

**ИССЛЕДОВАНИЯ ПО ПОЛУЧЕНИЮ КОМПОЗИЦИЙ  
КОАГУЛЯНТОВ, СОСТОЯЩИХ ИЗ ХЛОРИДОВ  
АЛЮМИНИЯ И ЖЕЛЕЗА (III)**

**Абдурахимов Х.А.,**

Гулистанский государственный университет  
г. Гулистан, Республика Узбекистан

**Жумаева Д.Ж.,**

**Абдурахимов А.Х.**

Институт общей и неорганической химии  
Академии наук Республики Узбекистан  
г. Ташкент, Республика Узбекистан

Проблема получения коагулянтов на основе местных сырьевых ресурсов является насущной задачей современной химии. Среди местных ресурсов особый интерес представляют каолины и способы их переработки с целью коагулянтов, необходимых для подготовки питьевой воды и очистки сточных вод отраслей пищевой промышленности. Известно, что в США Горное Управление (Bureau of Mines) начала заниматься исследованиями по обнаружению алюминия в высококремнистом сырье. В качестве исходного сырья были использованы: каолиновые глины ( $Al_2O_3 \sim 43$  мас.%;  $SiO_2 \sim 51,8$  мас.%), добываемые компанией Thiele Kaolin Co. (г. Сандерсвилль, Штат Джорджия); анортозиты ( $Al_2O_3 \sim 29,3$  мас.%;  $SiO_2 \sim 51,4$  мас.%), разведанные в карьере горного хребта Ларами (штат Вайоминг) [1, Р. 1–23].

Предварительно обожженную каолиновую глину Eisele J.A., Bauer D.J., Shanks D.E. разлагают 26%-ной соляной кислотой в течение 1 часа при температуре 1050С [2, Р. 105–110]. Для вскрытия анортозитов применяли трёхстадийную противоточную схему. Каждая стадия длилась по 2 часа, общее время разложения – 6 часов. Степень извлечения алюминия в раствор составила 95% при следующих технологических параметрах:  $T = 1050$  °С,  $C(HCl) = 20\%$ , добавка фтора-иона составляла ( $F/Al = 0,27$ ) [3, Р. 1–7]. Ученые Aglietti E.F., Tavani E.L., Tedesco P.H., Porto J.M., Lopez. M. из алюмосиликатных почв Аргентины определяют наличие 28% оксида алюминия соляной кислотой при температуре ее кипения в тече-

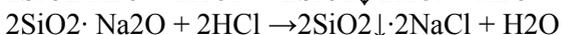
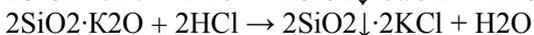
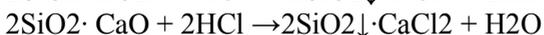
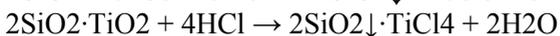
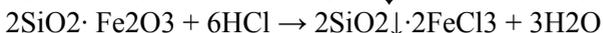
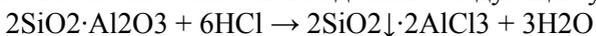
ние 3 часов при норме 150% от стехиометрического количества. При этом степень извлечения алюминия в раствор составляет 70% [4, Р. 167–176].

Разработана схема переработки хвостов угольных шахт, содержащих 25–28% окиси алюминия с использованием печи «кипящего слоя». Предварительный обжиг при 600–8500 °С позволяет отказаться от дополнительного измельчения и повысить степень извлечения алюминия от 60% до 82% при использовании 6М соляной кислоты, температуре 1050 °С и длительности 7 часов [5, Р. 79–96; 6, Р. 97–109; 7, Р. 283–291]. С развитием технологии получения коррозионностойких материалов, устойчивых к соляной кислоте, этот метод получил дальнейшее развитие [8, Р. 13–21]. Ведутся исследования по освоению солянокислотного способа извлечения алюминия из различных видов алюминийсодержащих сырьевых ресурсов [9, Р. 694–710; 10, Р. 119–121].

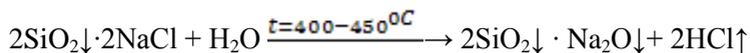
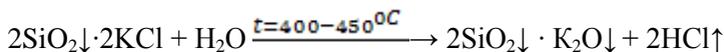
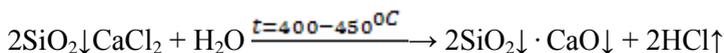
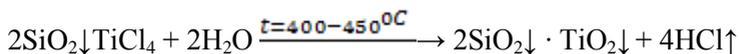
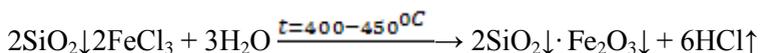
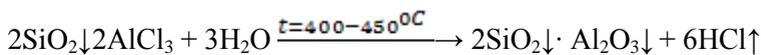
На основании вышеприведенного анализа данных периодической научной литературы целью работы является исследование получения композиций коагулянтов, состоящих из хлоридов алюминия и железа (III).

