

УДК 661.862.65, 541.18.053+533.924

Получение силумина путем плазменно-дуговой переработки механически активированных минералов группы силлиманита

Г. Г. ЛЕПЕЗИН¹, А. С. АНЬШАКОВ², В. А. ФАЛЕЕВ², Е. Г. АВВАКУМОВ³, О. Б. ВИНОКУРОВА³¹Институт геологии и минералогии им. В. С. Соболева Сибирского отделения РАН, проспект Академика Коптюга, 3, Новосибирск 630090 (Россия)

E-mail: lepezin@igm.nsc.ru

²Институт теплофизики им. С. С. Кутателадзе Сибирского отделения РАН, проспект Лаврентьева, 1, Новосибирск 630090 (Россия)

E-mail: anshakov@itp.nsc.ru

³Институт химии твердого тела и механохимии Сибирского отделения РАН, ул. Кутателадзе, 18, Новосибирск 630128 (Россия)

E-mail: avvakumov@solid.nsc.ru

(Поступила 20.09.13; после доработки 20.12.13)

Аннотация

Проведены опыты по карботермии минералов группы силлиманита (МГС, Al_2SiO_5 , состав, мас. %: Al_2O_3 62.9, SiO_2 37.1) и содержащих их кварцитов. Шихта после механической активации плавилась в восстановительных условиях. В качестве восстановителей использовались графит, древесный уголь и опилки. Определены среднестатистические составы продуктов плавления, мас. %: силикоалюминий – Al 93.62, Si 6.14, Fe 0.13, Ti 0.06; $n = 429$ (n – число определений, по которым производилось усреднение), в 245 анализах содержание алюминия превышает 98 мас. %; кремний – Si 99.65, Al 0.22, Fe 0.12, Ti 0.02; $n = 122$. Результаты исследований свидетельствуют о принципиальной возможности получения силумина, а попутно и кремния, из МГС с применением плазменного нагрева. Оценены ресурсы минералов группы силлиманита в России. Предложена программа проведения конкретных мероприятий по переходу производства силумина и алюминия на новый вид сырья и новые технологии.

Ключевые слова: минералы группы силлиманита, плазменный нагрев, восстановители, механическая активация, продукты электротермии, силумин, алюминий

ВВЕДЕНИЕ

Детальный обзор становления и развития карботермии в России и мире в целом выполнен в работе [1]. Большой опыт исследований в этой области имеет ОАО ВАМИ [2–10].

Минералы группы силлиманита (МГС: андалузит, силлиманит, кианит) описываются общей формулой Al_2SiO_5 (62.9 мас. % Al_2O_3 , 37.1 мас. % SiO_2). Для нашей страны данный вид сырья имеет стратегическое значение, поскольку на его базе можно создавать промышленные производства глинозема, силу-

мина, алюминия, огнеупоров и другой высокотехнологичной продукции [11–18].

Силумин – это сплав кремния и алюминия, характеризующийся низкой плотностью ($2.4–2.7$ г/см³), высокой удельной прочностью при нормальной температуре и хорошими литейными свойствами. В настоящее время его получают сплавлением кристаллического кремния и алюминия в электрических или пламенных печах. Этот способ требует электротермического производства алюминия, характеризуется высокими затратами на получение глинозема, анодной массы, криолита,

фтористого алюминия, электроэнергии, на капитальное строительство крупных цехов с электролизерами и преобразовательных подстанций. Альтернативой данной технологии является электротермия, которая включает прямую карботермическую плавку МГС в электропечах и получение в качестве промежуточного продукта сплава с 32–35 % кремния. Последний на металлургическом переделе может оплаиваться на кондиционный силумин и алюминий.

В 1934 г. на Днепровском алюминиевом заводе получен силикоалюминий восстановлением каолина древесным углем. В 1939 г. здесь же произведен богатый алюминий (до 70 %) сплав. В промышленность данная технология внедрена в 1964 г.

В 1948 г. на Уральском алюминиевом заводе в лабораторных условиях из флотационных кианитовых концентратов Абрамовского месторождения получали силикоалюминий. В начале 1960-х годов на Иркутском алюминиевом заводе проводились испытания двухстадийного способа производства силумина из силлиманитовых концентратов Кяхтинского месторождения.

По многочисленным экспертным оценкам специалистов, электротермический способ получения силумина из алюмосиликатов имеет следующие преимущества.

1. Из производственного цикла исключается сложное и дорогостоящее производство глинозема, необходимое для электролитического получения алюминия.

2. Мощность рудотермической печи намного выше мощности электролизера. Например, одна печь производительностью в 10 тыс. т алюминия в год может заменить 30 электролизеров.

3. Нет надобности преобразовывать переменный ток в постоянный, а это сокращает потери электроэнергии.

4. Отпадает необходимость использовать фтористые соединения.

5. Силикоалюминий производится сравнительно дешевыми и доступными восстановителями.

6. Расход электроэнергии на единицу получаемой продукции снижается почти на 20 %, а ее себестоимость – на 30 %.

7. Капитальные затраты на строительство цеха с рудотермической печью на 30–40 % ниже капитальных затрат на строительство глиноземного и электролитического цехов.

8. Производство силумина даже с использованием электролитического алюминия для разбавления дает значительный экономический эффект.

Для нашей страны электротермия имеет еще одно принципиально важное преимущество: сырье местное, а поэтому полностью устраняется внешняя сырьевая зависимость и к минимуму сводятся транспортные издержки.

Технология электротермии обеспечивает снижение удельных и капитальных затрат, которое напрямую зависит от единичной мощности рудотермической печи. Использование плазменного нагрева позволяет существенно повысить мощность рудотермической печи и открывает следующие возможности:

- 1) получать высокие температуры при большой концентрации энергии в реакционном пространстве;

- 2) стабилизировать электрический режим работы печи вне зависимости от электрических свойств шихты;

- 3) создавать высокое напряжение на плазменной дуге и за счет этого привлекать плазмотроны большей мощности при сравнительно небольшой силе тока;

- 4) работать в широком диапазоне температур в любой среде, причем в качестве плазмообразующих могут использоваться аргон, водород, воздух, природный газ и их смеси.

