Записки Ленинградского ордена Ленина, ордена Октябрьской Революции и ордена Трудового Красного Знамени горного института им. Г. В. Плеханова, т. LV, вып. 3, 1975 г.

КОМПЛЕКСНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ РУД СЛОЖНОГО СОСТАВА

Доктор техн. наук И. Н. ПИСКУНОВ,
канд. техн. наук Ф. Т. БУМАЖНОВ,
канд. техн. наук А. К. ОРЛОВ
(Ленинградский горный ин-т)

Основными направлениями технического прогресса в цветной металлургии, предусмотренными Директивами XXIV съезда КПСС по девятому пятилетнему плану развития народного хозяйства СССР, являются: повышение извлечения металлов из руд, улучшение комплексности использования сырья, широкое внедрение замкнутых технологических схем с полной переработкой полупродуктов.

Актуальность проблемы комплексного использования сырья подтверждается тем, что руды большинства месторождений цветных и черных металлов являются по существу полиметаллическими. В ряде случаев ценность элементов-спутников составляет значительную часть стоимости основных металлов, а иногда и превышает ее. Например, в ценностной структуре свинцово-цинковых руд на долю свинца и цинка приходится 58%, а на долю редких и благородных металлов около 29% [8].

Значительная часть руд характеризуется тонкой вкрапленностью и взаимным прорастанием минералов друг в друге, поэтому при обогащении таких руд с получением лишь селективных концентратов извлечение основных металлов в одноименные концентраты составляет от 50 до 85% [7, 8].

Для переработки подобного типа руд наиболее перспективными являются комбинированные технологические схемы, сочетающие приемы обогащения, пиро- и гидрометаллургии.

На основании работ, выполненных в последние годы в Ленинградском горном институте, а также публикаций других исследователей, в статье рассмотрены рациональные пути комплексной переработки руд черных металлов, содержащих цветные металлы, полиметаллических свинцово-медно-цинковых, медно-цинковых и медно-никелевых руд.

На ряде крупных месторождений магнетитовых руд, кроме окисленных соединений железа, имеются включения пирита, пирротина и других сульфидных минералов, содержащих цветные металлы. Применение к таким рудам магнитной сепарации позволяет получить богатый по содержанию железа концентрат с выделением сульфидных включений и пустой породы в немагнитную фракцию.

Изучая состав немагнитной фракции, полученной на одном из

крупных месторождений магнетитовых руд, ученые ЛГИ установили наличие в ней кобальтоносного пирита и сульфидных минералов меди, свинца и цинка, содержащих незначительные количества золота и серебра.

Для выяснения возможности и целесообразности промышленного использования немагнитной фракции, научным объединением Института в составе кафедр разведочного дела, обогащения полезных ископаемых, металлургии тяжелых цветных металлов и экономики горных предприятий выполнены обширные исследования по изысканию методов извлечения ценных составляющих, заключающихся в немагнитной фракции. В исследованиях принимали участие сотрудники кафедры общей и физической химии.

В дальнейшем эта работа (при проведении полупромышленных металлургических испытаний и лабораторных исследований по усовершенствованию экстракционных процессов) была продолжена проблемной лабораторией по комплексному использованию руд, организованной при кафедре металлургии тяжелых цветных и благородных металлов, с участием тех же кафедр.

Изучением процессов обогащения немагнитной фракции установлена возможность выделения из нее кобальтоносных пиритных и кондиционных медных и цинковых концентратов.

Металлургический цикл работ, выполнявшихся в лабораторном и укрупненно-лабораторном масштабах, в основном был посвящен изысканию рациональной схемы переработки кобальтоносных пиритных концентратов, так как из-за низкого содержания в них кобальта и других ценных металлов эффективное использование этих концентратов исключало возможность применения существующих методов извлечения металлов из данного сырья.

