

УДК 622.364:622.765

**Ф. Ф. Можейко, Т. Н. Поткина, И. И. Гончарик, А. И. Войтенко, В. В. Шевчук**  
Институт общей и неорганической химии Национальной академии наук Беларуси

**КОМБИНИРОВАННЫЕ МЕТОДЫ ПОЛУЧЕНИЯ  
ВЫСОКОКАЧЕСТВЕННОГО ФОСФАТНОГО КОНЦЕНТРАТА  
И КОНДИЦИОННОЙ ФОСФОРИТНОЙ МУКИ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ  
ЖЕЛВАКОВЫХ ФОСФОРИТОВ**

Изложены результаты исследований по разработке комбинированной технологии обогащения низкосортных желваковых фосфоритов с применением промывки, классификации исходной руды, последующих основной и контрольных флотаций, двух-трех перечистных операций черного концентрата. Новизной работы является применение нетрадиционных методов обесшламливания измельченной руды. Предложено два метода облагораживания измельченной фосфоритовой руды: удаление наиболее вредных глауконитовых и глинистых минералов в голове технологического процесса флотационным обесшламливанием; удаление глауконитовых и глинистых минералов путем сепарации фосфоритовой руды в сильном электромагнитном поле, основанное на существенном различии магнитной восприимчивости этих минералов. Получен фосфоритный концентрат (содержание  $P_2O_5$  – 27,2%) и фосфоритная мука (содержание  $P_2O_5$  – 20,0%).

**Ключевые слова:** желваковые фосфориты, флотация, обесшламливание, магнитная сепарация.

**F. F. Mozheyko, T. N. Potkina, I. I. Goncharik, A. I. Voytenko, V. V. Shevchuk**  
Institute of General and Inorganic Chemistry of the National Academy of Sciences of Belarus

**COMBINED METHOD OF HIGH-QUALITY PHOSPHATE CONCENTRATE  
AND CONDITIONING PHOSPHATE FLOUR OBTAINING  
AT ENRICHMENT NODULAR PHOSPHORITE**

The results of research for development of combined technology enrichment of low-grade nodular phosphorite using washing, the classification of the original ore, the main and control flotation, two or three cleaner flotation of rougher concentrate. The work originality is the use of non-traditional methods desliming crushed ore. It was proposed two methods of refining crushed phosphate rock: removal the most harmful of glauconite and clay minerals in the head flotation process by flotation; removal of glauconite and clay minerals by separation of phosphate rock in a strong electromagnetic field, based on a significant difference in the magnetic susceptibility of these minerals. Consequently it was obtained phosphorite concentrate ( $P_2O_5$  content – 27.2%) and phosphate powder ( $P_2O_5$  content – 20.0%).

**Key words:** nodular phosphorite, flotation, desliming, magnetic separation.

**Введение.** Среди известных макроэлементов важнейшая роль в жизни растений и животных принадлежит соединениям фосфора. Из почвы фосфор извлекается растениями в виде растворимых фосфорных солей и перерабатывается ими в фосфорсодержащие белковые вещества. Естественное пополнение фосфора незначительно, поэтому недостаток соединений фосфора, крайне нужного растениям, в обязательном порядке необходимо восполнить внесением фосфорных удобрений [1]. Постоянно растущий дефицит в фосфорных удобрениях, наблюдаемый в последнее время в сельском хозяйстве нашей страны, неизбежно приведет к уменьшению урожайности сельскохозяйственных культур, снижению плодородия почв [2].

Известно [3], что трудности обогащения желваковых фосфоритов, к которым относятся белорусские месторождения, в частности Мстиславское, обусловлены сложным минераль-

ным составом, тонким взаимопроращением фосфата и железосодержащих минералов, наличием глинистых веществ и растворимых соединений. Все это делает практически невозможным получение из них традиционными методами обогащения высококачественных концентратов, пригодных для сернокислотной переработки на концентрированные фосфорные удобрения без применения новых технологических приемов, принципиально изменяющих свойства руды. В связи с этим нами выполнены исследования в области флотации, магнитной сепарации, термического воздействия (обжига) на показатели обогащения желваковых фосфоритов Мстиславского месторождения.