Согласно литературным данным, в случае применения плазмотрона в плавильном агрегате примерный расход электроэнергии составит 10–12 тыс. кВт/ч на 1 т кремний-алюминиевого сплава. Для сравнения: расход электроэнергии при электролитическом производстве 1 т алюминия превышает 15 тыс. кВт/ч.

ЭЛЕКТРОТЕРМИЯ МИНЕРАЛОВ ГРУППЫ СИЛЛИМАНИТА УРАЛЬСКИХ И СИБИРСКИХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

В ходе экспериментальных исследований по карботермии мы реализовали плазменный нагрев. С этой целью была сконструирована печь (рис. 1). Металлический герметичный корпус печи 1 имеет следующие внутренние

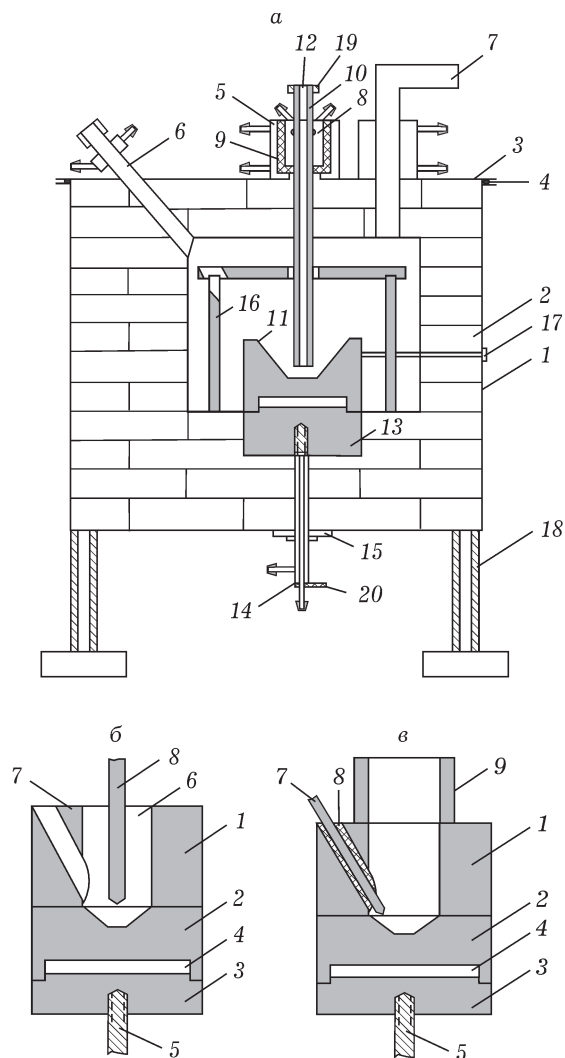


Рис. 1. Схема плазменно-дуговой печи: а-в – разные варианты геометрической формы графитового тигля с графитовым электродом-катодом.

размеры: ширина 0,5 м, высота 0,6 м, длина 0,72 м, объем 0,216 м³. Печь футерована шамотными кирпичами 2, кладка выполнена всухую, без раствора; кирпичи притерты. Крышка печи 3 металлическая, крепится к корпусу болтами через уплотнительную прокладку 4. На крышке герметично закреплены водоохлаждаемый корпус электродержателя 5, водоохлаждаемая гляделка 6 и водоохлаждаемый патрубок для выхода отходящих газов 7. Внутри корпуса электродержателя располагается водоохлаждаемая муфта 8 с кольцевым резиновым термостойким уплотнением и изолирующий стакан 9, создающий электрическую изоляцию между муфтой и корпусом электродержателя.

Корпус печи опирается на опорные стойки 18 высотой 500 мм, обеспечивающие доступ к водоохлаждаемому токоподводу 14.

Источником тепловой энергии в печи служит электрическая дуга, горящая между стержневым графитовым электродом 10 (диаметром до 28 мм) и графитовым тиглем 11 (диаметром 150 мм). Электрод имеет осевой цилиндрический канал 12 диаметром 6,5 мм для подачи аргона. Съёмный и заменяемый графитовый тигель электрически связан с контактным графитовым блоком 13. Рабочий ток на контактный блок подается через водоохлаждаемый токоподвод 14, который крепится к днищу печи через изолирующую прокладку 15, обеспечивающую изоляцию тигля от корпуса печи. На клеммы 19 и 20 подается рабочее напряжение от источника питания. Внутри рабочего пространства печи размером 0,24 × 0,48 × 0,48 м³ установлен графитовый экран 16 с внутренними размерами 0,22 × 0,175 × 0,3 м³ и толщиной стенки 15 мм, уменьшающий теплоотвод через футеровку. Сверху он закрыт графитовой крышкой с отверстиями для гляделки и стержневого электрода.

Измерения температур проводились с помощью термопары ТВР (вольфрам-рениевая ВР) 17. По данным Обнинской термоэлектрической компании (г. Обнинск, Калужская область), ее пределы измеряемых температур при постоянном включении составляют 0–2200 °С, при кратковременном включении – 0–2500 °С.

Аргон, поступающий через канал 12 в зону действия электрической дуги, горящей между стержневым электродом и графитовым тиглем, препятствует проникновению воздуха в высокотемпературную зону печи из печного пространства. Режим работы печи: расход аргона 700 л/ч; сила тока дуги 70–100 А; напряжение на дуге 28–70 В; температура в плазменной дуге более 3000 °С; температура в основании тигля 2500 °С.

Эксперименты выполнены на кианитовых и силлиманитовых концентратах Андреев-Юльевской россыпи (Пл1), Карабашского (Кр1) и Кяхтинского (Кх1) месторождений (табл. 1), а также на содержащих их кварцитах (Кр2 и Кх2).

