения методами гидрометаллургии . . . . .	235
О. А. Архипов. Технологическая схема комплексной переработки красных шламов Уральского алюминиевого завода . . . . .	245
А. С. Вьюхина, Л. П. Дмитриева. Экономическая оценка комплексного использования красных шламов Уральского алюминиевого завода . . . . .	249

*Печатается по постановлению  
Редакционно-издательского совета  
Уральского филиала АН СССР*



Техн. редактор Н. Ф. Тамкова.

Корректор П. В. Винокурова

РИСО УФАН СССР № 41/2 (13) НС 16726. Подписано к печати 10/XII 1964 г.  
Формат бумаги 70×108<sup>1</sup>/<sub>16</sub>. Печ. л. 16. Уч.-изд. л. 18,61.  
Тираж 1000. Заказ 365. Цена 1 р. 61 коп.

Типография изд-ва «Уральский рабочий», г. Свердловск, проспект Ленина, 49.

2676