

УДК 622.765

**ИСПОЛЬЗОВАНИЕ АЛЮМОСИЛИКАТНОГО ФЛОКУЛЯНТА
В ПРОЦЕССАХ ОБЕСШЛАМЛИВАНИЯ ТОНКОВКРАПЛЕННЫХ
СВИНЦОВО-ЦИНКОВЫХ РУД КАЗАХСТАНА****В.И. Капралова¹, Ш.А. Телков¹, С.Т. Алмагамбетова²**¹Казахский национальный технический университет им. К.И. Сатпаева²Казахская академия транспорта и коммуникаций им. М. Тынышпаева

г. Алматы, Казахстан, vkapralova@mail.ru

На пульпах с соотношением Т:Ж равным 1:10, приготовленных из свинцово-цинковых руд Казахстана, изучен процесс флокуляции тонких шламистых классов и определено, что скорость флокуляции твердых частиц алюмосиликатным флокулянтom зависит от расхода добавляемого флокулянта и от количества шламистых фракций. Установлено, что оптимальным количеством флокулянта, обеспечивающим наиболее высокую скорость процесса сгущения шламистых фракций, является расход, равный 1,0 мг SiO₂/г.

За последние годы произошли и продолжают значительное понижение качества и изменение вещественного состава большинства типов руд цветных металлов. Также в последнее время интенсивно вовлекаются в эксплуатацию новые труднообогатимые виды сырья, в том числе окисленные тонковкрапленные и металлоколлоидные руды. Однако используемые технологические процессы для переработки данных руд не позволяют решить проблемы более полного извлечения компонентов и достигать высокой степени комплексного их использования /1/. Это объясняется сложностью и изменчивостью химико-минералогического состава руд и физико-химических свойств минералов, которые трудно поддаются обогащению. Уменьшение размера вкрапленности полезных минералов (зачастую эмульсионной) требующих ультратонкого измельчения, что способствует образованию значительного количества тонких классов крупности, присутствия глинистых шламистых частиц и отсутствие новых эффективных реагентов также не обеспечивает качественного селективного выделения тех или иных ценных минералов в продукты обогащения /2/.

Вследствие неполного раскрытия минералов, отсутствия хорошей контрастности в их технологических свойствах, а также присутствие значительного количества шламистых фракций при переработке таких руд традиционными методами получают концентраты низкого качества, малоприспособленные для дальнейшей их переработки.

Анализ существующих технологий используемых при обогащении окисленных и смешанных руд цветных металлов показывает, что основные потери металла в хвостах обогащения обусловлены наличием их в форме окисленных соединений /3 - 4/. Применение новых флотореагентов и комбинированных схем переработки не позволяют повысить извлечение металлов более чем на 1-2 % /5 - 6/. Разработанные и применяемые в последние годы новые реагенты дороги, а их эффективность использования в значительной степени зависит от соблюдения специальных условий, что достаточно сложно осуществить на практике, так как труднообогатимые и окисленные руды, как правило, характеризуются непостоянством вещественного и минералогического состава /1/

Получение качественных концентратов при обогащении окисленных тонковкрапленных руд осложняется еще и тем, что во флотационной пульпе присутствует значительное количество тонких глинистых шламов, оказывающих отрицательное воздействие на процесс флотации /1; 7/. Развитая поверхность и высокая адсорбционная способность шламистых частиц приводит к повышенному расходу флотореагентов, нивелирует флотационные свойства полезных и породообразующих минералов и также ухудшает реологические свойства пульпы.

Наиболее распространенной мерой борьбы со шламами является уменьшение их количества в пульпе, достигаемое либо путем ее предварительного обезшламливания промывкой в специальных мойках, либо подбором режима измельчения. В отдельных случаях флотацию ведут из разбавленных пульп, применяют сульфидизацию и другие способы интенсификации процесса /2/. Однако все эти меры ведут к повышенному расходу реагентов, созданию сложных технологических схем и требуют больших расходов воды.

Кроме того, процесс сгущения шламов зачастую связан с использованием дорогих импортных реагентов, что не только удорожает процесс флотации, но и ведет к загрязнению окружающей среды,

так как большинство органических флокулянтов, особенно на основе полиакриламидов, являются токсичными соединениями /4-5/.

На основе вышеизложенного, одним из перспективных направлений является получение и использование новых эффективных импортозамещающих реагентов на основе отечественного сырья, в том числе неорганических флокулянтов, позволяющих интенсифицировать процесс сгущения тонких глинистых шламов.