Шихта с восстановителем подвергалась механической активации в мельнице центробежного типа [19], которая имеет 42 диска

ТАБЛИЦА 1

Химический анализ исходных продуктов, мас. %

SiO ₂	TiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	MnO	MgO	CaO	Na ₂ O	K ₂ O	Сумма	Ки, Сил	Кв
Теоретический состав МГС											
37.1	–	62.9	–	–	–	–	–	–	100.0	100.0	0
Кианитовый концентрат (техногенные пески Пластовского р-на, Челябинская обл.) Пл1											
40.06	0.55	57.07	0.61	0.10	0.01	–	0.40	0.06	98.86	90.7	6.4
Кианитовый концентрат (Карабашское месторождение, Челябинская обл.) Кр1											
36.78	0.35	62.64	0.00	0.10	0.00	0.03	0.00	0.06	99.96	99.6	0.1
Кианитосодержащий кварцит (Карабашское месторождение) Кр2											
78.24	0.56	18.5	1.69	0.03	0.1	0.05	0.3	0.28	99.75	29.4	67.3
Силлиманитовый концентрат (Кяхтинское месторождение, Бурятия) Кх1											
48.33	2.0	46.34	1.03	–	0.67	0.18	0.02	0.09	98.66	73.7	21
Силлиманитосодержащий кварцит (Кяхтинское месторождение) Кх2											
75.04	1.11	18.80	1.49	<0.03	<0.01	0.26	<0.03	0.13	96.9	29.9	64.0

Примечание. Прочерк – отсутствует.

толщиной 7 мм (внешний радиус 40 мм, внутренний радиус 19 мм), масса каждого диска 0.06 кг. Частота вращения составляла 1000 мин⁻¹, потребляемая мощность 640 Вт, двигателя – 1.5 кВт. Из исходных частиц размером 300–500 мкм за одно пропускание в данной мельнице получают частицы размером менее 10–15 мкм.

Всего проведено 29 опытов, в которых варьировались конструкции тиглей, составы исходных смесей и восстановителей. Шихта содержала от 100 до 500 г исходного материала (кианитового, силлиманитового концентратов или содержащих их кварцитов). В качестве восстановителей использовались графит, древесный уголь, древесные опилки. Продолжительность опытов составляла 30–60 мин.

Визуальные наблюдения за процессом восстановления Al₂O₃ и SiO₂ показали, что при использовании порошкообразных исходных материалов без гранулирования образующийся в зоне действия дугового разряда поток газа СО, проходя через слой шихты в секции загрузки и сжигания газа, увлекает за собой наиболее легкий порошок древесного угля. В результате шихта обедняется восстановителем. Для исключения эффекта выплывания углерода шихту предварительно гранулировали.

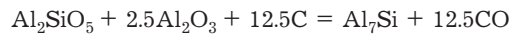
В экспериментах использованы три варианта геометрической формы графитового тигля с графитовым электродом (см. рис. 1, а–в). В первом варианте (см. рис. 1, а) толщина слоя

шихты на начальной стадии опыта не превышала 100 мм, а графитовый электрод 10 располагался по оси тигля 11 и имел осевой канал для подачи аргона. Электроконтактная секция 13 с водоохлаждаемым токоподводом располагалась под тиглем 11. Режим работы: расход аргона 700 л/ч; сила тока дуги 70–100 А; напряжение на дуге 28–70 В. Опыты показали, что в данном варианте наблюдается значительная потеря алюминия за счет испарения субоксида алюминия (Al₂O) и уноса его вместе с угарным газом и аргоном, подаваемым через электрод.

Во втором варианте (см. рис. 1, б) тигель состоял из трех графитовых секций: секции загрузки 1, которая имела цилиндрический канал первоначальной загрузки 6 и канал последующей периодической загрузки 7 (в первом варианте этой секции нет), подовой секции 2 и электроконтактной секции 3 с токоподводом 5. Между секциями 2 и 3 расположена теплоизолирующая газовая полость 4. В этом варианте потери алюминия меньше, а выход силикоалюминия выше за счет увеличения слоя шихты. Однако при прогревании электрода в верхней части шихты вдоль раскаленного электрода образовывался кремний-алюминиевый сплав и газовые полости (газ – СО), через которые из тигля в печное пространство прорывались пары Al и Al₂O. Режим работы: аргон не подавался (дуговой разряд устойчиво горел в атмосфере газа СО

и паров реагентов), сила тока дуги 100 А, напряжение на дуге находилось в пределах от 45 до 80 В; продолжительность опытов 1 ч. При этом шихта содержала примерно 500 г кианитового концентрата.

В третьем варианте (см. рис. 1, в) для увеличения слоя шихты в тигель введена дополнительная секция загрузки 9, а графитовый электрод 7 располагался через жаропрочный изолятор под углом к оси тигля. Секция загрузки 1, подовая секция 2, электроконтактная секция 3 и токоподвод 5 размещались аналогично второму варианту. Прорывов газовых фракций (“свищей”) в этом варианте не наблюдалось. Проведены две серии опытов: в первой к кианиту Al_2SiO_5 добавлялось корректирующее количество Al_2O_3 , рассчитанное по реакции



Далее отдельные пробы и в смеси с $\gamma\text{-Al}_2\text{O}_3$ перемешивались, подвергались механической активации, порошок за-гружался в тигель. Обнаружено, что в процессе работы происходит выплывание шихты, в результате чего ее химический состав отклоняется от стехиометрии. С учетом этого в данной серии опытов шихта гранулировалась путем склеивания клеем КМЦ, затем сушилась, дробилась и просеивалась через сито с ячейкой 2 мм.

При использовании гранулированной шихты в секции 9 наблюдается ровное горение газа CO над поверхностью шихты, в потоке отсутствуют частицы восстановителя. При затухании или прекращении процесса горения газа либо выключалась дуга, либо добавля-