**Основная часть.** Ранее выполненными исследованиями [4] показано, что желваковые фосфоритные руды Республики Беларусь состоят в основном из фосфата, кварца, песка, глауконита. Установлено, что преобладающее

количество фосфатного материала сосредоточено во фракциях крупностью +0,5 мм. В некоторых пробах в классе +1 мм концентрируется до 89–93,7% всего фосфата, содержащегося в руде. Большая масса нефосфатного материала в виде песка (65–80%) находится в более мелких классах, менее 0,5 мм. Это создает благоприятные условия для выделения в процессе промывки и классификации в тонкие классы основной массы песка и последующей флотации мытой фосфоритовой руды. Однако необходимо отметить, что химический анализ концентратов, полученных при обогащении фосфоритов методом флотации, показывает, что в некоторых пробах концентратов наблюдается повышенное содержание окислов железа и алюминия, которые в процессе производства экстракционной фосфорной кислоты связывают часть кислоты в соединения, плохо усваиваемые растениями.

Определены параметры промывки и диспергирования фосфоритов Мстиславльского месторождения. Исходная руда промывалась на ситах с диаметром отверстий 10 мм при разжижении Ж : Т = 2,5 : 2,7. Подрешеточный продукт сита (–10 мм) подвергался вторичной промывке водой на ситах с диаметром отверстий 1 мм при Ж : Т = 4,5. Выход отвальных хвостов (фракция –1 мм) равен 43,9% при концентрации  $P_2O_5$  1,42%. получен мытый фосфоритовый концентрат, содержащий ~16%  $P_2O_5$  с извлечением последнего 93,5% (табл. 1). Результаты химического анализа промытой фосфоритной муки показали, что в ней уменьшилось содержание оксидов кремния, алюминия и железа.

Таблица 1

**Гранулометрический состав  
промытой фосфоритовой руды  
и распределение  $P_2O_5$  в классах**

Классы, мм	Выход, %	Содержание $P_2O_5$ , %
+10	33,4	15,52
–10 + 1,0	22,7	16,70
–1,0	43,9	1,42
Исходная руда	100,0	9,60

Полученный мытый фосфоритовый концентрат измельчался в шаровой мельнице по классу –0,16 мм с содержанием класса –0,071 мм около 50% и подвергался дальнейшему обогащению методом флотации. Показана принципиальная возможность дообогащения мытых желваковых фосфоритов Мстиславльского месторождения методом флотации по анионной схеме. Время основной флотации составляет 7–10 мин, перечистных операций – 5–7 мин. Оптимальным

соотношением твердого к жидкому является Т : Ж = 1 : 1,6–3. Значение рН, создаваемого содой – 8,5–9,5.

Установлено, что лучшими собирателями для флотации мытых желваковых фосфоритов Мстиславльского месторождения являются карбоновые кислоты, собирательное действие которых зависит от длины их углеводородной цепи, состава и строения. Эффект лучшей гидрофобизации, а следовательно и более успешной флотации, достигается при длине гидрофобного радикала кислот  $C_{12}$ – $C_{18}$ . По степени насыщения углеводородных связей наиболее активными являются мыла непредельных жирных кислот, в частности олеат натрия, и их технические продукты – таловое масло и сульфатное мыло. При расходе олеата натрия в количестве 1500–2000 г/т достигнуто высокое извлечение  $P_2O_5$  (94–95,5%) в пенный продукт при содержании  $P_2O_5$  21,3–22,5%.

Эффективность разделения желваковых фосфоритных руд [5, 6] невысока и составляет 32–39% при содержании  $P_2O_5$  в концентрате 27–28%, тогда как для хибинских апатитов эти величины соответственно составляют 87 и 39,4. Как известно, краевой угол смачивания апатита – 32°, фторкарбонатапатитов – не превышает 10–15°, вследствие этого получить высококачественные концентраты из фосфоритовых руд при прочих равных условиях всегда более трудно по сравнению с обогащением апатитовых руд. При необходимом для раскрытия фосфоритных руд тонком измельчении образуется большое количество изоморфных глинистых примесей, обуславливающих повышенную гидратированность минералов.

С целью получения фосфоритовых концентратов, пригодных для химической переработки на экстракционную фосфорную кислоту и получения на ее основе водорастворимых комплексных фосфорных удобрений проведены перечистки черного концентрата основной флотации (табл. 2). Из приведенных данных видно, что полученные на данном этапе фосфоритовые концентраты основной флотации и концентраты после двух перечисток содержат соответственно 20,5–21,3% и 27–28%  $P_2O_5$ . По существующим в настоящее время требованиям фосфоритовые концентраты с содержанием 27–28%  $P_2O_5$  пригодны для химической переработки. Удовлетворяют они также по содержанию оксидов железа (1,51%), алюминия (1,12%), магния (1,05%), кремния (5,3%) и гранулометрическому составу. Концентраты основной флотации без соответствующих перечистных операций могут быть использованы в качестве фосфоритовой муки 3-го сорта.

