

Повышение эффективности флотации апатит-штаффелитовых руд с применением режима двухстадиального сгущения шламов

Apatite-staffelite ore flotation efficiency improvement using two-stage slurry thickening

Морозов В. В., Поливанская В. В.

Morozov V. V., Polivanskaya V. V.

Проведёнными исследованиями показано, что причиной потерь P_2O_5 при обогащении апатит-штаффелитовых руд (АШР) является неселективная флокуляция тонких классов в процессе флотации. В условиях применения сильных флокулянтов необходима специальная подготовка сгущённых шламов к операции флотации, обеспечивающая их дефлокуляцию перед процессом флотации. Разработаны схема и режим подготовки тонких классов к процессу флотации, включающие сгущение сливов классификации с применением сильных анионных флокулянтов и дефлокуляцию сгущённого продукта перед процессом флотации реагентами-диспергаторами, используемыми в базовом режиме флотации. Предложен режим подготовки шламов АШР руд к флотации, включающий сгущение сливов операции классификации с применением анионного флокулянта «Праестол-2540», кондиционирование сгущённого продукта с добавками жидкого стекла и каустической соды в соотношении 1 : 1, разбавление и повторное сгущение дефлокулированных шламов, объединение и флотацию сгущённых шламов и песков. Укрупнёнными лабораторными испытаниями показано, что применение разработанного режима обеспечивает суммарное увеличение извлечения P_2O_5 из руды с 70,1 до 71,5 % при повышении содержания P_2O_5 в апатитовом концентрате с 37,1 до 37,8 %, что делает разработанную технологию перспективной для переработки труднообогатимых АШР на Ковдорском ГОКе.

Ключевые слова: штаффелит, апатит, шламовые классы, сгущение, флокуляция, реагенты-диспергаторы, дефлокуляция, флотация.

The studies were performed suggesting that the cause of P_2O_5 losses during apatite-staffelite ores (ASO) treatment are due to non-selective flocculation of fine classes during flotation. When using strong flocculants, special preparation of condensed slurries is necessary, ensuring their deflocculation before the flotation process. A scheme and mode of preparation of fine classes for the flotation process have been developed, including thickening of the classification overflows using strong anionic flocculants and deflocculation of the thickened product before the flotation process with reagents-dispersants used in the basic flotation mode. A mode of preparation of slimes of ASO ores for flotation is proposed, including thickening of the discharge of the classification operation using the anionic flocculant "Praestol-2540", conditioning of the condensed product with additions of liquid glass and caustic soda in a ratio of 1 : 1, dilution and re-thickening of deflocculated slimes, consolidation and flotation thickened sludge and sand. The big laboratory tests have shown that the application of the developed regime provides a total increase in the extraction of P_2O_5 from ore from 70,1 to 71,5 % with an increase in the P_2O_5 content in apatite concentrate from 37,1 to 37,8 %, which makes the developed technology promising for processing refractory ASO at Kovdorsky GOK.

Keywords: staffelite, apatite, sludge classes, thickening, flocculation, dispersant reagents, deflocculation, flotation.

Для цитирования: Морозов В. В., Поливанская В. В. Повышение эффективности флотации апатит-штаффелитовых руд с применением режима двухстадиального сгущения шламов. Руды и металлы. 2021. № 4. С. 121–131. DOI: 10.47765/0869-5997-2021-10032.

For citation: Morozov V. V., Polivanskaya V. V. Apatite-staffelite ore flotation efficiency improvement using two-stage slurry thickening. Ores and metals, 2021, № 4, pp. 121–131. DOI: 10.47765/0869-5997-2021-10032.

Апатит-штаффелитовые руды (АШР) являются важным источником производства апатитового концентрата на Ковдорском ГОКе [1]. Однако эффективность обогащения апатит-штаффелитовых руд не достигает плановых показателей, что обусловлено значительными потерями апатита и штаффелита с тонкими классами [13, 14]. Для более полного извлечения фосфатных минералов применяется технология сгущения и флотации шламов с использованием сильных флокулянтов класса полиакриламидов [10, 15]. Применение сильных флокулянтов дало положительный эффект при обогащении лежалых хвостов Ковдорского ГОКа [7], но их использование при обогащении желваковых и апатит-штаффелитовых руд сопровождается существенным снижением эффективности флотации [2, 8]. Причиной потерь тонких классов фосфатных минералов при флотации является их неселективная флокуляция с тонкими классами породообразующих минералов, протекающая в операциях сгущения и непосредственно в флотационных машинах [8].

Повышение эффективности флотации шламовых классов фосфатных минералов достигается созданием условий для дефлокуляции сгущенного продукта и условий для последующей селективной флокуляции [4, 11]. Для решения поставленной задачи применяют несколько реагентов-диспергаторов, включая силикат натрия, фосфорную кислоту, органические полимеры [5, 12, 16].

Задача настоящих исследований – разработка схем и режимов подготовки шламовых классов АШР к флотации с использованием сильных флокулянтов и операции дефлокуляции сгущенного продукта реагентами-диспергаторами, используемыми в базовом режиме флотации.