Ранее проведенные исследования /6/ показали возможность использования нетоксичного неорганического флокулянта для сгущения твердой фазы суспензий каолина, при этом скорость процесса флокуляции твердых частиц и прозрачность осветленной воды близки к показателям, полученным для органического флокулянта типа D-Floc-4003, производимым концерном Ciba Water Treatment Lmt.

В качестве неорганического флокулянта использовали реагент, который называют активированной кремнекислотой (АК), представляющий собой частично структурированный коллоидный раствор (золь) двуокиси кремния, отвечающий общей формуле $m\text{SiO}_2 \cdot n\text{H}_2\text{O}$, получаемый воздействием кислотного реагента-активатора на раствор трисиликата-глыбы – жидкое стекло /7/. Обычно в роли активатора выступают минеральные кислоты, углекислый газ, а также кислые соли. Так как применение минеральных кислот в процессах обогащения природного сырья может привести к растворению породобразующих и полезных минералов и оказать отрицательное влияние на процесс флотации, то нами для активации растворов жидкого стекла был выбран сульфат алюминия, который широко используется в качестве коагулянта и производство которого имеется в Казахстане. Отработка технологии получения АК при этом сводится к получению достаточно полимеризованной кремнекислоты и к предотвращению застудневания полученного раствора. Было установлено /6/, что алюмосиликатный реагент, полученный путем активации растворов жидкого стекла сульфатом алюминия при соотношении компонентов в пересчете на оксиды $\text{SiO}_2:\text{Al}_2\text{O}_3 = 1:2$ при введении в суспензию каолина в количестве 2 мг/г приводит к образованию крупных частиц – флокулов с размерами в 2,0 – 2,5 раз больше, чем средний диаметр частиц исходной суспензии, то есть обладает флокулирующими свойствами в отличие от растворов неактивированного жидкого стекла, являющегося диспергатором и уменьшающим размер частиц твердого вещества.

На модельных суспензиях каолина было показано /6/, что скорость процесса флокуляции глинистых частиц как органическим флокулянтом D-Floc-4003 при расходе 5 мг/г, так и алюмосиликатным флокулянтом при расходе 2 мг SiO_2 /г практически одинакова и составляет 0,028 м/сек. Однако степень осветления воды в случае использования D-Floc-4003 составляет 92%, а при использовании алюмосиликатного флокулянта – 82%. Тем не менее, полученные результаты довольно близки, поэтому было предложено апробировать разработанный алюмосиликатный флокулянт в процессе сгущения тонких шламов, образующихся при обогащении руд цветных металлов казахстанских месторождений.

С использованием различных физико-химических методов анализа был исследован вещественный состав свинцово-цинковых руд месторождений Родниковое и Кзыл Еспе, на основе которых были подготовлены объекты исследования, отвечающих наиболее характерным продуктам окисленных, смешанных и труднообогатимых руд, а также продуктов их обогащения. С использованием рентгенофазового анализа показано, что в исходной руде месторождения Кзыл Еспе свинец находится в окисленной форме в виде оксидов и сульфата, тогда как в руде месторождения Родниковое – в сульфидной форме. Вещественный состав подготовленных образцов был также исследован методом электронно-зондового анализа с использованием электронного микроскопа фирмы JEOL-733 с рентгеновским анализатором. Установлено, что среднее содержание свинца в рудах как в окисленной (месторождение Кзыл Еспе), так и в сульфидной (месторождение Родниковое) формах практически одинаково и составляет 3,75 масс. % и 3,66 масс. % соответственно. Однако в руде месторождения Кзыл Еспе содержание мелкодисперсных фракций в 1,5 раза больше, чем в пробе руды месторождения Родниковое и составляет 52%. Наличие такого количества шламов приведет к образованию устойчивых суспензий, сгущение которых невозможно без применения флокулянтов.

На пульпах с соотношением Т:Ж = 1:10, подготовленных на образцах руд выше указанных месторождений был изучен процесс сгущения тонких шламистых частиц с использованием алюмосиликатного флокулянта и установлено, что скорость процесса флокуляции твердых частиц в присутствии флокулянта зависит как от его расхода, так и от количества тонких шламистых классов.

Из полученных результатов следует, что оптимальной концентрацией флокулянта, обеспечивающей наиболее высокую скорость процесса сгущения шламистых фракций является его

расход 1,0 мг/г. Увеличение содержания в пульпе тонких шламистых классов с 37,7 % до 53,6% снижает скорость процесса сгущения с 0,033 м/час до 0,017 м/час (таблица).