Таблица 2

## Результаты химического анализа концентратов фосфоритов Мстиславльского месторождения

Компонент	Содержание компонента, %				
	Исходная руда	Мытая руда по классу +1 мм	Концентрат основной флотации	Концентрат 1-й перерешетки	Концентрат 2-й перерешетки
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	9,55	15,76	21,37	26,96	28,04
SiO <sub>2</sub>	63,31	49,85	23,81	8,14	5,30
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	2,65	2,28	2,61	1,76	1,51
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	1,66	0,91	1,43	1,2	1,12
CaO	16,13	24,08	36,21	43,01	45,67
MgO	0,28	0,40	0,86	0,96	1,05
K <sub>2</sub> O	0,98	0,79	–	–	–
Na <sub>2</sub> O	0,40	0,80	–	–	–
CO <sub>2</sub>	2,25	2,93	–	–	–
TiO <sub>2</sub>	0,19	0,18	–	–	–
SO <sub>3</sub>	0,1	0,15	1,82	2,45	2,67
F	–	–	2,34	3,40	3,41
H <sub>2</sub> O	–	–	0,65	0,5	0,45
Нерастворимый остаток	–	–	0,99	0,59	0,36
Потери при прокаливании	–	5,24	8,92	10,33	10,82

Наряду с этим в ходе исследований выявился ряд неотложных проблем по обогащению белорусских фосфоритовых руд, комплексному использованию других вскрышных пород, обусловленных сложным химико-минералогическим составом желваковых фосфоритов, тонкой вкрапленностью фосфатов, наличием глинистых и других вредных примесей, осложняющих флотационный процесс обогащения белорусских фосфоритов. Эти осложнения в основном состоят:

- в больших удельных расходах реагентов, применяемых для флотационного обогащения руд Мстиславльского месторождения, которые в 5–10 раз выше, чем при обогащении апатитовых руд, вследствие тонкого измельчения белорусских фосфоритов с целью получения высококачественного флотационного концентрата и снижения потерь P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> с отходами производства;

- в образовании стабильной объемной пены во флотационных машинах вследствие образования так называемой «трехфазной пены», пузырьки которой стабилизированы очень тонкими минеральными частицами;

- в низкой эффективности процессов обезвоживания продуктов обогащения белорусских фосфоритов (осветления, сгущения, фильтрации, сушки) вследствие тонкодисперсного состава перерабатываемых суспензий;

- в значительном колебании качественно-количественных показателей обогащения белорусских фосфоритов при изменении (даже незначительном) химико-минералогического и granulometricheskogo составов.

Отмеченные выше трудности и осложнения, возникающие при обогащении желваковых фосфоритов Мстиславльского месторождения методом промывки и флотации, характерны также при обогащении желваковых фосфоритов других месторождений, прежде всего Российских: Верхнекамского и Егорьевского. Из-за этих осложнений процесс обогащения фосфоритовых руд на этих месторождениях ограничивался проведением классифицирующей промывки и только одной основной флотации мытой руды. Дополнительные перерешетные операции по повышению качества полученного концентрата основной флотации не проводились. Основной причиной этого является образование стабильной объемной пены во флотационных машинах. Такая пена понижает эффективность перерешетных операций, увеличивает потери P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> со сливом сгустителей, плохо перекачивается и фильтруется.

Другой причиной низкой рентабельности фосфоритовых предприятий России являлось низкое извлечение P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> в концентрат в связи с большими потерями его со шламами в процессе механического обесшламливания фосфоритовой руды.