Детально были изучены: 1) процессы сульфатизирующего обжига и хлоридовозгонки для перевода ценных металлов, содержащихся в пиритном концентрате, в растворимые соединения; 2) процессы переработки растворов сложного состава. Результаты исследований [1, 2, 12] позволили сделать выводы.

1. При сульфатизирующем обжиге пиритных концентратов имеют место два последовательно протекающих процесса: окисление сульфидов и сульфатизация образующихся окислов.

2. При водном выщелачивании огарков получаются растворы, содержащие цветные металлы и значительное количество железа, удаление которого связано с высоким расходом реагентов. На снижение степени сульфатизации железа влияет температура. Обжиг при температурах, превышающих 650° С, резко снижает степень сульфатизации железа, существенно не влияя до определенного предела на степень сульфатизации цветных металлов.

3. Обогащение дутья кислородом и увеличение скорости газового потока повышают степень и скорость сульфатизации металлов и значительно сокращают окислительную стадию процесса. Применение дутья, обогащенного кислородом до 35—40%, повышает производительность печи в два раза и обеспечивает содержание SO_2 в газовом потоке до 18—22%, что позволяет эффективнее использовать газы для производства серной кислоты или элементарной серы. Оптимальное значение коэффициента избытка кислорода в газовом потоке составляет 1,3—1,4.

4. Присутствие сульфата натрия в слое обжигаемого материала повышает степень сульфатизации цветных металлов, благодаря образованию двойных солей типа $n Na_2SO_4 \cdot m MeSO_4$, более устойчивых при повышенных температурах, чем простые сульфаты. Температуры плав-

ления образующихся двойных солей (для сульфата цинка 476, меди 525, кобальта 565, никеля 671° С) лежат ниже температуры обжига пиритного концентрата, что способствует более быстрому образованию двойных солей, укрупнению огарка и уменьшению пылевыноса. Влияние расхода сульфата натрия на степень сульфатизации кобальта иллюстрируется рис. 1.

Как показали результаты изучения поведения двойных солей сульфатов меди, кобальта, никеля, цинка и железа с сульфатом натрия типа $Na_2SO_4 \cdot MeSO_4$, по возрастающей степени устойчивости двойные сульфаты представляют ряд: $Na_2SO_4 \cdot FeSO_4$; $Na_2SO_4 \cdot CuSO_4$; $Na_2SO_4 \cdot NiSO_4$; $Na_2SO_4 \cdot CoSO_4$; $Na_2SO_4 \cdot ZnSO_4$.

При совместном присутствии двойных сульфатов металлов и их окислов протекает сульфатизация последних за счет обменной реакции между окислом и менее прочным двойным сульфатом металла.

При наличии в газовой фазе серного ангидрида (~1%) температура начала разложения двойного сульфата меди граничит с 800° С, а двойных сульфатов цинка, кобальта и никеля превышает 800° С. Двойной сульфат железа разлагается уже при 700° С со скоростью и полнотой, которые незначительно отличаются от таковых в отсутствие серного ангидрида. Повышение концентрации серного ангидрида в газовой фазе существенно влияет на устойчивость двойных сульфатов цветных металлов и в меньшей степени — на устойчивость двойного сульфата железа.

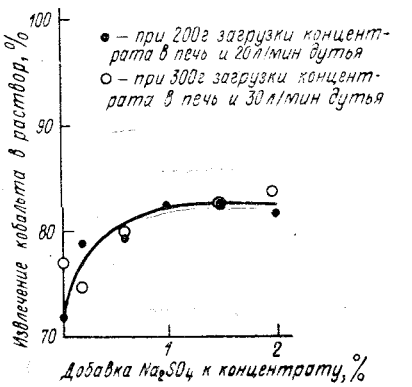


Рис. 1. Зависимость извлечения кобальта в раствор от добавки сульфата натрия к концентрату

Таким образом, исследованиями установлено, что процесс сульфатизирующего обжига изучаемого пиритного концентрата следует осуществлять в печах кипящего слоя при температуре выше 700° С с интенсивной подачей в него обогащенного кислородом дутья и с добавлением в шихту сульфата натрия, 1—1,5% от ее веса.