Таблица - Скорость осаждения твердого в пульпе в зависимости от концентрации флокулянта и содержания глинистых минералов

Количество тонких шламов в образцах, масс.%	Расход алюмосиликатного флокулянта, мг/г		
	0,25	0,50	1,00
	скорость осаждения твердого в пульпе, м/сек		
37,0	0,018	0,022	0,033
48,0	0,011	0,013	0,021
53,0	0,007	0,009	0,017

При этом скорость процесса осаждения частиц твердой фазы в исходных пульпах без добавок флокулянта колеблется от 0,006 м/час (при содержании тонких классов 53,6%) до 0,018 м/час (при содержании тонких классов 37,7%).

Проведенные исследования позволили также предложить технологическую схему процесса сгущения тонких глинистых шламов труднообогатимых руд цветных металлов алюмосиликатным флокулянт, принцип действия которой заключается в следующем. Приготовление рабочего раствора жидкого стекла осуществляется в контактном чане, в который подается раствор товарного концентрированного жидкого стекла и вода. Одновременно в параллельном контактном чане готовится рабочий раствор сульфата алюминия, для чего в него подают твердую соль и воду. Рабочий раствор жидкого стекла, согласно требуемого расхода, поступает в реактор смешения, куда подают продукт, полученный в результате переработки руды цветного металла. В реакторе происходит взаимодействие раствора жидкого стекла с частицами твердой фазы пульпы в течение определенного времени. Полупродукт после обработки жидким стеклом из реактора транспортируется по желобу, в который подается раствор сульфата алюминия и далее пульпа поступает в цилиндрический сгуститель для сгущения.

Таким образом, проведенные исследования показали, что применение неорганического алюмосиликатного флокулянта при обогащении окисленных тонковкрапленных руд цветных металлов позволит интенсифицировать процесс сгущения тонких глинистых шламов и повысить эффективность флотационных процессов. Кроме того, использование алюмосиликатного флокулянта перспективно в экономическом и экологическом плане, так как разработанный реагент является экологически чистым и его получение возможно на основе отечественного сырья РК.

Литература

- 1 Абрамов А. А. Технология обогащения руд цветных металлов. - М. : Недра, 1983. - 358 с.
- 2 Митрофанов С.И., Барский Л.А., Самыгин В.Д. Исследование полезных ископаемых на обогатимость. - М. : Недра, 1974. - 277 с.
- 3 Елисеев Н. И., Яшина Г. М., Борисков Ф. Ф. и др. // Современное состояние и перспективы развития теории флотации. - М. : Наука, 1979. - С. 232-237.
- 4 Глембоцкий В.А., Классен В.И. Флотационные методы обогащения. - М. : Недра, 1981. - 338 с.
- 5 Эйгелес М.А. Основы флотации несulfидных минералов. - М. : Недра, 1964. - 363 с.
- 6 Отчет № 0109РК01209. РГП КазНТУ им.К.И.Сатпаева. Синтез и использование новых флокулянтов при обогащении труднообогатимых и тонковкрапленных окисленных руд цветных и благородных металлов. - Алматы, 2009.
- 7 Кульский Л.А. Основы химии и технологии воды. - Киев: Наукова думка, 1991 год. - 569 с.

ҚАЗАҚСТАННЫҢ ҚОРҒАСЫН-МЫРЫШ КЕНДЕРІНЕН АЛЮМОСИЛИКАТТЫ ФЛОКУЛЯНТТЫ ЖҰҚА ЕНГІЗІЛГЕН ШЛАМДЫ ПРОЦЕСІНЕ ҚОЛДАНУ

В.И. Капралова¹, Ш.А. Телков¹, С.Т. Алмагамбетова²

Қазақстанның қорғасын-мырыш кендерінен дайындалған пульпаларда Қ:С қатынасы 1:10-ға тең жұқа енгізілген шламды кластардың флокуляция процесі зерттелген және алюмосиликатты флокулянтпен қатты бөлшектердің флокуляция жылдамдығы қосылатын флокулянттың шығынына және шламды фракциялардың

санына тәуелділігі анықталған. Шламды фракциялардың қоюлану процесінің недәуір жоғары жылдамдығын қамтамасыз ететін флокулянттың оптималды мөлшерінің шығыны 1,0 мг SiO₂/г-ға тең екендігі анықталған.

USE ALUMINOSILICATE FLOCCULANTS PROCESSES DESLIMING FINELY DISSEMINATED LEAD-ZINC ORE IN KAZAKHSTAN

V.I. Kapralova¹, Sh. A. Telkov¹, S.T. Almagambetova²

On the pulp with a ratio S : L equal to 1:10, made from lead-zinc ores in Kazakhstan, was studied the process of flocculation of thin sludges. It was determined that the rate of flocculation of solid particles depends on the concentration aluminosilicate flocculant and the amount of the thin sludges. It was established that the optimum amount of flocculant, providing the highest speed the process of condensation thin sludges fractions is the consumption equal 1.0 mg SiO₂ / g.