Поскольку твердость по шкале Мооса, определяющая также и прочность на измельчение, глауконита (2,5) очень близка к твердости фосфорита (2,0–2,5), то при тонком измельчении фосфоритовой руды эти минералы будут сильно переизмельчаться, а крупность их частиц будет практически одинакова. Эти же минералы имеют также очень близкую плотность:

2890 кг/м<sup>3</sup> для фторкарбонатапатита с 32%-м содержанием P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>; 2850 кг/м<sup>3</sup> – для глауконита и доломита, 2650 кг/м<sup>3</sup> – для каолинита и кварца [7]. В процессе механического обесшламливания фосфоритовой руды как в поле сил тяжести (в гидросепараторах, спиральных и других классификаторах), так и в центробежном поле (в гидроциклонах) скорости осаждения этих минералов в водной среде будут близки, что всегда приведет к большим потерям полезного компонента (фторкарбонатапатита). Таким образом, механическое обесшламливание фосфоритов, основанное на различии скоростей осаждения фосфатных и сопутствующих минералов, должно быть дополнено или заменено другими нетрадиционными методами обогащения исходной фосфоритовой руды. Практическая реализация этих методов позволит, с одной стороны, уменьшить потери P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> со шламами, с другой стороны, использовать шламы для получения других форм комплексных удобрений, в том числе суспендированных.

В связи с этим нами предложено два метода обогащения измельченной фосфоритовой руды:

– удаление наиболее вредных глауконитовых и глинистых минералов в голове технологического процесса флотационным обесшламливанием;

– удаление глауконитовых и глинистых минералов путем сепарации фосфоритовой руды в сильном электромагнитном поле, основанное на существенном различии магнитной восприимчивости этих минералов.

В качестве реагентов-коллекторов для шламовой флотации предлагается использовать неионогенные ПАВ: оксиэтилированные алкилфенолы (ОЭАФ), спирты и кислоты. Катионные ПАВ типа алкилпиридинийсульфата, которые по ранее полученным данным являются наиболее эффективными коллекторами глинисто-карбонатных примесей калийных руд, не могут быть использованы в качестве коллекторов глинисто-глауконитовых минералов, так как они отрицательно влияют на последующий процесс анионной флотации фосфоритов.

Установлено, что с ростом степени оксиэтилирования молекул коллектора существенно увеличивается их собирательная способность, которая не зависит от pH пульпы и наличия солей жесткости. В качестве основного реагента-коллектора для флотационного обесшламливания фосфоритовой руды использованы неионогенные ПАВ – оксиэтилированный алкилфенол – препарат ОП-10, а также реагент СУП (ТУ РБ 14576842 002-95). По химическому составу он представлен смесью различных эфиров этиленгликоля.

Результаты исследования собирательного действия неионогенных ПАВ типа оксиэтилированных эфиров алкилфенолов на глинистые дисперсии (табл. 3) показали, что с ростом концентрации собирательная способность ПАВ по отношению к глинистым примесям закономерно возрастает. Экспериментально подтверждено, что основным фактором, обуславливающим эффективность собирательного действия ПАВ при флотационном обесшламливании руд, является их гидрофобизирующее действие на глинистые минералы, которое определяется длиной углеводородного радикала, составом и местоположением функциональных групп в молекулах реагента. Эффекты максимального собирательного, гидрофобизирующего и флокулирующего действия реагентов-коллекторов совпадают и достигаются в области концентрации, соответствующей завершению формирования первого сорбционного слоя на глинистых минералах.

Таблица 3

**Результаты шламовой и основной флотации фосфоритовой руды с применением в качестве собирателя шламов препарата ОП-10 и СУП (расход соды – 3000 г/т, жидкого стекла – 750 г/т, олеата натрия – 1000 г/т)**

Расход, г/т	Шламовая флотация, % P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>			Основная флотация, % P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	
	γ	β	ε	β	ε
ОП-10					
0	1,4	17,4	1,4	19,3	90,1
200	1,8	19,7	2,5	20,8	91,3
400	3,8	19,9	11,4	21,1	92,4
600	11,8	21,0	13,4	22,8	94,0
СУП					
400	2,8	20,1	3,2	21,8	92,0
600	5,4	20,0	6,1	22,3	93,3
800	7,1	20,3	8,1	22,5	93,6
1000	8,3	20,7	9,6	22,8	93,6
Механическое обесшламливание	27,8	14,7	27,8	18,8	85,3

*Примечание.* γ – выход; β – содержание P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>; ε – извлечение P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>. То же для табл. 4.

Как видно из приведенных данных, потери P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> со шламами при использовании в качестве собирателя ОП-10 (по извлечению) составляют 13,4%, реагента СУП – 9,6%, а при механическом обесшламливании (которое применялось на фосфоритовых обогатительных фабриках в России) – 27,8%. Применение предварительного обесшламливания позволяет получить концентрат основной флотации с более высоким

содержанием  $P_2O_5$  (почти на 4%). Выделенные в процессе шламовой флотации пенные продукты содержат 19,7–20,7%  $P_2O_5$  и могут быть использованы для получения комплексных НПК-содержащих удобрений.