Характеристика труднообогатимых апатит-штаффелитовых руд. По механическим свойствам АШР Ковдорского месторождения подразделяют на каменистые и рыхлые. Каменистые АШР имеют среднюю плотность 2600 кг/м³, коэффициент крепости по Протодьяконову 4–6, естественную влажность 7 %; относятся к хорошо обогатимым. Рыхлые руды

характеризуются пониженной плотностью (~ 2300 кг/м³), меньшей прочностью (коэффициент крепости по Протодьяконову равен 2–3) и повышенной влажностью (12 %). Наиболее труднообогатимая часть руд – тонкие классы (крупность -0,02 мм). В них преобладают штаффелит (33–38 %), апатит (24–28 %), вермикулит (20–24 %). Шламовые классы массивных руд (класс -0,02 мм) по содержанию P₂O₅ на 12–15 % богаче, чем более крупные классы. Шламовые классы рыхлых измельченных руд по содержанию P₂O₅ и минеральному составу близки к рудной массе в целом.

Штаффелит обладает сниженной флотиремостью по сравнению с апатитом (на 3–8 %), при этом мелкие классы штаффелита из рыхлых апатит-штаффелитовых руд флотируются особенно слабо. Извлечение апатита из рыхлых АШР на 3–5 % ниже, чем из массивных руд. Это объясняется, в первую очередь, тем, что тонкие классы апатита и штаффелита появились при измельчении минеральных образований, характеризующихся существенными гипергенными изменениями, произошедшими в рудах [2, 3].

Отличительная особенность труднообогатимых АШР Ковдорского месторождения заключается в присутствии большого количества шламов. Результаты промышленного опробования показывают, что в исходной дроблёной руде крупностью -25 мм содержание класса -0,04 мм составляет до 15 %. Вторичные шламы, образовавшиеся в процессе рудоподготовки, имеют повышенное содержание P₂O₅, составляющее 18,1–26,4 % (табл. 1). Из результатов анализа гранулометрического состава и содержания P₂O₅ в апатитовом концентрате видно, что тонкие классы АШР извлекаются слабо и существенно снижают качество концентрата (табл. 2).

Представленные результаты обосновывают важность задачи, решаемой в настоящей работе, нацеленной на выбор режимов, обеспечивающих повышение показателей сгущения и флотации шламовых классов АШР.

Методики исследований. Для исследования процессов сгущения шламовых продуктов использовалась установка, обеспечиваю-

щая механическое перемешивание и последующее отстаивание пульпы одновременно в шести цилиндрах, что позволяет определить скорость осаждения шламовых продуктов по границе осветлённой зоны. В ходе эксперимента в водную фазу при перемешивании добавляли реагент-флокулянт, затем мешалку выключали, извлекали её из цилиндра и проводили сгущение слива с контролем границы осветлённой области [9].

При исследовании влияния реагентов-диспергаторов в добавляемую после первичного сгущения и отделения слива водную фазу подавали реагенты-диспергаторы. Дефлокуляция и повторное сгущение шламов осуществлялись в тех же цилиндрах после удаления водной фазы с избытком флокулянта, добавления водной фазы с реагентами-диспергаторами и механического перемешивания. Затем, после извлечения мешалки, проводили процесс повторного сгущения, водную фазу отделяли таким образом, чтобы плотность сгущённого продукта соответствовала требованиям флотации. Отделённая водная фаза, содержащая реагенты-диспергаторы, осветлялась в сгустителе и повторно подавалась в режиме замкнутого водооборота в операцию дефлокуляции сгущённого продукта или в операцию фло-

Табл. 1. Гранулометрический состав и распределение P_2O_5 по классам крупности вторичных шламов рыхлых АШР

Table 1. Granulometric composition and P_2O_5 distribution by size classes by size classes of secondary sludge of loose ASO

Классы крупности, мм	Выход, %	Содержание P_2O_5 , %	Распределение P_2O_5 , %
+0,05	4,9	18,1	3,7
-0,05...+0,032	6,0	19,6	2,4
-0,032...+0,020	3,7	12,4	1,9
-0,020...+0,010	21,4	26,2	22,5
-0,010...+0,005	21,3	26,4	22,7
-0,005	42,7	24,6	45,2
Итого	100,0	23,9	100,0

тации. Сгущённый продукт далее объединялся с песковым продуктом, в них подавались флотационные реагенты и проводился процесс флотации.

Лабораторные исследования обогатимости АШР с применением технологии последовательного сгущения и флотации шламов производились на промышленных продуктах схе-

Табл. 2. Ситовая характеристика апатитового концентрата флотации АШР и показатели обогатимости классов крупности рыхлых руд

Table 2. Sieve characteristics of apatite concentrate made by ASO flotation and washability indices of loose ores' size classes

Классы крупности, мм	Доля класса крупности в концентрате, %	Содержание P_2O_5 в классе крупности руды, %	Содержание P_2O_5 в классе крупности концентрата, %	Извлечение P_2O_5 по классу крупности, %
+0,1	32,2	23,3	36,5	69,3
-0,1...+0,074	20,1	24,9	38,9	71,3
-0,074...+0,040	9,2	26,7	42,7	73,4
-0,040...+0,020	8,7	22,5	42,6	68,9
-0,020...+0,010	9,6	22,2	32,2	47,4
-0,010	8,8	22,5	24,6	38,2
-0,05	11,4	16,4	21,3	24,3
Итого	100,0	22,9	34,9	65,6