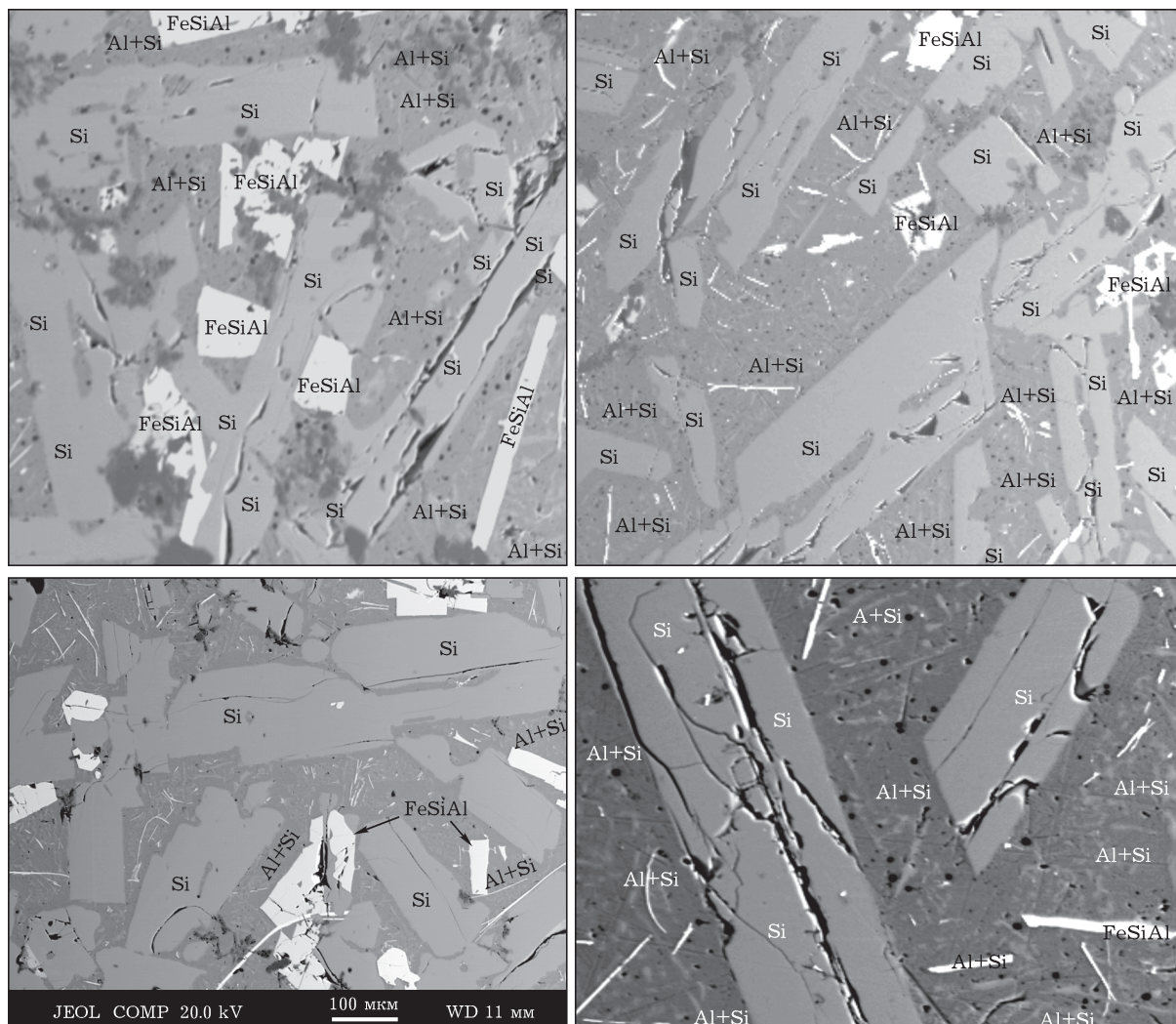


Рис. 2. Продукты электротермии МГС и содержащих их кварцитов.

ТАБЛИЦА 2

Рентгеноспектральный микроанализ эталонов, мас. %

Al	Ti	Fe	Si	Сумма
Алюминий КРАЗ				
99.32	0.06	0.38	0.25	100.0
Алюминий САЗ				
99.58	0.0	0.0	0.24	100.0
Кремний высокой чистоты				
0.0	0.0	0.0	100.0	100.0

Примечание. КРАЗ – Красноярский алюминиевый завод, САЗ – Саяногорский алюминиевый завод.

лась новая порция шихты, которая сверху поддавливалась специальным высокотемпературным толкателем и попадала в зону действия дугового разряда. Процесс выделения СО и горение продолжались. Режим обработки: сила тока дуги до 100 А, напряжение на дуге до 50 В, время обработки до 1 ч.

Лучшие результаты получены при использовании третьего варианта тигля и предварительно механически активированной и гранулированной шихтой.

Продукты электротермии представляют собой шарики и полые сферы. Взаимоотношения фаз в них и количественные их соотношения показаны на рис. 2. Преобладает свободный кремний, далее идет сплав Si–Al. В продуктах каждого опыта присутствует железосодержащая фаза (AlFeSi). Редко встречаются реликты кианита, новообразованные корунд и карбиды кремния. Кремний-алюминиевый сплав цементирует остальные фазы, следовательно, он образуется на заключительных стадиях процесса.

Силикоалюминий, кремний и другие фазы анализировались на рентгеновском микроанализаторе Jeol JXA-8100. Условия съемки: ускоряющее напряжение 20 кВ, сила тока поглощенных электронов 40 нА, диаметр зонда 2–4 мкм, время счета 10 с на каждой аналитической линии. В качестве эталонов использовались алюминий Красноярского и Саяногорского алюминиевых заводов и кремний высокой чистоты (табл. 2).

Среднестатистические составы продуктов электротермии МГС представлены в табл. 3 и на рис. 3. Видно, что они расположены компактно, поля составов не перекрываются.