Вторым способом сокращения потерь  $P_2O_5$  при обесшламливании фосфоритовой руды нами предлагается метод обесшламливания руды путем ее сепарации в сильном магнитном поле. При ее применении предполагается получить фосфоритовый концентрат с пониженным содержанием оксидов железа, полностью пригодный для серноокислотной переработки фосфоритов с целью получения качественной экстракционной фосфорной кислоты. Предпосылкой этого метода служит наличие в фосфоритной руде магнитных минералов – глауконита и сидерита. Главным носителем железа в пробах фосфоритовой руды Мстиславльского месторождения является глауконит, относительное содержание которого в рудах указанных месторождений находится в пределах 15–30% с крупностью 0,03–0,5 мм (преобладающей 0,1–0,2 мм). Глауконит является парамагнитным минералом с удельной магнитной восприимчивостью  $67 \cdot 10^{-6}$ – $114 \cdot 10^{-6} \text{ г}^{-1}$ . Глауконит с повышенным содержанием железа, более 33%  $Fe_2O_3$ , характеризуется более высокой магнитной восприимчивостью ( $114 \cdot 10^{-6}$ – $123 \cdot 10^{-6} \text{ г}^{-1}$ ). Наибольшей магнитной восприимчивостью обладает сидерит. Фосфат и кварц практически немагнитны. Их удельная магнитная восприимчивость составляет  $4 \cdot 10^{-6}$  и  $0,2 \cdot 10^{-6} \text{ г}^{-1}$  соответственно. Величина удельной магнитной восприимчивости глауконита, по сравнению с кварцем и фосфатом, оказалась достаточной для селективного его выделения в высокоинтенсивном магнитном поле.

Исследования по магнитной сепарации проводились на первичном концентрате мытой технологической пробы руды Мстиславльского месторождения флотационного помола –0,16 мм с использованием электромагнитного сепаратора 138Т конструкции Механобр, а также на магнитном сепараторе конструкции УП «Феррит» (г. Минск), магнитная индукция которого на рабочей части магнитного барабана составляет 400–1000 мТл. Предварительные исследования показали, что с увеличением напряженности магнитного поля, пропорциональной силе тока, возрастает выход магнитной фракции. Так, при силе тока 4 А выход магнитной фракции составляет 12,3% против 2,8% при силе тока 1 А. Магнитные фракции представляют собой магнетит при содержании 6,2%  $Fe_2O_3$ , сростки фосфата с магнетитом, глауконитом, гранатом, кальцитом, окалиной. Немагнитная фракция представляет собой глинисто-карбо-

натный материал, склеенный во флокулы с фосфатом, шламистым глинистым материалом с примесями глауконита.

Качественно-количественные показатели магнитного обогащения мытого желвакового материала Мстиславльского месторождения представлены в табл. 4.

Как видно из табл. 4, в результате магнитной сепарации получается немагнитная фракция, содержащая 21,0%  $P_2O_5$  и 1,6%  $Fe_2O_3$ ; 0,7%  $Al_2O_3$  при извлечении  $P_2O_5$  81,6% от мытой руды. В магнитную фракцию извлекается 64,4%  $Fe_2O_3$  и 59,2%  $Al_2O_3$ . Потери полезного компонента, т. е.  $P_2O_5$  составляют 6,1% от исходной руды. Таким образом, приведенные данные свидетельствуют о высокой эффективности процесса магнитного обогащения глауконитово-песчаных фосфоритных руд.

Полученная немагнитная фракция подвергалась доизмельчению до –0,16 мм и дальнейшему обогащению методом флотации. Флотацию осуществляли по анионной схеме, включающей основную и контрольную флотацию, три перечистных операции. Результаты сравнительных опытов по флотации исходной фосфоритовой руды крупностью 0,16 мм и немагнитной фракции этой руды после ее сепарации в сильном магнитном поле показали, что флотация немагнитной фракции, даже при наличии в ней значительного количества тонкодисперсных классов (около 20% меньше 0,063 мм), протекает значительно эффективнее, чем флотация исходной руды. Получаемые после флотации немагнитной фракции концентраты как основной флотации, так и трех перечистных операций содержат на 2–3% больше  $P_2O_5$ , чем концентраты флотации исходной руды (табл. 5).