мы переработки, включающей операции дробления, отмывки и классификации руды с удалением первичных шламов, измельчения, классификации, сгущения вторичных шламов, флотации [3, 6]. В ходе замкнутых опытов измельчённая апатит-штаффелитовая руда после операции магнитной сепарации подвергалась доизмельчению и обесшламливанию. Пески классификации поступали на песковую флотацию, шламовый продукт направлялся на сгущение и шламовую флотацию. По альтернативной схеме использовалась схема объединённой флотации песков и шламов. Цикл флотации включал основную, перечистную и контрольную операции. Промпродукты схемы разделяли на концентрат и хвосты, которые объединялись с соответствующими продуктами основной схемы. В качестве реагентов-диспергаторов и одновременно депрессоров пустой породы использовали каустическую соду (расход 300 г/т) и жидкое стекло (расход 300 г/т). В качестве собирателя применяли омыленную ЖКТМ (жирнокислотную фракцию талового масла) (расход 350 г/т), в качестве регулятора вспенивания – реагент М-246 (расход 150 г/т).

При лабораторных исследованиях шламовый продукт сгущали с добавлением флокулянта в радиальном сгустителе, слив отправляли в дренаж. Сгущённый продукт разбавляли оборотной водой шламового цикла, направляли на кондиционирование с реагентами-диспергаторами и разделяли на сгущённый продукт и слив. Сгущённый продукт направляли на флотацию, слив повторного сгущения – на отстаивание; очищенная оборотная вода подавалась для разбавления сгущённых шламов первой стадии сгущения (в замкнутых опытах) и на флотацию.

Результаты исследования и их обсуждение. Для выбора оптимальных режимов были поставлены опыты по сгущению и флотации сгущённого шламового класса. Схема опыта включала последовательные операции сгущения шламового класса, полученного в результате классификации измельчённой руды, с применением сильных анионных флокулянтов «Праестол-2530» и «Праестол-2540» и его

флотации с использованием реагентного режима, близкого к режиму флотации измельчённой АШР по проектной схеме переработки. Флотационные опыты на сгущённой пробе шламов показали: зависимости суммарных потерь P_2O_5 от расхода флокулянта в операции сгущения имеют выраженный минимум, что обусловлено возрастанием потерь фосфатных минералов во флотации как при повышении, так и при снижении расхода флокулянта (рис. 1). При расходе флокулянтов «Праестол-2530» и «Праестол-2540» более 15 г/т наблюдается заметное снижение содержания P_2O_5 в апатитовом концентрате (рис. 2).

Снижение качества концентрата, как и увеличение потерь P_2O_5 при повышенных расходах флокулянта, связаны с возрастающей интенсивностью вторичной неселективной флокуляции, протекающей непосредственно во флотационном процессе.

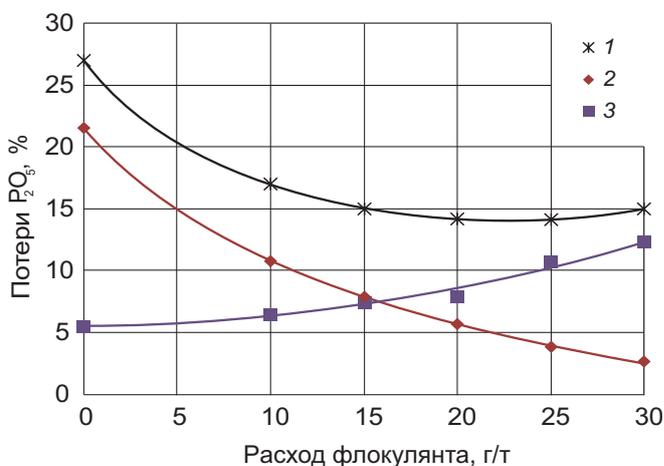


Рис. 1. Зависимость потерь P_2O_5 при сгущении и флотации шламов от расхода флокулянта «Праестол-2540»:

1 – общие потери; 2 – потери в операции сгущения; 3 – потери в операции флотации

Fig. 1. Dependence of P_2O_5 losses during slurry thickening and flotation on “Praestol-2540” consumption:

1 – total losses; 2 – thickening losses; 3 – flotation losses

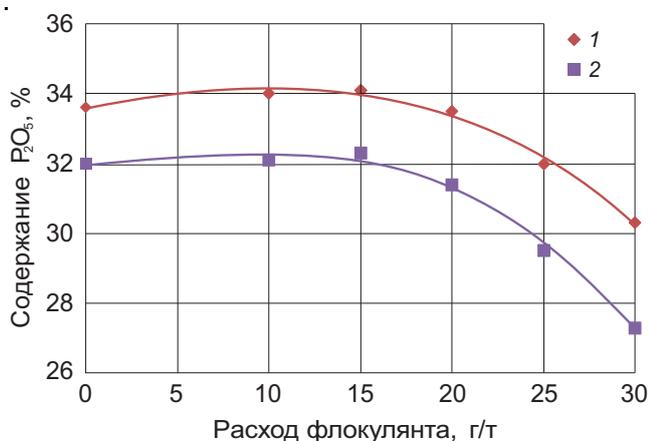


Рис. 2. Зависимость содержания P₂O₅ в концентрате при флотации шламов АШР от расхода флокулянтов:

1 – «Праестол-2530»; 2 – «Праестол-2540»

Fig. 2. Dependence of P₂O₅ content in concentrate during ASO sludge flotation on flocculant consumption:

1 – “Praestol-2530”; 2 – “Praestol-2540”

Для выбора режима сгущения с минимальными потерями тонких классов фосфатных минералов были поставлены седиментационные опыты. Результаты осаждения проб шламов при использовании флокулянта «Праестол-2530» показали, что скорость осаждения, отождествляемая со скоростью увеличения высоты осветлённого слоя, возрастает с повышением расхода как при первичном, так и при вторичном осаждении. Для АШР эффект вторичной флокуляции шламов весьма устойчив и появляется не только при первичном разбавлении сгущённых шламов, но и при последующем (вторичном и третичном) их разбавлении и осаждении.