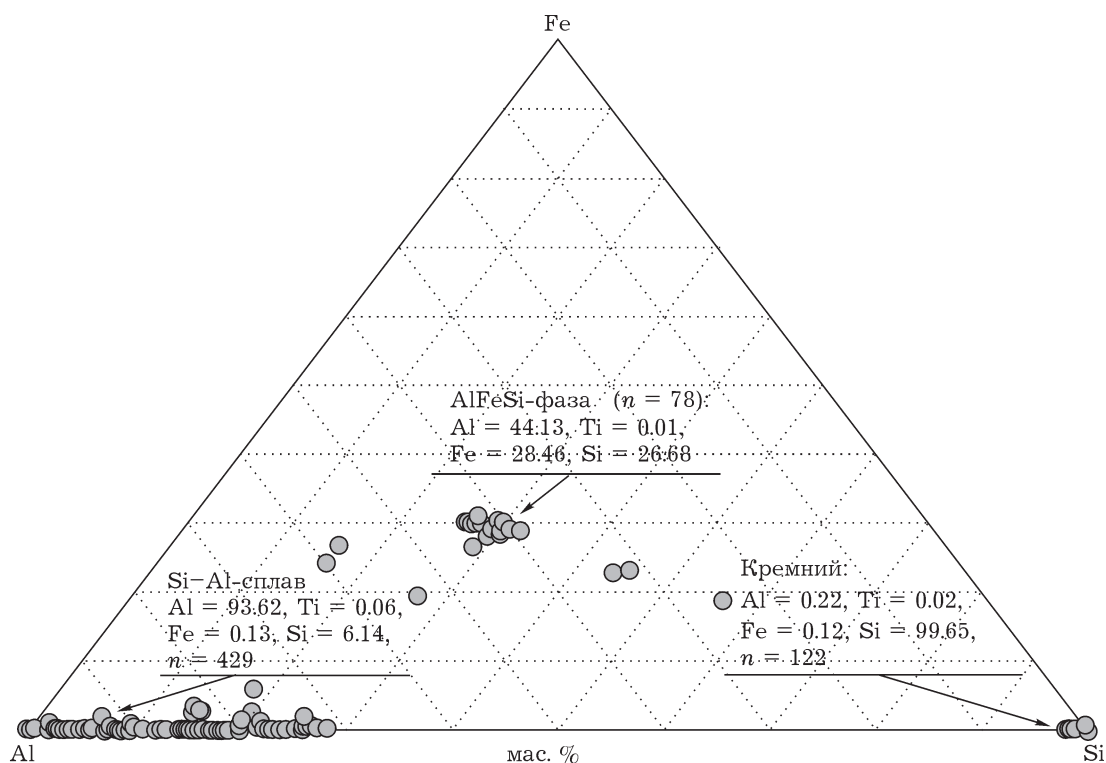


Рис. 3. Положение продуктов электротермии в координатах Al–Fe–Si.

ТАБЛИЦА 3

Среднестатистический состав продуктов электротермии, мас. %

Статистические параметры	Al	Ti	Fe	Si
Кремний-алюминиевый сплав				
Кианитовый концентрат, $n = 391$				
\bar{X}	94.01	0.05	0.12	5.78
S	8.06	0.04	0.13	6.33
Силлиманитовый концентрат, $n = 13$				
\bar{X}	90.74	0.01	0.11	9.10
S	6.26	0.01	0.08	6.22
Кианитосодержащий кварцит, $n = 13$				
\bar{X}	89.42	0.12	0.25	10.22
S	9.17	0.05	0.32	9.09
Силлиманитосодержащий кварцит, $n = 12$				
\bar{X}	88.64	0	0.25	10.15
S	9.03	0	0.32	9.03
<i>Массив в целом, $n = 429$</i>				
\bar{X}	93.62	0.06	0.13	6.14
S	7.51	0.06	0.16	7.41
Кремний				
Кианитовый концентрат, $n = 100$				
\bar{X}	0.24	0.02	0.14	99.63
S	0.31	0.02	0.16	0.36
Силлиманитовый концентрат, $n = 12$				
\bar{X}	0.04	0.01	0.04	99.78
S	0.01	0.01	0.02	0.17
Кианитосодержащий кварцит, $n = 4$				
\bar{X}	0.21	0	0.03	99.77
S	0.19	0	0.02	0.21
Силлиманитосодержащий кварцит, $n = 6$				
\bar{X}	0.21	0	0.03	99.57
S	0.22	0	0.02	0.30
<i>Массив в целом, $n = 122$</i>				
\bar{X}	0.22	0.02	0.12	99.65
S	0.29	0.07	0.14	0.33
Фаза, содержащая Fe, Si, Al ($n = 78$)				
\bar{X}	44.13	0.01	28.46	26.68
S	4.63	0.01	4.58	5.06
Валовый состав продуктов электротермии, $n = 41$				
\bar{X}	49.48	0.23	3.45	46.64
S	13.29	0.13	2.49	11.79

Примечание. \bar{X} – среднее содержание, S – стандартное отклонение.

Сплав Si-Al (силумин). Особенности распределения алюминия в пробах кремний-алюминиевого сплава показаны на рис. 4. В 57 % случаев ($n = 245$ при общем числе анализов $n = 429$) содержание алюминия пре-

вышает 98 мас. % ($X = 99.12$). При этом суммарное содержание Si, Ti, Fe не достигает 2 %; собственно силумину отвечает только правая часть рис. 5 ($n = 184$). Состав сплава в среднем, мас. %: Al 93.36, Si 6.73, Fe 0.14, Ti 0.05 –

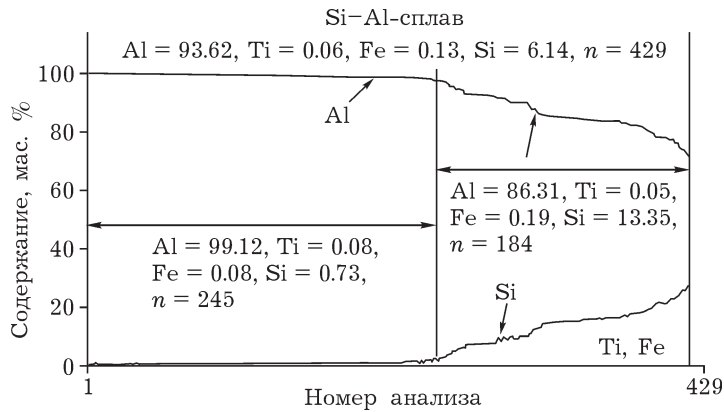


Рис. 4. Распределение алюминия, кремния, титана и железа в анализах силикоалюминия.



Рис. 5. Распределение кремния, алюминия, титана и железа в анализах кремния.

отвечает сортам (ГОСТ 1583-93) АК12ч (Сил-1), АК12пч (Сил-0) и АК12оч (Сил-00).

Кремний. Присутствует в трех позициях: в эвтектической смеси с алюминием, в железосодержащей фазе и в виде отдельных вытянутых кристаллов (см. рис. 2). Рентгеноспек-

тральный состав последних представлен в табл. 3. Среднее содержание Si по выборке (n = 122) составляет 99.65 мас. %, его распределение в анализах равномерное (см. рис. 5). Суммарное количество микропримесей (Al + Ti + Fe) равно 0.36 мас. %. Кремний отвечает маркам Кр2, Кр1, Кр00 (ГОСТ 2169-69).