В заключение отметим, что магнитная сепарация может быть использована также для улучшения качества первичного концентрата. Результаты опытов по доводке высушенного концентрата, полученного после флотации исходной руды и содержащего 26,2%  $P_2O_5$ , показали, что при сепарации этого концентрата в магнитном поле с напряженностью 10 000 эрстед в магнитную фракцию переходит около 9% продукта, содержащего ~ 19,5%  $P_2O_5$ . При этом содержание  $P_2O_5$  в готовом концентрате повышается на 0,8% и достигает 27,0%, а содержание  $Fe_2O_3$  уменьшается на 0,55% (с 1,65 до 1,10%). Магнитная фракция, получаемая при сепарации окончательного концентрата, без дополнительной переработки может быть использована в качестве фосфоритной муки. Она содержит повышенное количество оксидов железа (6,8%), но по существующему ГОСТу на фосфоритную муку содержание этих оксидов не лимитируется.

Таблица 4

**Качественно-количественные показатели магнитного обогащения  
мытой желваковой пробы фосфоритов Мстиславльского месторождения**

Продукты	Напряженность, Э	Выход, %	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> , %		Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> , %		Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> , %	
			β	ε	β	ε	β	ε
Магнитные фракции								
1	8000	3,8	4,3	0,9	16,2	16,5	4,4	11,9
2	8500	6,8	4,1	1,5	14,1	25,7	5,0	24,3
3	9000	3,5	5,8	1,1	12,6	11,8	4,8	12,0
4	9500	1,6	8,6	0,7	10,9	4,7	4,4	5,1
5	10000	1,1	12,0	0,6	9,0	2,7	3,5	2,8
6	11000–12000	1,6	14,9	1,3	14,1	3,0	5,3	3,1
Немагнитная фракция		81,6	21,0	93,9	1,6	35,6	0,7	40,8
Исходная руда		100,0	18,3	100,0	3,7	100,0	1,4	100,0

Таблица 5

**Качественно-количественные показатели флотации исходной фосфоритовой руды  
(содержание P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> 18,3%) и немагнитной фракции этой руды (содержание P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> 21,0%)**

Руда	Содержание P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> , %									
	Основная флотация		1-я перерешетка		2-я перерешетка		3-я перерешетка		Контрольная флотация	
	Концентрат	Хвосты	Концентрат	Хвосты	Концентрат	Хвосты	Концентрат	Хвосты	Концентрат	Хвосты
Исходная руда	21,8	4,2	23,2	4,7	24,6	5,8	26,2	8,1	10,8	2,8
Немагнитная фракция	23,9	4,7	26,9	6,6	27,4	10,1	28,1	12,9	12,2	2,2

**Заключение.** Определены оптимальные условия обогащения мытых фосфоритов методом флотации по анионной схеме. Показано, что лучшими собирателями при флотации желваковых фосфоритов являются мыла непредельных жирных кислот с длиной углеводородного радикала C<sub>12</sub>–C<sub>18</sub> и их технические продукты – таловое масло и сульфатное мыло.

Предложено два метода облагораживания измельченной фосфоритовой руды: удаление наиболее вредных глауконитовых и глинистых минералов в голове технологического процесса флотационным обесшламливанием; удаление глауконитовых и глинистых минералов путем сепарации фосфоритовой руды в сильном электромагнитном поле, основанное на существенном различии магнитной восприимчивости этих минералов.

### Литература

1. Кулаковская Т. Н. Применение удобрений. Минск: Урожай, 1970. 220 с.
2. Лапа В. В. Перспективы производства минеральных удобрений в Республике Беларусь. Минск: Юнипак, 2005. С. 5–9.
3. Можейко Ф. Ф., Коршук Э. Ф., Поткина Т. Н., Зонов Ю. Г. Вещественный состав фосфоритов Мстиславльского месторождения // Весті НАН Беларусі. Сер. хім.наук. 2002. № 2. С. 103–107.
4. Богомолов Г. В., Ермоленко В. А. Фосфориты Белоруссии. Минск: Наука и техника, 1981. 117 с.
5. Классен В. И. Обогащение руд. М.: Недра, 1979. 240 с.
6. Ратобильская Л. Д., Бойко Н. Н., Кожевников А. О. Обогащение фосфоритовых руд. М.: Недра, 1979. 260 с.
7. Минералогическая энциклопедия / под ред. К. Фрея. Л.: Недра, 1985. 512 с.