Эффективность сгущения шламов АШР оценивалась с использованием кинетического показателя флокуляции D , предложенного в работе [4]:

$$D = \frac{V_{\text{осажд}}^{\text{фл}} - V_{\text{осажд}}^{\circ}}{V_{\text{осажд}}^{\circ}} = \frac{h_{\text{осв}}^{\text{фл}} - h_{\text{осв}}^{\circ}}{h_{\text{осв}}^{\circ}},$$

где: $V_{\text{осажд}}^{\text{фл}}$ и $V_{\text{осажд}}^{\circ}$ – скорость осаждения твёрдого при использовании флокулянта и в контрольном опыте (м/с); $h_{\text{осв}}^{\text{фл}}$ и $h_{\text{осв}}^{\circ}$ – высота

осветлённого слоя жидкости (м) при использовании флокулянта и в контрольном опыте.

Показатель флокуляции рассчитывали для начальных участков сравниваемых кривых осаждения (для первых 60 с). Оценка интенсивности вторичной флокуляции проводилась сравнением показателя флокуляции D при повторном и первичном сгущении шламов.

Анализ результатов опытов по сгущению шламов АШР показал, что максимальная скорость осаждения достигается при расходе флокулянтов более 25 г/т шлама (табл. 3). При таком расходе флокулянта показатель флокуляции D достигает максимума.

При использовании выбранных флокулянтов был получен сгущённый материал высокой плотности (с содержанием твёрдого до 45 %). Сравнение результатов выявило, что интенсивность первичного сгущения тонких классов АШР при применении флокулянта «Праестол-2540» на 5–8 % выше, чем при использовании «Праестол-2530». Скорость вторичной флокуляции при использовании более сильного флокулянта «Праестол-2540» существенно выше, чем при применении «Праестол-2530» (см. табл. 3), что, с одной стороны, подтверждает вывод о его большей эффективности, а с другой – говорит о более интенсивном протекании процесса неселективной вторичной флокуляции и вероятном снижении показателей флотации.

По полученным результатам флокулянт «Праестол-2540» был выбран для применения в операции сгущения шламов цикла измельчения АШР. Для повышения извлечения P₂O₅ и качества концентрата была поставлена задача снижения интенсивности вторичной флокуляции и, в оптимальном варианте, обеспечения протекания селективной флокуляции шламов. Такой результат может быть достигнут при использовании реагентов-диспергаторов [11].

На начальном этапе исследовалось влияние реагентов-диспергаторов на вторичную флокуляцию шламов при флотации. Методика эксперимента предполагала подачу в сгущённый продукт перед флотацией реагентов-диспергаторов.

Табл. 3. Значения показателя флокуляции D процессов седиментации шламовых классов при использовании флокулянта

Table 3. Values of flocculation index D for sludge classes sedimentation in flocculant use

Расход флокулянта, г/т	«Праестол-2530»		«Праестол-2540»	
	Первичное сгущение	Вторичная флокуляция	Первичное сгущение	Вторичная флокуляция
0	1	1,3	1	1,3
5	2,2	1,6	2,4	1,7
10	2,7	1,9	2,8	1,95
15	3,5	2,4	3,7	2,35
20	3,7	2,6	3,9	2,5
25	3,6	2,8	3,75	2,7
30	3,4	2,9	3,5	2,85

С учётом ранее выполненных исследований [7] в качестве реагентов испытывалась смесь жидкого стекла и каустической соды (NaOH). Конкретной задачей было определение оптимальных соотношений реагентов-диспергаторов. Результаты экспериментов показали, что наиболее сильным диспергирующим свойством, оцениваемым по значению показателя флокуляции D , обладает смесь жидкого стекла и каустической соды при доле компонентов от 40 до 60 % весовых (рис. 3, кривые 2–4).

Данные исследований позволили рекомендовать смесь жидкого стекла и каустической соды в соотношении близком 1 : 1 для дефлокуляции сгущённого продукта и устранения эффекта вторичной флокуляции шламов АШР в операции флотации. Эффект от использования смеси реагентов-диспергаторов превышает эффективность отдельно взятых реагентов при том же общем расходе. Синергетический эффект связан с переводом жидкого стекла в ионную форму (HSiO_3^- и SiO_3^{2-}), характеризующуюся высокой химической активностью по отношению к поверхности сульфидных минералов.