УДК 662.665

ТАС КӨМІР ШАЙЫРЫН ГИДРОИМПУЛЬСТІ РАЗРЯД ЭНЕРГИЯСЫ КӨМЕГІМЕН ӨНДЕУ ЖОЛДАРЫН ЗЕРТТЕУ

Р.З. Касенов, Е.С. Мустафин, Д.А. Кайкенов, А.М. Пудов, А.С. Сатымбаева, Ж.К. Богжанова

Е.А.Бокетов атындағы Қарағанды мемлекеттік университеті, Қарағанды, r_z_kasenov@mail.ru

Шұбаркөл кен орнының тас көмір шайырын гидроимпульсті разряд энергиясының көмегімен өңдеу бойынша тәжірибелер жүргізілді. Гидроимпульсті разрядтың тас көмір шайырының фракциялық құрамы және қасиеттеріне әсері зерттелді.

Көмірсутекті өндірудің, тасымалдаудың және өндеудің аса қажеттілігі жетілдірілген жаңа технология енгізуді, заманауи химиялық - технологиялық процестерді және шикізат пен энергияны сақтау тәсілдерін іске асыруды талап етеді. Қазіргі заманғы өндірістің талаптарын қанағаттандырушы, тиімді технологиялардың негізгі даму бағыттарының бірі, ол өндеудің физикалық әдістерін пайдалануға негізделген, көмірсутек шикізатын кешенді өндеу әдісін зерттеу болып табылады.

Жұмыс «Шұбаркөл көмір» Акционерлік қоғамының «Сары Арқа арнайы кокс» ЖШС коксхимиялық өндіріс қалдығы тас көмір шайырын гидроимпульсті разрядтың көмегімен өндеу нәтижесінде оның құрамында жүретін кейбір өзгеріс заңдылықтарын және жеңіл фракциялардың шығымын арттыру жағдайларын зерттеуге арналған. Тас көмір шайырының фракциялық құрамы және олардың мөлшерін зерттеу айдау әдісінің көмегімен іске асырылды. Зерттеу нәтижелеріне сәйкес тас көмір шайыры негізгі бірнеше фракциядан тұрады:

1. 110⁰С дейін- 4-9%, сулы фракция, (су, бензол және оның гомологтары);
2. 110-220⁰С – 6-8%, фенолдық фракция (фенол туындылары, пиридинді негіздер);
3. 220-250⁰С- 6-7%, нафталинді фракция (нафталин, тионафтендер);
4. 250-270⁰С- 6- 8%, ауыр фракция (метилнафталиндер, аценафтендер);
5. 270-310⁰С- 22-23%, антраценді фракция (антрацен, фенантрен, карбазол және т.б.);

310⁰С температурадан кейін айдалмай, суығаннан кейін қатты күйге ауысатын қалдықтың (пектің) массалық үлесі-50-52%. Бұлардың құрамы негізінен пирен және т.б. жоғары конденсирленген ароматты қосылыстардан тұруға тиіс /1/.

Зерттеулер барысында ИҚ - спектроскопия әдісінің көмегімен бастапқы тас көмір шайыры үлгілерінің функционалдық құрамы зерттелді. Жалпы зерттеліп отырған шайырға алифаттық –СН_x (2953, 2924, 2854, 1457, 1376 см⁻¹), карбонилді топ С=О (1710, 1700 см⁻¹), ароматты сақиналар С=C; С-Н (1600, 1580 см⁻¹), ароматты эфирлер С-О (1250 см⁻¹), ароматты қосылыстарға С-Н (750, 695, 674 см⁻¹) сәйкес тербелістер тән. Сонымен қатар келесі сіңіру жолақтары анықталды: спирттермен, фенолдардың валентті О-Н тербелісі (3600, 3400 см⁻¹), сульфондар тобы SO₂ (1140 см⁻¹), күкіртті қосылыстар S=O (1030 см⁻¹), С-S (705, 570 см⁻¹), жоғары молекулы асфальтендер үшін конденсирленген (поли-, үш-, битізбекті) ароматты қосылыстар (870, 815, 740 см⁻¹) үшін тербелістері тіркелген. Кейбір айырмашылықтары болғанымен, ерігіштігі әртүрлі топтардағы С, Н және О мөлшері көбінесе тұрақты болып келеді. Оттегінің негізгі мөлшері –ОН, –COОН, –С=О, - ОСН₃