Фаза AlFeSi. Встречается в продуктах во всех опытах, даже там, где исходным материалом был предельно чистый кианит. По-видимому, она появляется в результате засорения шихты железом при ее дроблении в металлической мельнице. Среднестатистический состав фазы (табл. 3, рис. 6), мас. %: Al 44.13, Ti 0.01, Fe 28.46, Si 26.68.

Путем усреднения данных, полученных с помощью рентгенофлуоресцентного анализатора X-MET 5100 фирмы Oxford Instruments установлен валовый состав продуктов электротермии, мас. %: Al 49.48, Si 46.64, Fe 3.45,

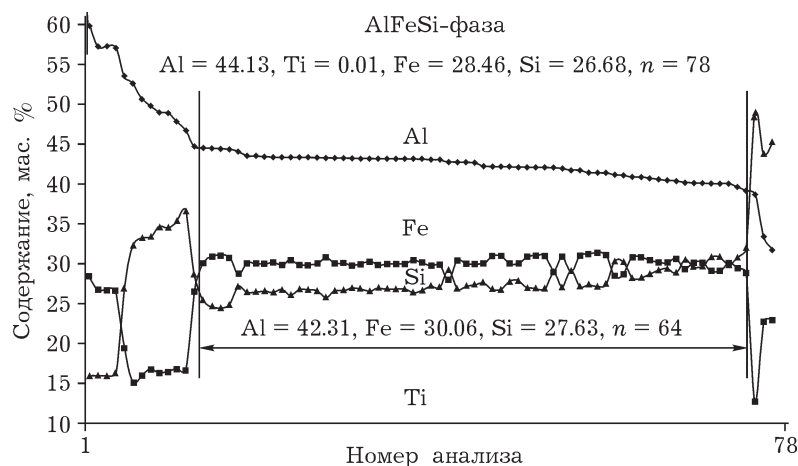


Рис. 6. Распределение алюминия, кремния и железа в анализах фазы AlFeSi.

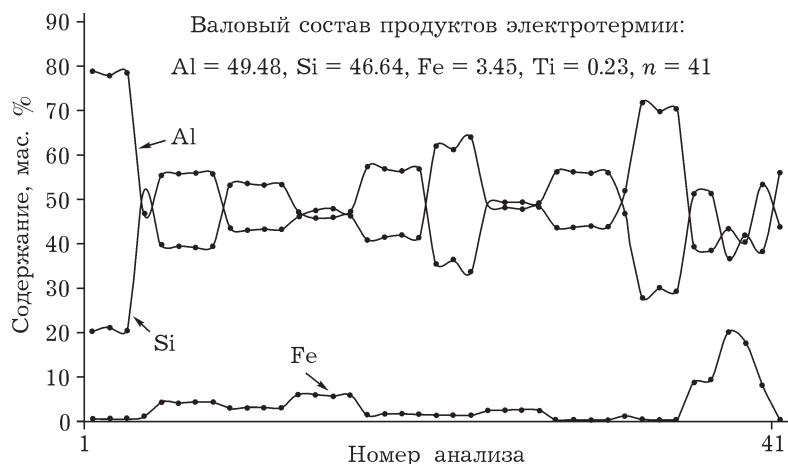


Рис. 7. Распределение алюминия, кремния и железа в валовых анализах.

Ti 0.23, $\Sigma = 99.80$ (см. табл. 3). Распределение компонентов в анализах неравномерное, содержание алюминия колеблется от 28 до 79 %, кремния – от 20 до 70 %, железа – от 0.2 до 20 %, Ti – от 0.10 до 0.5 мас. % (рис. 7).

Зная среднестатистический валовый состав продуктов электротермии и среднестатистические составы отдельных фаз, можно рассчитать и их среднестатистические количественные соотношения: фаза AlFeSi – 9.80 %, силикоалюминий – 46.67 %, кремний – 41.56 %, $\Sigma = 98.03$ %. В расчетах не учитывались железо в кремний-алюминиевом сплаве, а также железо и алюминий в кремнии. Их содержания здесь предельно низкие, поэтому они не могут существенно влиять на рассчитанные выше соотношения.

Количественный состав фаз может быть установлен и другим способом. На рис. 8 приведена микрофотография продуктов электротермии силлиманитового концентрата (фрагмент рис. 2, левый нижний угол). В процентном соотношении данные фазы имеют следующие площади: Si 55.4, сплав Al–Si (силумин) 36.5, фаза AlSiFe 8.1, $\Sigma = 100$.

Содержание алюминия и кремния в минералах группы силлиманита (за вычетом кислорода) равно 65.8 и 34.2 мас. % соответственно. При эвтектическом составе силумина (Al 87.5 мас. %, Si 12.5 мас. %) из МГС должно получиться 75.2 % силикоалюминия и 24.8 % свободного кремния. В нашем случае расчетное количество эвтектического силумина в продуктах электротермии составляет

49.93 %, что на 28.5 % меньше теоретически возможного, а кремния – на 16.76 % больше. Эти расхождения можно объяснить тем, что в опытах наряду с высококачественными концентратами (Пл1, Кр1) использовались концентраты и содержащие их кварциты, которые по составу существенно отличаются от МГС (см. табл. 1).

Таким образом, экспериментальные исследования однозначно свидетельствуют о том, что из минералов группы силлиманита и содержащих их руд с помощью плазменного нагрева принципиально возможно получать силикоалюминий, а попутно и кремний. Опыты реализованы на сырье из конкретных месторождений Урала и Сибири. Можно выде-

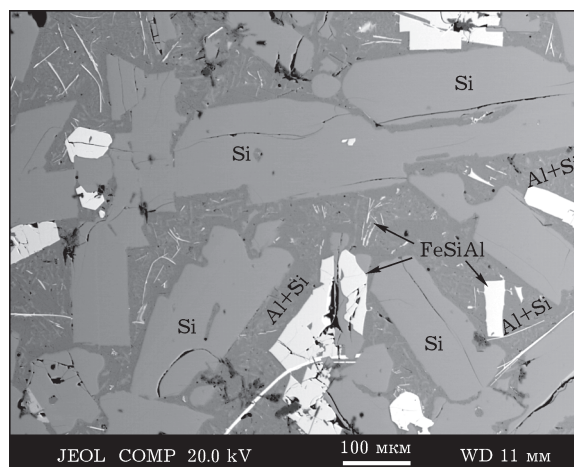


Рис. 8. Продукты электротермии силлиманитового концентрата (Кх1).