Анализ зависимости (см. рис. 3) показал, что реагентную обработку для дефлокуляции шламов необходимо проводить при суммарном расходе реагентов-диспергаторов 600–800 г/т. Однако столь высокая концентрация диспергаторов, обладающих свойствами депрессоров

по отношению к фосфатным минералам, не позволяет их эффективно флотировать. Результаты опробования демонстрируют, что фосфатные минералы хорошо извлекаются в концентрат, если суммарная концентрации жидкого стекла и каустической соды во флотационной пульпе не превышает 300–400 мг/л [7,

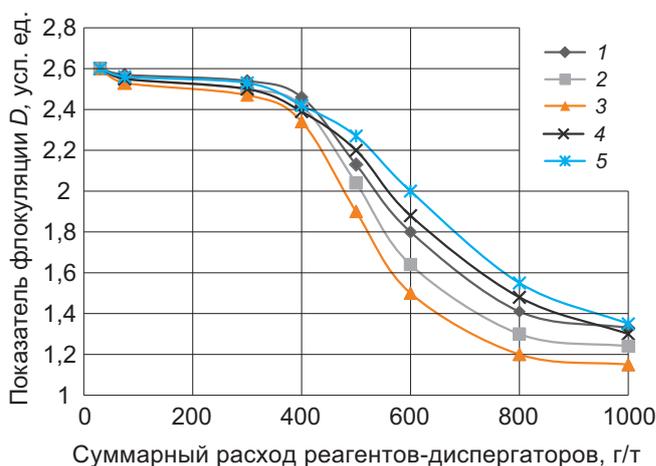


Рис. 3. Зависимость показателя D для вторичной флокуляции шламов от доли жидкого стекла в смеси диспергаторов:

1 – 70 %; 2 – 60 %; 3 – 50 %; 4 – 40 %; 5 – 30 %

Fig. 3. Dependences of D index for secondary slurry flocculation on liquid glass proportion in the dispersant mixture:

1 – 70 %; 2 – 60 %; 3 – 50 %; 4 – 40 %; 5 – 30 %

10]. Поэтому необходимо разбавлять питание шламовой флотации водой или смешивать шламовый продукт с другим продуктом.

Для предотвращения депрессии фосфатных минералов при флотации был использован двухстадиальный режим сгущения шламов, предусматривающий кондиционирование шламовых классов с последовательной подачей сильного флокулянта «Праестол-2540», удаление слива, добавление реагентов-диспергаторов (жидкое стекло + каустическая сода в соотношении 1 : 1), вторую стадию сгущения и объединённую флотацию песковой и шламовой частей исходного питания. Слив второй стадии сгущения после отстаивания направлялся в разбавление сгущённого шлама и на флотацию. Согласно выбранной схеме песковый и шламовый продукты после объединения обрабатывали собирателем и регулятором (ЖКТМ и Неонол). В перечистные операции дополнительно подавали жидкое стекло, в контрольные – собиратель ЖКТМ.

При объединении сгущённых шламов и пескового продукта суммарная концентрация каустической соды и жидкого стекла в водной фазе уменьшилась до 300–400 мг/л, что обе-

спечило эффективное подавление флотации порообразующих минералов при устойчивой флотации апатита и штаффелита. Таким образом, предложенные схемы и режим подготовки шламов к флотации позволяют, с одной стороны, применить эффективные флокулянты и уменьшить потери фосфатных минералов со сливами операции сгущения, а с другой – предотвратить снижение показателей за счёт неселективной флокуляции тонких классов фосфатных минералов и порообразующих минералов непосредственно в процессе флотации.

Предложенный двухстадиальный режим кондиционирования шламового класса перед флотацией был апробирован в лабораторных условиях в открытых опытах с контролем кинетики флотации. Расход применяемых флокулянта «Праестол-2540» – 20 г/т, реагентов-диспергаторов (каустической соды и жидкого стекла) – по 200 г/т. Результаты экспериментов (табл. 4) показывают, что применение двухстадиального режима сгущения с операцией дефлокуляции сгущённых шламов позволяет существенно увеличить скорость флотации фосфатных минералов и их извлечение, при-

Табл. 4. Сравнение показателей флотации измельчённых АШР при использовании одностадиального и двухстадиального режимов кондиционирования сгущённых шламов

Table 4. Comparison of crushed ASO flotation indices in using one-stage and two-stage conditioning modes for thickened slurries

Режим флотации	Класс крупности, мм					
	+ 0,1	+0,074...-0,1	+0,044...-0,074	+0,010...-0,044	-0,010	Среднее
<i>Константа скорости флотации</i>						
Одностадиальный режим сгущения шламов	0,110	0,116	0,130	0,091	0,034	0,110
Двухстадиальный режим сгущения шламов	0,113	0,122	0,131	0,093	0,064	0,124
<i>Извлечение P_2O_5 в концентрат флотации, %</i>						
Одностадиальный режим сгущения шламов	91,4	93,5	94,7	83,3	52,4	86,56
Двухстадиальный режим сгущения шламов	91,5	93,7	95,2	87,9	76,5	89,12