Полученные результаты послужили основой для проведения полупромышленных испытаний процесса, выполненных совместно с институтами ВНИИЦВЕТМЕТ и НИУИФ на установках института ВНИИЦВЕТМЕТ в Усть-Каменогорске.

Процесс сульфатизирующего обжига пиритных концентратов в оптимальном режиме обеспечивает: 1) содержание SO_2 в газовом потоке до 18—22%, что облегчает использование газов для производства серы или серной кислоты; 2) извлечение металлов в раствор Co — 80—84%, Cu — 80%, Zn — 80%, Ni — 70% и железа — около 0,5%; 3) перевод в газовую фазу до 97% серы; 4) получение остатка после водного выщелачивания, кондиционного по своему составу для доменного процесса.

Указанные высокие показатели достигнуты в результате разработки институтом НИУИФ конструкции печи «КС» с циркуляцией материала из циклона обратно в печь (при этом значительно увеличилась степень турбулентности потоков в печи и улучшились условия сульфатизации материала), а также благодаря проведению процессов

выщелачивания огарков по противоточной системе, разработанной институтом ВНИИЦВЕТМЕТ.

Для извлечения металлов из растворов, полученных при водном выщелачивании огарков, в начальной стадии их переработки использовали экстракционные или сорбционные процессы [5, 6, 12—15], что позволило получить конечные растворы с концентрацией металлов, в 15—20 раз превышающей содержание их в исходных растворах. Извлечение металлов в конечные растворы составило около 96—97%.

При осуществлении экстракционных процессов с высокой степенью эффективности применялись экстраторы роторного типа с центробежным разделением фаз, разработанные Ленинградским технологическим и Ленинградским горным институтами.

Данные, полученные при полупромышленных испытаниях, легли в основу проектов опытно-промышленного завода и обогатительной фабрики, выполненных институтами «Гипроникель» и «Механобр». Сооружение предприятия намечается закончить в 1974—1975 гг.

Исследования с применением процессов хлоридовозгонки осуществлялись только в лабораторном и укрупненно-лабораторном масштабах [9, 10]. Установлено, что на ход и показатели процесса хлоридовозгонки огарка пиритного концентрата в кипящем слое в среде хлорсодержащих газов влияют: содержание серы в огарке, продолжительность и температура хлорирования, концентрация хлора в газовой смеси, наличие в ней кислорода и паров воды.

Из огарков, содержащих десятые доли процента кобальта, меди, цинка и никеля, в газовую фазу может быть переведено не менее 80—96% цветных металлов при степени хлоридовозгонки железа, не превышающей 1—3%.

Результаты исследований свидетельствуют о возможности получения конденсатов с концентрацией кобальта в них в 15—20 раз больше, чем в исходном огарке.

Остатки после хлоридовозгонки содержали сотые доли процента цветных металлов, менее 0,3% серы, до 65—71% железа, полностью удовлетворяя по химическому составу требованиям черной металлургии. Полученные при водном выщелачивании конденсата растворы перерабатывались с применением экстракционных процессов и процессов электролитического выделения меди и кобальта из растворов.

Результаты технико-экономических расчетов показали высокую эффективность данного метода, что определяет необходимость осуществления полупромышленных его испытаний с последующим промышленным внедрением для переработки различных типов огарков пиритных концентратов.

Важнейшей задачей, стоящей перед обогатителями и металлургами, является изыскание усовершенствованных методов комплексного использования полиметаллических свинцово-медно-цинковых и медно-цинковых руд. Эти руды, кроме основных металлов — меди, свинца и цинка — содержат ряд других металлов-спутников: золото, серебро, висмут, кадмий, селен, теллур, олово, таллий, германий, индий, никель, кобальт, мышьяк, сурьму и др.