лить следующие наиболее важные и значимые результаты.

1. Независимо от качества исходного сырья (кианитовые концентраты Кр1, Пл1 с содержанием Al_2O_3 57–62 %; силлиманитовые концентраты Кх1 с содержанием Al_2O_3 46 %; кианитовые и силлиманитовые кварциты Кр2, Кх2 с содержанием Al_2O_3 18–19 %) на выходе получаются одни и те же продукты: силикоалюминий, свободный кремний и фаза $AlSiFe$ (см. табл. 3) – в разных количественных соотношениях. Естественно, чем больше оксида кремния в исходном сырье, тем больше кремния будет содержаться и в получаемых продуктах. С практической точки зрения этот факт заслуживает особого внимания. Дело в том, что затраты на производство концентратов МГС напрямую зависят от технологии обогащения. Самый дешевый и экологически безопасный способ – это гравитация, которая особенно эффективна в случае кианитовых кварцитов благодаря значительной разности в удельных весах кианита (3.5 г/см^3) и кварца (2.5 г/см^3). Экспериментально установлено, что гравитационный метод позволяет получать концентраты с содержанием глинозема до 52–54 мас. %. Для дальнейшего увеличения в них содержания Al_2O_3 необходимо привлекать флотацию, а это неизбежно обернется ростом их себестоимости.

2. Среднестатистический состав силикоалюминия (Al 93.62 мас. %, Si 6.14 мас. %; $n = 429$) отличается от эвтектического (Al 87.5 мас. %, Si 12.5 мас. %). Данному факту можно дать два предположительных объяснения: 1) состав эвтектики определен не совсем точно: в действительности он смещен в сторону алюминия примерно на 6 мас. %; 2) на состав кремний-алюминиевого сплава могли повлиять кинетические факторы, обусловленные высокими скоростями роста и снижения температур. Однако независимо от возможных причин этих расхождений повышенное содержание алюминия в получаемых продуктах может существенно уменьшить затраты на последующее его выделение из силикоалюминия.

3. Из 429 анализов кремний-алюминиевого сплава даже при максимальном центрировании электронно-зондового пучка до 2 мкм в нем не зафиксирован чистый кремний. Это свидетельствует о том, что размеры его крис-

таллов в эвтектическом сплаве ниже этой величины. С точки зрения прочностных свойств изделий из силумина это также может оказаться полезным.

ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ ЭЛЕКТРОТЕРМИЧЕСКОГО ПОЛУЧЕНИЯ СИЛИКОАЛЮМИНИЯ ИЗ МГС

Длительность экспериментов по электротермии составляла 30–60 мин, продолжительность механической активации – 1 ч. Энергетические затраты в расчете на опыт в первом случае равнялись 7–14 кВт, во втором – 1.5 кВт. Очевидно, что себестоимость производства силумина по данной технологии будет зависеть не только от энергетических затрат, но и от многих других факторов. В продуктах электротермии помимо силикоалюминия присутствует кремний, который также можно извлекать. В производство силумина выгоднее вовлекать кианитовые концентраты, получаемые из кварцитов гравитационным способом. По имеющимся расчетам, его себестоимость в этом случае составит порядка 50 долл. США/т и может быть уменьшена за счет использования попутных продуктов. Из отвальных хвостов от обогащения могут быть получены песок кварцевый для стекольной промышленности и песок строительный. Не исключено выделение кварца более высокой чистоты. Следует обратить внимание и на рутил, который концентрируется в тяжелых неэлектромагнитных фракциях: его содержание здесь достигает 5 мас. %.

В работе [1] убедительно продемонстрировано преимущество электротермии. Авторы ее провели сравнительные расчеты экономической эффективности получения кремний-алюминиевых сплавов марок АК12М2МН и АК18 традиционным способом сплавления алюминия и кристаллического кремния и электротермическим методом из каолина и силлиманита. Рассмотрены следующие варианты: 1) для предприятий, имеющих собственное производство алюминия и кремния, снижение себестоимости 1 т сплавов, полученных электротермическим способом, по сравнению с синтетикой составит 90 долл. США; 2) для предприятий, имеющих собственное производство алюминия, но приоб-

ТАБЛИЦА 4

Разведанные запасы и прогнозные ресурсы руд, содержащих минералы группы силлиманита (Al_2SiO_5), глинозема и алюминия в России, тыс. т (Лепезин, 2003–2005)

Районы	Руда	Al_2SiO_5	Al_2O_3	Al
Разведанные запасы (категории С₂, С₁, В, А)				
Кольский п-ов	3 400 000	1 186 879	676 518	358 556
Карелия	116 820	25 000	14 250	7553
Сибирь	511 750	131 114	74 732	39 608
Урал	66 684	11 710	6 675	3537
<i>Итого</i>	4 095 254	1 236 698	772 175	409 254
Прогнозные ресурсы (категории Р₂, Р₃)				
Кольский п-ов	11 000 000	3 840 000	2 188 230	1 159 762
Урал	109 890	30 000	17 100	9 063
Сибирь	8 138 400	2 588 517	1 475 455	781 991
<i>Итого</i>	19 248 290	6 458 517	3 680 785	1 950 816

ретающих кремний на рынке, аналогичный расчет дает снижение себестоимости на 150 долл. США; 3) для производителей сплавов, не имеющих собственного производства алюминия и кремния, электротермический способ наиболее предпочтителен и позволяет снизить себестоимость 1 т сплавов по сравнению с синтетикой на 213 долл. США. Эти данные однозначно указывают на экономические преимущества электротермического способа производства силикоалюминия по сравнению с ныне действующей технологией получения силумина сплавлением электролитического алюминия и кремния.

СЫРЬЕВАЯ БАЗА РОССИИ ДЛЯ КАРБОТЕРМИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА СИЛУМИНА И АЛЮМИНИЯ

Наиболее крупные месторождения минералов группы силлиманита в нашей стране сконцентрированы на Кольском полуострове и в Сибири [11–18]. Их разведанные запасы в пересчете на конечный продукт – алюминий – превышают 400 млн т, а ресурсы оцениваются в 2 млрд т. (табл. 4). При нынешних объемах производства алюминия (4 млн т/год) разведанных запасов руд хватит более чем на сто лет.