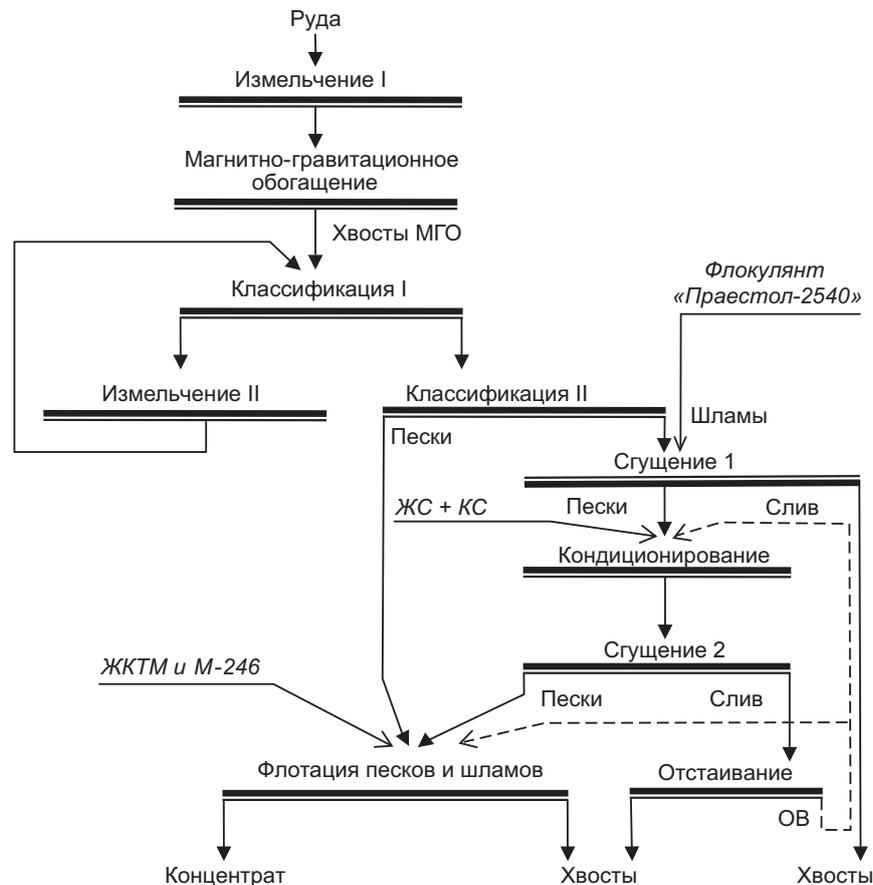


Рис. 4. Схема измельчения и флотации АШР с двухстадиальным циклом сгущения шламов: ЖС – жидкое стекло; КС – каустическая сода; ЖКТМ – жирнокислотная фракция талового масла; ОВ – оборотная вода

Fig. 4. Scheme of ASO grinding and flotation involving two-stage slurry thickening cycle:

ЖС – liquid glass; КС – caustic soda; ЖКТМ – tall oil fatty acid fraction; ОВ – recycled water

чём в наибольшей степени – для шламового класса -0,01 мм.

Причина улучшения показателей флотации – разрушение неселективных флокул апатитовых минералов с минералами пустой породы и реализация процесса селективной флокуляции, позволяющей вывести из процесса часть шламовых классов породообразующих минералов на второй стадии сгущения.

Укрупнённые лабораторные исследования режима подготовки шламовых классов измельчённых АШР к флотации проводились по замкнутой схеме, включающей процессы измельчения, классификации, сгущения и флотации. Выделенный в операции классифика-

ции шламовый продукт поступал на операцию сгущения с применением флокулянта «Праестол-2540». Сгущённые шламы с содержанием твёрдого 48 % разбавлялись до 35 % тв. и подвергались кондиционированию с реагентами-диспергаторами при расходе жидкого стекла 400 г/т и каустической соды 400 г/т шламов, повторно сгущались в радиальном сгустителе и направлялись на флотацию.

Слив сгустителя второй стадии содержит бедный по P_2O_5 шламовый продукт (15,4 %), направление которого на флотацию нецелесообразно. Водная фаза слива содержит повышенные концентрации жидкого стекла и оксида натрия (500–600 мг/л), что позволяет

Табл. 5. Результаты укрупнённых лабораторных исследований по флотации АШР с применением сгущения и дефлокуляции шламов

Table 5. Laboratory study results for ASO flotation using slurry thickening and deflocculation

Схема измельчения и флотации	Извлечение P_2O_5 в концентрат, %	Содержание P_2O_5 в концентрате, %
Со сгущением шламов и совмещённой флотацией песков и шламов	70,1	37,1
С двухстадийным сгущением шламов и совмещённой флотацией песков и шламов	71,5	37,8

использовать её после отстаивания в режиме замкнутого водооборота в технологическом процессе для разбавления сгущённых шламов и в цикле флотации (рис. 4).

В качестве реагентов-диспергаторов использовали каустическую соду и жидкое стекло при расходе 300 и 300 г/т соответственно. В качестве собирателя применяли омыленную ЖКТМ при расходе 350 г/т. Для регулирования вспенивания подавали реагент М-246 (150 г/т). Результаты укрупнённых лабораторных исследований, представленные в табл. 5, показали эффективность разработанного режима подготовки шламового класса АШР к флотации, который позволил повысить извле-

чение P_2O_5 на 1,4 % и получить качественный концентрат (37,8 % P_2O_5).

Полученные при укрупнённых испытаниях технологические результаты оказались выше, чем в исходной схеме, как по извлечению P_2O_5 , так и по качеству концентрата, что послужило основанием того, чтобы рекомендовать разработанный режим подготовки измельчённых АШР к флотации для промышленного освоения.