В ряде случаев вследствие тесного прорастания минералов друг в друге получаются низкие извлечения основных металлов в одноименные концентраты. Вместе с тем в них содержится значительное количество других ценных металлов, присутствующих в рудах. Например, при обогащении свинцово-медно-цинковых руд получают свинцовые концентраты с повышенным содержанием меди и цинка, а цинковые — с повышенным содержанием меди и свинца. При обогащении

медно-цинковых руд получаемые медные концентраты содержат значительные количества цинка. Переработка таких концентратов по существующим на металлургических предприятиях схемам вызывает высокие безвозвратные потери ценных металлов, снижает производительность основного оборудования в рудных и последующих переделах, ухудшая, таким образом, технико-экономические показатели процессов.

В ряде работ отмечается, что повышение комплексности использования полиметаллических (и прежде всего труднообогатимых) руд должно идти по пути развития их селективной флотации с получением высококачественных одноименных концентратов (с высоким содержанием основного металла и низким содержанием примесей), выделением железа в кондиционные пиритные концентраты, а также получением некоторого количества промпродуктов и бедных ценными металлами хвостов [8]. Развитие селективной флотации медно-цинковых руд с выделением даже минимального количества промпродукта повысит содержание меди в медном концентрате с 17,5 до 23%, цинка в цинковом концентрате с 50 до 57%, а извлечение серы в пиритный концентрат с 52 до 89% [8].

Переработка высококачественных одноименных концентратов с использованием существующих на предприятиях технологических схем и оборудования будет значительно улучшена вследствие отсутствия в концентратах вредных для процессов примесей. Однако комплексность переработки руд в целом может быть достигнута применением рациональных методов переработки промпродуктов и пиритных концентратов, обеспечивающих извлечение всех присутствующих в них ценных металлов и серы. Подсчитано, что капитальные вложения в обогатительные фабрики, связанные с улучшением комплексного использования медно-цинковых руд, окупятся за 2—2,5 года за счет прироста товарной продукции и снижения эксплуатационных затрат, что в 3—3,5 раза меньше нормативных сроков окупаемости в металлургические и химические объекты [8].

Промпродукт, получаемый при селективной флотации полиметаллических свинцово-медно-цинковых руд, может успешно перерабатываться с применением сульфатизирующего обжига, чем достигается перевод серы в газовую фазу, а меди и цинка в растворимую форму. Свинец, железо и благородные металлы будут находиться в остатке после водного выщелачивания огарка, являясь ценным флюсом при агломерации свинцовой шихты в процессе подготовки свинцового концентрата к шахтной плавке. Такой метод переработки остатка после выщелачивания огарка промпродукта позволяет извлекать основные ценные составляющие последнего с использованием в качестве флюса присутствующих в нем окислов железа вместо применяемой обычно железной руды.

Получаемые при обжиге газы могут использоваться для производства серной кислоты или серы, как описано в схемах для комплексного использования пиритных концентратов.

Медь и цинк из растворов, полученных после выщелачивания огарка, можно извлекать раздельным их выделением из раствора путем применения экстракционных процессов [13, 14, 20]. Как показали исследования, выполненные на кафедре металлургии тяжелых цветных и благородных металлов Ленинградского горного института, в качестве экстрагента в этом случае может быть успешно применен раствор нафтеновой кислоты в керосине.

Исследованиями установлено, что при наличии в водном растворе ионов нескольких металлов в ряде металлов: Fe^{3+}, Cu^{2+}, Zn^{2+}, Ni^{2+}, Co^{2+}, Na^{+} каждый левее стоящий металл вытесняет все остальные, находящиеся правее его, из органической фазы в водную [3, 14, 15, 17]. Таким образом, при раздельном выделении меди и цинка из раствора, обработка его нафтенатом цинка переведет в органическую фазу медь с оставлением цинка в растворе.

Выделение металлов из раздельных растворов меди и цинка не представляет затруднений и может осуществляться известными методами.