Задачами данного исследования являются:

Перемешали расчетные количества необогащенного каолина Султан-Увайсского месторождения с 30%-ным раствором соляной кислоты при его расходе 125% нормы в обычных условиях и образовали густую глиноподобную массу. Химическое взаимодействие можно описать в виде нижеследующих уравнений.



Затем эту массу поместили в термо- и кислотостойкий тигель, а тигель с содержимым веществом в муфельную печь и нагревали до температуры 350–4000 °С в течении 60–120 минут. Образовалась сухая масса, состоящая из множества химических веществ, состоящая из оксидов металлов и кремния (IV). Молекулы соляной кислоты и воды испаряясь удаляются из состава смеси. Химическое взаимодействие можно описать в виде нижеследующих уравнений.



Разделение на нерастворимую и растворимую фракции осуществляли в три стадии:

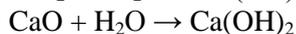
1. Смешение полученной сухой смеси с водой в массовом соотношении 1:4 и разделение растворенной части от осадка;

2. Нерастворенную часть смешать с водой в массовом соотношении Т:Ж = 1:2, полученную смесь тщательно перемешать и отделить осадок от растворенной части смеси;

3. Окончательно промыть осадок на фильтре водой в массовом соотношении Т:Ж = 1:1.

Все водорастворимые фракции объединить в одной посуде.

Химическое взаимодействие можно описать в виде нижеследующих уравнений.



Получение раствора коагулянта из каолина Султан-Увайсского месторождения осуществляли прибавлением разбавленного раствора соляной кислоты с концентрацией 3% (125% нормы). Полученный раствор коагулянта отделили от осадка двуокиси кремния фильтрованием, с последующей деконтацией дистиллированной водой. Этот раствор должен иметь диапазон pH 4,0-5,5. Фильтрат выпаривают сначала в масляной бане, а затем в сушильном шкафу до постоянной массы при температуре 100–110 °С. Каждая стадия длится примерно по 55–60 минут.

В табл. 1 приведены средние значения химико-минералогический состав нерастворимых оксидов, полученных на основе каоли-

нов разной квалификации. Из табл. 1 видно, что с изменением квалификации каолинов и содержания добавляемой соляной кислоты степень извлечения оксидов алюминия и железа с единицы массы каолина снижаются.

Табл. 1. Результаты элементного анализа каолинов Султан-Увайсского месторождения, обработанного 28-30%-нам раствором соляной кислоты

Содержание элементов, %									
Si	Al	Fe	Ti	Ca	Mg	K	Na	H	O
66,690	13,659	1,155	0,540	1,043	0,204	0,182	0,122	3,230	13,175
65,356	13,386	1,132	0,529	1,022	0,200	0,178	0,120	3,165	12,911
Султан – Увайсский обогащенный каолин, вычислено/найдено									
51,977	28,112	0,599	0,432	0,333	0,186	0,423	0,378	3,230	13,809
50,937	27,549	0,587	0,423	0,326	0,182	0,414	0,370	3,165	13,533

Особую роль при извлечении оксидов алюминия и железа имеет концентрация раствора соляной кислоты. Установлена оптимальная концентрация раствора кислоты 28–30%.

Влияние концентрации раствора соляной кислоты на химико-минералогический состав нерастворимых оксидов Султан-Увайсских каолинов после обжига приведено в табл. 2.

Табл. 2. Влияние концентрации раствора соляной кислоты на химико-минералогический состав нерастворимых оксидов Султан-Увайсских каолинов после обжига

Квалификация каолина	Концентрация раствора HCl	Состав оксидов, %		
		SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
природный	25,0	71,51	15,19	0,97
	27,5	71,49	16,37	1,01
	30,0	71,46	17,24	1,12
	32,5	71,48	15,78	0,98
обогащенный	25,0	56,87	33,33	0,44
	27,5	56,22	34,06	0,47
	30,0	55,69	35,45	0,56
	32,5	55,98	33,94	0,49

При концентрации раствора соляной кислоты 27,5–30,0% достигается максимальный выход и существенное понижение температуры разложения каолина на компоненты (табл. 3). Кроме того, после

удаления диоксида кремния из обогащенного каолина, процентное содержание извлекаемого оксида алюминия стало больше чем из обычного, а содержание оксида железа меньше.