### References

1. Kulakovskaya T. N. *Primenenie udobreniy* [Fertilizer Application]. Minsk, Urozhay Publ., 1970. 220 p.
2. Lapa V. V. *Perspektivy proizvodstva mineral'nykh udobreniy v Respublike Belarus'* [Prospects for fertilizer production in Belarus]. Minsk, Yunipak Publ., 2005. P. 5–9.
3. Mozheyko F. F., Korshuk E. F., Potkina T. N., Zonov Yu. G. Phosphorite material constitution of Mstislavl deposit. *Vesti NAN Belarusi* [Conduct NAS of Belarus]. Chemical Sciences Series, 2002, no. 2. pp. 103–107 (in Russian).

4. Bogomolov G. V., Ermolenko V. A. *Fosfority Belorussii* [Phosphorites of Belarus]. Minsk, Nauka i tekhnika Publ., 1981. 117 p.
5. Klassen V. I. *Obogashchenie rud* [Ore-dressing Treatment]. Moscow, Nedra Publ., 1979. 240 p.
6. Ratobyl'skaya L. D., Boyko N. N., Kozhevnikov A. O. *Obogashchenie fosforitovykh rud* [Enrichment of phosphate rock]. Moscow, Nedra Publ., 1979. 260 p.
7. *The Encyclopedia of Mineralogy* (Ed. by K. Frye). Hutchinson Ross Publishing Company, Stroudsburg, Pennsylvania, 1981. (Russ. ed.: *Mineralogicheskaya entsiklopediya / pod red. K. Freya*. Leningrad, Nedra Publ., 1985. 512 p.).

### Информация об авторах

**Можейко Фома Фомич** – доктор химических наук, член-корреспондент Национальной академии наук Беларуси, главный научный сотрудник. Институт общей и неорганической химии Национальной академии наук Беларуси (220072, г. Минск, ул. Сурганова, 9/1, Республика Беларусь).

**Поткина Татьяна Николаевна** – кандидат химических наук, старший научный сотрудник. Институт общей и неорганической химии Национальной академии наук Беларуси (220072, г. Минск, ул. Сурганова, 9/1, Республика Беларусь).

**Гончарик Инна Иосифовна** – кандидат химических наук, старший научный сотрудник. Институт общей и неорганической химии Национальной академии наук Беларуси (220072, г. Минск, ул. Сурганова, 9/1, Республика Беларусь).

**Войтенко Анатолий Иванович** – научный сотрудник. Институт общей и неорганической химии Национальной академии наук Беларуси (220072, г. Минск, ул. Сурганова, 9/1, Республика Беларусь).

**Шевчук Вячеслав Владимирович** – доктор химических наук, заведующий отделом минеральных удобрений. Институт общей и неорганической химии Национальной академии наук Беларуси (220072, г. Минск, ул. Сурганова, 9/1, Республика Беларусь).

### Information about the authors

**Mozheyko Foma Fomich** – D. Sc. Chemistry, corresponding member of the National Academy of Sciences of Belarus, chief research worker. Institute of General and Inorganic Chemistry of the National Academy of Sciences of Belarus (9/1, Surganova str., 220072, Minsk, Republic of Belarus).

**Potkina Tatyana Nikolaevna** – Ph. D. Chemistry, senior researcher. Institute of General and Inorganic Chemistry of the National Academy of Sciences of Belarus (9/1, Surganova str., 220072, Minsk, Republic of Belarus).

**Goncharik Inna Iosifovna** – Ph. D. Chemistry, senior researcher. Institute of General and Inorganic Chemistry of the National Academy of Sciences of Belarus (9/1, Surganova str., 220072, Minsk, Republic of Belarus).

**Voytenko Anatoliy Ivanovich** – researcher. Institute of General and Inorganic Chemistry of the National Academy of Sciences of Belarus (9/1, Surganova str., 220072, Minsk, Republic of Belarus).

**Shevchuk Vyacheslav Vladimirovich** – D. Sc. Chemistry, head of the Department of Mineral Fertilizers. Institute of General and Inorganic Chemistry of the National Academy of Sciences of Belarus (9/1, Surganova str., 220072, Minsk, Republic of Belarus).

Поступила 19.02.2015