Выводы. Проведённые исследования доказали, что применение сильных флокулянтов требует специальной подготовки сгущённых шламов к операции флотации, обеспечивающей комбинирование операций сгущения и дефлокуляции в целях разрушения неселективных агрегатов фосфатных и породообразующих минералов. Предложен режим подготовки шламов АШР к флотации, включающий сгущение сливов операции классификации с применением флокулянта «Праестол-2540», кондиционирование сгущённого продукта с добавками жидкого стекла и каустической соды в соотношении 1 : 1, разбавление и повторное сгущение дефлокулированных шламов, флотацию объединённого пескового и шламового продуктов, возврат водной фазы слива повторного сгущения в технологический процесс. Укрупнёнными лабораторными испытаниями показана эффективность применения разработанного режима, который обеспечивает суммарное увеличение извлечения P_2O_5 из руды с 70,1 до 71,5 % при повышении массовой доли P_2O_5 с 37,1 до 37,8 %, что делает разработанную технологию перспективной для переработки труднообогатимых АШР Ковдорского месторождения.

Список литературы

1. Белобородов В. И., Захарова И. Б., Андронов Г. П. Перспективы развития фосфорсодержащей минерально-сырьевой базы ОАО «Ковдорский ГОК» // Горный журнал. – 2010. – № 9. – С. 73–77.
2. Лыгач А. В., Игнаткина В. А., Лыгач В. Н. Новые технологии переработки фосфорсодержащих руд // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2016. – № 1. – С. 345–359.
3. Михайлова А. В., Гараничев Я. В. Исследования флотации апатита из руды Ковдорского месторождения // Горный журнал. – 2010. – № 10. – С. 42–44.
4. Небера В. П. Флокуляция минеральных суспензий. – М. : Недра, 1983. – 288 с.

5. Пестряк И. В. Обоснование и разработка эффективных методов кондиционирования оборотных вод обогатительных предприятий // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2018. № 7. – С. 153–159.
6. Поливанская В. В., Морозов В. В. Повышение эффективности флотации апатит-штаффелитовых руд путём регулирования агрегативной устойчивости шламов // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: материалы XXIII Международной научно-технической конференции, проводимой в рамках XVI Уральской горнопромышленной декады. – 2018. – С. 109–112.
7. Поливанская В. В., Морозов В. В., Сименел А. А. Повышение эффективности флотации фосфатных руд на основе регулирования агрегативной устойчивости шламов // Материалы Международной научно-практической конференции «50 лет Российской научной школе комплексного освоения недр Земли». – ИПКОН РАН, 2017. – С. 45–47.
8. Туголуков А. В., Бармин И. С., Новожилова В. В., Брыляков Ю. Е. Исследование и оптимизация технологии флотационного обогащения руд Ковдорского апатит-штаффелитового месторождения // Горный журнал. – 2012. – № 10. – С. 71–76.
9. Фридрихсберг Д. А. Курс коллоидной химии. – М.: Химия, 2010. – 416 с.
10. Chaimaa Ben Skouraa, Soukaina Ettouimib, Zineb Largateb Faïçal, Guennounb Salaheddine Albustamib. Modelling and Simulation of Slurry Phosphate Thickening // Procedia Engineering. – 2016. – № 138. – P. 131–141.
11. Elbendary A., Aleksandrova T., Nikolaeva N. Influence of operating parameters on the flotation of the Khibiny Apatite-Nepheline Deposits // Journal of Materials Research and Technology. – 2019. – V. 8, № 6. – P. 5080–5090.
12. Liu X., Ruan Y., Li C., Cheng R. Effect and mechanism of phosphoric acid in the apatite/dolomite flotation system // International Journal of Mineral Processing. – 2017. – V. 167. – P. 95–102.
13. Santana R. C., Duarte C. R., Ataíde C., Barrozo M. Flotation Selectivity of Phosphate Ore: Effects of Particle Size and Reagent Concentration // Separation Science and Technology. – 2011. – V. 46 (9). – P. 1511–1518. DOI: 10.1080/01496395.2011.561268.
14. Wei S., Sonsie R., Forbes E., Franks G. V. Flocculation/flotation of hematite fines with, anionic temperature responsive polymer acting as a selective flocculant and collector // Minerals Engineering. – 2015. – V. 77. – P. 64–71.
15. Yaoyang Ruan, Dongsheng He, Ruan Chi. Review on Beneficiation Techniques and Reagents Used for Phosphate Ores // Minerals. – 2019. – № 9. – P. 1–18.
16. Yehia A., Khalek M. A., Ammar M. Cellulase as a new phosphate depressant in dolomite-phosphate flotation // Physicochemical Problems of Mineral Processing. – 2017. – V. 53. – P. 1092–1104.