Табл. 3. Влияние концентрации раствора соляной кислоты на химико-минералогический состав и выход основы для получения коагулянтов

Квалификация каолина	Концентрация раствора HCl	Состав оксидов, %		выход основы коагулянта	Температура обжига
		Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>		
обычный	25,0	74,73	4,77	79,50	520
	27,5	79,53	4,35	83,88	450
	30,0	83,38	5,42	88,80	400
	32,5	76,74	4,77	81,51	480
обогащенный	25,0	86,78	1,15	87,93	520
	27,5	88,62	1,27	89, 89	450
	30,0	89,81	1,42	91,23	400
	32,5	88,51	1,28	89,79	460

Остальные компоненты, состоящие из TiO<sub>2</sub>, CaO, K<sub>2</sub>O, Na<sub>2</sub>O и некоторых п.п.п., благодаря их хорошей растворимости, вымываются водой.

На основании вышеизложенных вытекают следующие выводы: для получения коагулянтов использованы обычный и обогащенный каолины Султан-Увайсского месторождения; обычный и обогащенный каолины преварительно обработаны 25–32,5%-ным растворами соляной кислоты, что позволило понизить температуру обжига до 400–450 °С против 800–850 °С известного; найдены оптимальные условия процесса получения коагулянтов: оптимальная концентрация раствора соляной кислоты 27,5–30,0%, расход раствора соляной кислоты 125 % нормы, температура обжига 400–450 °С, время обжига 90 минут, выход основы коагулянта из обычного каолина 88,80%, а из обогащенного 91,23%; процесс получения коагулянтов на основе каолинов Султан-Увайсского месторождения и растворами соляной кислоты расписаны химическими уравнениями по стадийно.

### Список литературы

1. Eisele J.A. Producing alumina from clay by the hydrochloric acid process, a bench-scale study. – United States, Bureau of Mines. Report of Investigations: 8476, 1980. – 23 p.
2. Eisele J.A., Bauer D.J., Shanks D.E. Bench-scale studies to recover alumina from clay by a hydrochloric acid process // *Industrial and Engineering Chemistry Product Research and Development*. – 1983. – V. 22 (1). – P. 105–110.
3. Bremner P.R., Eisele J.A., Bauer D.J. Aluminum extraction from anorthosite by leaching with hydrochloric acid and fluoride. – United States, Bureau of Mines. Report of Investigations: 8694, 1982. – 7 p.
4. Aglietti E.F., Tavani E.L., Tedesco P.H., Porto J.M., Lopez M. Alumina extraction from northeastern red soils of Argentina // *Hydrometallurgy*. – 1987. – V. 17 (2). – P. 167–176.
5. Livingston W.R., Rogers D.A., Chapman R.J., Bailey N.T. The use of coal spoils as feed materials for alumina recovery by acid-leaching routes. 1. The suitability and variability of the feed materials // *Hydrometallurgy*. – 1983. – V. 10 (1). – P. 79–96.
6. Livingston W.R., Rogers D.A., Chapman R.J., Gregory A.G., Bailey N.T. The use of coal spoils as feed materials for alumina recovery by acid-leaching routes. 2. The effect of the leaching conditions on the leaching properties of the colliery spoil // *Hydrometallurgy*. – 1983. – V. 10 (1). – P. 97–109.
7. Livingston W.R., Rogers D.A., Chapman R.J., Bailey N.T. The use of coal spoils as feed materials for alumina recovery by acid-leaching routes. 3. The effect of the leaching conditions on the extraction of aluminium and iron from a leached bed ash // *Hydrometallurgy*. – 1985. – V. 13 (3). – P. 283–291.
8. Robin A.J. Rosa L. Corrosion behavior of niobium, tantalum and their alloys in hot hydrochloric and phosphoric acid solutions // *International Journal of Refractory Metals and Hard Materials*. – 2000. – V. 18 (1). – P. 13–21.
9. Asselin E. Ahmed T.M., Alfantazi A. Corrosion of niobium in sulphuric and hydrochloric acid solutions at 75 and 95°C // *Corrosion Science*. – 2007. – V. 49 (2). – P. 694–710.
10. Solano E., Galver J., Arana R., Solubilizacion del aluminio de minerales reclusos por ataque acido // *Rev.met./ CENIM* – 1992. – V. 28, № 2. – P. 119–121.