Промпродукт, получаемый при обогащении медно-цинковых руд и содержащий благородные металлы, не может перерабатываться описанным выше методом, так как благородные металлы, остающиеся в остатке после водного выщелачивания, требуют специальных методов их извлечения, применение которых для этого материала не экономично. Медно-цинковый промпродукт может быть переработан различными методами.

В этом случае целесообразно применение процесса хлоридовозгонки всех ценных составляющих промпродукта, предварительно подвергнутого окислительному обжигу, с использованием образующегося при обжиге сернистого газа для производства серы или серной кислоты.

Выполненные кафедрой металлургии тяжелых цветных и благородных металлов Ленинградского горного института исследования с осуществлением процесса в печи «КС» установили возможность получения высоких показателей по извлечению всех ценных металлов, заключающихся в промпродукте, в возгоны при низкой концентрации хлора в дутье.

Результаты опытов по хлоридовозгонке в укрупненно-лабораторном масштабе огарка полиметаллического концентрата следующего состава, %: Pb — 11,5; Cu — 3,53; Zn — 7,70; Fe — 18,98; S — 3,7; SiO_2 — 42,8; Al_2O_3 — 5,85; CaO — 0,72; Au — 81,2 *г/т*; Ag — 431,7 *г/т* (рис. 2) показали, что при продолжительности процесса 30 *мин* и температурах 750° С и выше извлечение меди, цинка и свинца достигает более 90%. Высокие же извлечения золота и серебра могут быть получены только при температурах выше 800° С.

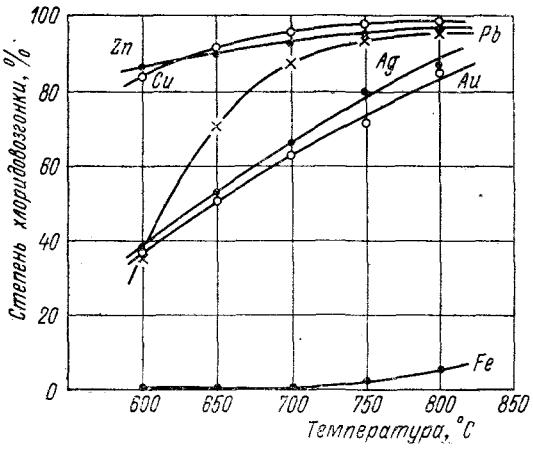


Рис. 2. Влияние температуры на степень перехода в газовую фазу Cu, Pb, Zn, Aq, Au, Fe при хлоридовозгонке огарка полиметаллического концентрата хлоро-воздушной смесью в течение 30 *мин* [U_2=5%]

Водное выщелачивание возгонов позволяет получить богатые по содержанию металлов растворы, переработка которых весьма эффективно может быть осуществлена с применением экстракционных процессов. Весьма заманчив в этом случае процесс цементации меди и благородных металлов из раствора цинковой пылью, в результате которого получается цементная медь с благород-

ными металлами и богатый цинком раствор. Методы их переработки широко применяются в цветной металлургии.

Другой весьма перспективный метод [4] заключается в электроплавке частично обожженного медно-цинкового промпродукта на металлизированный штейн с последующим его использованием при электротермической переработке конверторного шлака. Этот метод, как показали результаты полупромышленных исследований, обеспечивает получение высоких показателей по извлечению ценных составляющих конверторного шлака и промпродукта в металлизированный штейн и возгоны.

К числу важнейших задач, стоящих перед работниками никель-кобальтовой отрасли промышленности, относится изыскание рационального метода комплексного использования сульфидных медно-никелевых руд. Несмотря на продолжительную практику канадских предприятий, полное использование применяемых в Канаде методов переработки данного типа руд не всегда целесообразно. Разные типы руд сульфидных медно-никелевых месторождений обладают различными свойствами, в связи с чем поведение их при переработке не идентично.