References

1. Beloborodov V. I., Zakharova I. B., Andronov G. P. Perspektivy razvitiya fosforsoderzhashchei mineral'no-syr'evoi bazy OAO "Kovdorskii GOK" [Prospects for the development of the phosphorus-containing mineral resource base of JSC "Kovdorskii GOK"], *Gornyi zhurnal [Mining Journal]*, 2010, No 9, pp. 73–77. (In Russ.).
2. Lygach A. V., Ignatkina V. A., Lygach V. N. Novye tekhnologii pererabotki fosforsoderzhashchikh rud [New technologies for processing phosphorus-containing ores [Mining information and analytical bulletin (scientific and technical journal)], *Gornyi informatsionno-analiticheskii byulleten' (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) [Mining informational and analytical bulletin (scientific and technical journal)]*, 2016, No 1, pp. 345–359. (In Russ.).
3. Mikhailova A. V., Garanichev Ya. V. Issledovaniya flotatsii apatita iz rudy Kovdorskogo mestorozhdeniya [Studies of apatite flotation from Kovdorskoye ore deposit], *Gornyi zhurnal [Mining Journal]*, 2010, No 10, pp. 42–44.
4. Hebera B. P. Flokulyatsiya mineral'nykh suspenziy [Flocculation of mineral suspensions], Moscow, Nedra Publ., 1983, 288 p.
5. Pestryak I. V. Obosnovanie i razrabotka effektivnykh metodov konditsionirovaniya oborotnykh vod obogatitel'nykh predpriyatii [Substantiation and development of effective methods of conditioning of circulating waters of concentrating enterprises], *Gornyi informatsionno-analiticheskii byulleten' (nauchno-tekhnicheskii zhurnal) [Mining informational*

- and analytical bulletin (scientific and technical journal)], 2018, No 7, pp. 153–159. (In Russ.).
6. Polivanskaya V. V., Morozov V. V. Povyshenie effektivnosti flotatsii apatit-shtaffelitovykh rud putem regulirovaniya agregativnoi ustoichivosti shlamov [Improving the efficiency of flotation of apatite-staffelite ores by regulating the aggregative stability of sludge], *Nauchnye osnovy i praktika pererabotki rud i tekhnogennogo syr'ya: materialy XXIII Mezhdunarodnoi nauchno-tekhnicheskoi konferentsii, provodimoi v ramkakh XVI Ural'skoi gornopromyshlennoi dekady* [Scientific foundations and practice of processing ores and technogenic raw materials: materials of the XXIII International Scientific and Technical Conference held within the framework of the XVI Ural Mining Decade], 2018, pp. 109–112.
 7. Polivanskaya V. V., Morozov V. V., Simenel A. A. Povyshenie effektivnosti flotatsii fosfatnykh rud na osnove regulirovaniya agregativnoi ustoichivosti shlamov [Improving the efficiency of phosphate ore flotation based on regulation of aggregate stability of sludge], *Materialy Mezhdunarodnoi nauchno-prakticheskoi konferentsii "50 let Rossiiskoi nauchnoi shkole kompleksnogo osvoeniya neдр Zemli"* [Materials of the International Scientific and Practical Conference "50 years of the Russian Scientific School of integrated development of the Earth's Interior"], IP-KON RAN Publ., 2017, pp. 45–47.
 8. Tugolukov A. V., Barmin I. S., Novozhilova V. V., Brylyakov Yu. E. Issledovanie i optimizatsiya tekhnologii flotatsionnogo obogashcheniya rud Kovdorskogo apatit-shtaffelitovogo mestorozhdeniya [Research and optimization of the technology of flotation enrichment of ores of the Kovdorsky apatite-staffelite deposit], *Gornyi zhurnal* [Mining Journal], 2012, No 10, pp. 71–76.
 9. Fridrikhsberg D. A. Kurs kolloidnoi khimii [Colloidal chemistry course], Moscow, Khimiya Publ., 2010, 416 p.
 10. Chaimaa Ben Skouraa, Soukaina Ettouimib, Zineb Largeteb Faïçal, Guennounb Salaheddine Albustamib. Modelling and Simulation of Slurry Phosphate Thickening, *Procedia Engineering*, 2016, No 138, pp. 131–141.
 11. Elbendary A., Aleksandrova T., Nikolaeva N. Influence of operating parameters on the flotation of the Khibiny Apatite-Nepheline Deposits, *Journal of Materials Research and Technology*, 2019, V. 8, No 6, pp. 5080–5090.
 12. Liu X., Ruan Y., Li C., Cheng R. Effect and mechanism of phosphoric acid in the apatite/dolomite flotation system, *International Journal of Mineral Processing*, 2017, V. 167, pp. 95–102.
 13. Santana R. C., Duarte C. R., Ataíde C., Barrozo M. Flotation Selectivity of Phosphate Ore: Effects of Particle Size and Reagent Concentration, *Separation Science and Technology*, 2011, V. 46(9), pp. 1511–1518, DOI: 10.1080/01496395.2011.561268.
 14. Wei S., Sonsie R., Forbes E., Franks G. V. Flocculation/flotation of hematite fines with, anionic temperature responsive polymer acting as a selective flocculant and collector, *Minerals Engineering*, 2015, V. 77, pp. 64–71.
 15. Yaoyang Ruan, Dongsheng He, Ruan Chi. Review on Beneficiation Techniques and Reagents Used for Phosphate Ores, *Minerals*, 2019, No 9, pp. 1–18.
 16. Yehia A., Khalek M. A., Ammar M. Cellulase as a new phosphate depressant in dolomite-phosphate flotation, *Physicochemical Problems of Mineral Processing*, 2017, V. 53, pp. 1092–1104.

Авторы

Морозов Валерий Валентинович

доктор технических наук, профессор
dchmggu@mail.ru

Поливанская Валерия Владимировна

доцент
vpolivaskaya@misis.ru

ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», г. Москва

Authors

Morozov Valery Valentinovich

Doctor of technical sciences, Professor
dchmggu@mail.ru

Polivanskaya Valeriya Vladimirovna

Associate professor
vpolivaskaya@mail.ru

National University of Science and Technology (MISIS),
Moscow, Russia