Достоинство руд, содержащих МГС, состоит в том, что они легко обогащаются. Количество глинозема в продуктах обогащения

достигает 62.64 мас. % (табл. 5). Из примесей в них фиксируются в небольших количествах оксиды железа и титана. За исключением высококачественных бокситов, которых у нас практически нет, никакие другие виды сырья при самых совершенных технологиях обогащения не могут дать таких содержаний глинозема. Все месторождения можно разрабатывать открытым способом.

ТАБЛИЦА 5

Химический состав МГС из российских месторождений и их концентратов, мас. %

SiO ₂	TiO ₂	Al ₂ O ₃	FeO	MnO	MgO	CaO	Na ₂ O	K ₂ O
Теоретический состав МГС Al_2SiO_5								
37.1	–	62.9	–	–	–	–	–	–
Среднестатистический состав МГС (n = 186)								
37.01	—	62.72	0.29	0.01	0.03	0.01	0.00	0.00
Выборочные химические анализы концентратов МГС								
40.06	0.55	57.07	0.61	0.10	0.01	0.06	0.40	0.06
39.01	0.25	59.47	0.10	0.00	0.03	0.03	0.22	0.10
37.47	0.67	60.45	0.37	0.10	0.00	0.03	0.09	0.05
36.78	0.35	62.64	0.00	0.10	0.00	0.03	0.00	0.06
37.21	0.23	60.20	0.26	0.10	0.09	0.54	0.00	0.53
37.57	0.66	60.40	0.49	0.10	0.05	0.06	0.00	0.30

Примечание. Прочерк – отсутствует.

**ПРОГРАММА МЕРОПРИЯТИЙ ПО ПЕРЕХОДУ НА НОВЫЙ
ВИД СЫРЬЯ И НОВЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ПРОИЗВОДСТВА
СИЛУМИНА И АЛЮМИНИЯ**

Организовать крупномасштабное электро-термическое производство силумина и алюминия в короткий срок невозможно, поэтому предлагаются следующие мероприятия для постепенного перехода от одного вида сырья к другому и от одной технологии к другой.

1. На начальном этапе необходимо освоить месторождение минералов группы силлиманита с производительностью 10–30 тыс. т концентрата в год. Оно должно находиться в районе с развитой инфраструктурой, недалеко от железной дороги. Такие месторождения в России есть, и на их освоение потребуются один-два года и относительно небольшие капитальные затраты.

2. Создать промышленное производство концентратов МГС. Дело это абсолютно беспроигрышное, так как на данную продукцию есть спрос в огнеупорной, керамической и в других отраслях народного хозяйства.

3. Провести опытно-промышленные испытания по карботермии минералов группы силлиманита.

4. По мере получения результатов электро-термии можно переходить к освоению крупных месторождений МГС и созданию промышленных производств силумина и алюминия.

Для России данный вид сырья имеет стратегическое значение, все остальные пути решения проблемы сырьевой базы алюминиевой промышленности страны бесперспективны.

Работа выполнена при финансовой поддержке СО РАН (междисциплинарный интеграционный проект № 139).

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

- 1 Салтыков А. М., Баймаков А. Ю. // Цв. металлы. 2003. № 7. С. 101–104.
- 2 Баймаков А. Ю., Глазатов А. Н., Русаков М. Р., Салтыков А. М. // Цв. металлы. 2007. № 8. С. 68–73.
- 3 Брусаков Ю. И., Веригин В. М., Варюшенков А. И., Чельцов В. М. // Труды ВАМИ. Л.: ВАМИ, 1965. № 54–55. С. 242–256.
- 4 Брусаков Ю. И., Ржавин С. А., Чесноков В. А. // Труды ВАМИ. Л.: ВАМИ, 1978. № 102. С. 64–70.
- 5 Брусаков Ю. И., Варюшенков А. И., Володатский В. Ф. // Труды ВАМИ. Л.: ВАМИ, 1981. С. 110–116.
- 6 Брусаков Ю. И., Глазатов А. Н., Запщтинский И. С. // Труды ВАМИ. Л.: ВАМИ, 1987. С. 67–77.
- 7 Веригин В. Н. // Труды Вост.-Сиб. филиала АН СССР. 1958. Т. 2, Вып. 13. С. 72–86.
- 8 Глазатов А. Н., Брусаков Ю. И., Богданов А. П., Баймаков А. Ю., Покрывайло Л. В. // Труды ВАМИ. Л.: ВАМИ, 1987. С. 163–167.
- 9 Калужский Н. А., Козлов В. М., Останин Ю. Д., Черняховский Л. В. // Труды ВАМИ. Л.: ВАМИ, 1978. № 102. С. 59–63.
- 10 Калужский Н. А., Добаткин В. И., Гопиенко В. Г. // Цв. металлы. 1980. № 1. С. 40–50.
- 11 Лепезин Г. Г. // Огнеупоры и техническая керамика. 1997. № 8. С. 27–32.
- 12 Лепезин Г. Г. // ЭКО. 2003. № 5. С. 144–158.
- 13 Лепезин Г. Г. // Химия уст. разв. 2004. № 12, № 5. С. 511–516.
- 14 Лепезин Г. Г. // Маркшейдерия и недропользование. 2005. № 2(16). С. 19–24.
- 15 Лепезин Г. Г., Семин В. Д. // Геология и геофизика. 1989. № 2. С. 85–95.
- 16 Лепезин Г. Г., Сокол Э. В., Жираковский В. Ю., Френкель А. Э., Осипов В. А. // Огнеупоры и техническая керамика. 1997. № 2. С. 29–33.
- 17 Лепезин Г. Г., Каргополов С. А., Жираковский В. А. // Геология и геофизика. 2010. № 12. С. 1605–1617.
- 18 Лепезин Г. Г., Каргополов С. А. // Цв. металлы. 2011. № 1. С. 45–50.
- 19 Фундаментальные основы механической активации, механосинтеза и механохимических технологий/ отв. ред. Е. Г. Аввакумов. Новосибирск: Изд-во СО РАН, 2009. 343 с.