Так, например, халькопирит-пирротиновые и кубанит-пирротиновые руды, содержащие, кроме халькопирита, кубанита и пентландита, пирротин, обладают флотационными свойствами, отличающимися от разновидностей медно-никелевых руд, практически не содержащих пирротина. При флотационном обогащении последних типов руд получаются богатые по содержанию никеля одноименные концентраты с достаточно высоким извлечением в них никеля и металлов платиновой группы. Медные концентраты также получаются высокого качества. При низком содержании пустой породы в рудах обогащение этих типов руд не вызывает необходимости получения отвальных хвостов, в связи с чем селективная флотация таких руд не сопровождается потерями ценных металлов.

При обогащении типов руд, содержащих значительное количество пирротина, кроме медных и никелевых концентратов, получаются пирротиновые концентраты и хвосты, в которые извлекается соответственно 15—20 и 3% никеля. При этом никелевые концентраты содержат никеля меньше, чем при обогащении руд, не содержащих пирротина.

Из изложенного следует, что при совместном обогащении смеси указанных типов руд результаты обогащения будут хуже как по извлечению ценных металлов в концентраты, так и по содержанию никеля в никелевых концентратах. Это подтверждается результатами испытаний, осуществленных институтом «Механобр» и группой обогащения проблемной лаборатории по комплексному использованию руд Горного института.

Для достижения оптимальных результатов на фабрику в данном случае должны поступать: поток халькопирит-пирротиновых руд совместно с кубанитовыми и поток руды, в которых пирротин отсутствует или присутствие его незначительно.

Кроме широко применяемых на практике методов переработки никелевых и медных концентратов, получаемых при обогащении медно-никелевых руд, рационально перерабатывать их в конверторах, что подтверждается практикой зарубежных стран и результатами выполненных в Советском Союзе исследований с подачей материалов в конвертер через фурмы специальной конструкции [11, 16, 19].

Для повышения извлечения кобальта в процессах переработки никелевого концентрата доводку файнштейна целесообразно осущест-

влять с возможно более полным выводом железа и кобальта в шлак и переработкой этого шлака в электропечах до получения богатого кобальтом сплава. Это позволит получать при флотационном разделении файнштейна никелевые концентраты с меньшим содержанием в них железа и кобальта.

Получаемый при конвертировании медно-никелевых штейнов файнштейн необходимо подвергать после дробления и измельчения магнитной сепарации с целью выделения из него магнитной фракции, представляющей собой сплав металлических фаз, основную часть которого составляют никель, медь и платиноиды.

Как показали результаты исследований, в магнитную фракцию переходит до 95% платиноидов [18]. Содержание в ней никеля колеблется от 65 до 74% и серы от 1,5 до 1,7%, поэтому наиболее целесообразным методом переработки магнитной фракции является отливка из нее анодов и электролиз никеля с очисткой анолита путем применения экстракционных процессов.

Результаты выполненных кафедрой металлургии тяжелых и благородных металлов исследований по электролизу анодов, выплавленных из магнитной фракции файнштейна, указывают на возможность получения качественных осадков никеля и богатых платиноидами шламов при высоком извлечении в них платиноидов. Немагнитная фракция направляется для флотационного разделения на никелевый и медный концентраты с дальнейшей переработкой их по существующей на медно-никелевых предприятиях СССР схеме. Все это позволит повысить извлечение платиноидов и других ценных металлов из руд, упростит схему и увеличит извлечение кобальта из конвертерных шлаков, а также улучшит результаты флотационного разделения файнштейна.

Пирротиновый концентрат может перерабатываться с применением различных методов. Сложность состава пирротиновых концентратов, получаемых при обогащении медно-никелевых руд, требует новых оригинальных методов, которые в настоящее время разрабатываются в проблемной лаборатории по комплексному использованию руд Ленинградского горного института.

ЛИТЕРАТУРА

1. Бумажнов Ф. Т. Сульфатизирующий обжиг пиритного концентрата. Зап. ЛГИ, т. 42, вып. 3, 1963.
2. Бумажнов Ф. Т. Исследование физико-химических закономерностей сульфатизирующего обжига. Зап. ЛГИ, т. 46, вып. 3, 1966.
3. Гиндин Л. М. и др. Сборник работ по извлечению металлов из Норильских полиметаллических руд. Норильск. 1959.
4. Деев В. И. Исследование процессов комплексного извлечения цветных металлов из цинксодержащих конвертерных шлаков и вторичных медно-цинковых материалов. Автореф. докт. дисс., 1972.
5. Иллювиева Г. В. Экстракционные свойства нафтеновых кислот. Зап. ЛГИ, т. 46, вып. 3, 1966.
6. Иллювиева Г. В. и др. Зависимость экстракционных свойств триоктилбензиламмоний хлорида от природы растворителя. Журн. общей химии, т. 41, № 6, 1971.
7. Комплексное использование свинцово-цинковых руд. Металлургиздат, 1963. Авт.: М. А. Абдеев, Л. С. Гецкин, А. Я. Заплавный, М. П. Крутиков, М. М. Лакерник, В. И. Смирнов.
8. Лексин В. Н., Токарева А. Г. Экономика комплексного использования полиметаллического сырья. «Металлургия», 1968.
9. Орлов А. К., Пискунов И. Н. О хлоридовозгонке металлов из огарков пиритных концентратов. О закономерностях процесса хлоридовозгонки кобальта из огарков пиритных концентратов. Зап. ЛГИ, т. 42, вып. 3, 1963.

10. Орлов А. К. Влияние газовой среды на некоторые закономерности хлоридовозгонки. Зап. ЛГИ, т. 46, вып. 3, 1966.
11. О применении кислорода при переработке медно-свинцово-висмутовых концентратов в конвертерах. «Цветные металлы», 1970, № 11. Авт.: Л. К. Удалов, В. И. Смирнов, А. А. Бабаджан, О. Г. Миллер, В. Т. Шуваев, В. Д. Ким, В. В. Соколовский.
12. Основные направления комплексного использования железных руд. В сб. трудов Всесоюзной межвузовской научной конференции по теории процессов цветной металлургии. Алма-Ата, 1971. Авт.: И. Н. Пискунов, Ф. Т. Бумажнов, А. К. Орлов, А. М. Берестовой.
13. Пискунов И. Н. Роль экстракционных процессов в развитии методов комплексного использования руд. Зап ЛГИ, т. 46, вып. 3, 1966.
14. Применение экстракции в цветной металлургии. Тр. III Всесоюзн. научн.-техн. совещания. «Химия», 1969. Авт.: Г. В. Иллювиева, И. Н. Пискунов, О. Л. Белькова, А. М. Берестовой.
15. Раздельное выделение цветных металлов из сульфатных растворов низкой концентрации. Тез. доклада на научн. конференции по теории и практике производства цветн. металлов. Казахск. политехн. ин-т, 1968. Авт.: Г. В. Иллювиева, И. Н. Пискунов, О. Л. Белькова, Н. А. Никулина, М. Г. Татарская, М. И. Копыленко.
16. Синявер Б. Ф. Применение кислорода на зарубежных предприятиях цветной металлургии. «Цветная металлургия», 1969, № 24.
17. Теория и практика применения экстракционных и сорбционных процессов. Сб. научн. тр. ВНИИЦВЕТМЕТа, № 19, 1970.
18. Травничек М. Н. Изучение структуры и распределения металлов между сульфидной и магнитной металлической фазами файнштейнов. Автореф. канд. дисс., 1970.
19. Шуваев В. Т., Миллер О. Г. Подача пылевидных материалов в конвертер. «Цветная металлургия», 1971, № 21
20. Fletcher A. W., Wilson J. C. Bull. Inst. Mining Metall, № 652. Trans. 70, 355 (1961).