

УДК 621.926; 66.065

**Э. И. Левданский, И. А. Левданский**

Белорусский государственный технологический университет

**СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ  
И ОБЕСШЛАМЛИВАНИЯ СИЛЬВИНИТОВОЙ РУДЫ  
ПЕРЕД ФЛОТАЦИЕЙ**

Рассмотрены проблемы, влияющие на степень извлечения хлористого калия из руды при ее флотационном обогащении. Определены основные направления по совершенствованию процесса подготовки руды к флотации. Для улучшения качества измельчения руды предложена конструкция ударно-центробежной мельницы и приведены результаты ее исследований. Установлено, что использование ударно-центробежных мельниц снижает в четыре раза количество переизмельченных фракций с размером менее 0,1 мм и улучшает качество раскрытия кристаллов хлористого калия. Кроме того расход электроэнергии на измельчение силвинита снижается как минимум в два раза в сравнении с барабанно-стержневыми мельницами, используемыми в настоящее время. Предложены новый способ обесшламливания руды перед флотацией и конструкция аппарата для ее осуществления. Приведены результаты исследований нового классификатора. Результаты исследований показывают, что скорость истечения жидкой фазы с мельчайшими частицами галопелита через отверстия классификатора увеличивается в несколько раз, при этом забивка отверстий перфорации не наблюдается.

**Ключевые слова:** силвинит, флотация, помол, мельница, обесшламливание, классификация.

**E. I. Levdanskiy, I. A. Levdanskiy**

Belarusian State Technological University

**IMPROVEMENT OF PROCESSES OF GRIBING OPERATION  
AND DESLIMING OF SYLVINITE ORE BEFORE FLOTATION**

The paper studies the problems affecting the degree of extraction of potash ore in the process of its flotation enrichment. It reveals the main directions to improve the process of preparing the ore to flotation. The paper has proposed the construction of a shock-centrifugal mill, in order to improve the quality of ore grinding and has shown the results of its research. A new method of ore desliming prior to flotation as well as the design of the device for its implementation have been presented. The research shows the results of the new classifier studies.

**Key words:** sylvinite, flotation, grinding mill, desliming, classification.

**Введение.** Флотационный способ извлечения хлористого калия из силвинитовой руды используется на трех обогатительных фабриках ПО «Беларуськалий». Этот способ в сравнении с галургическим отличается низкими энергозатратами и более простой технологией. Однако флотационному способу присущи и некоторые серьезные недостатки: более низкая степень извлечения из руды целевого продукта (КСI), худшее качество продукта, дефицитность и токсичность применяемых флотореагентов [1]. Технологические и экономические показатели процесса флотационной переработки ухудшаются с увеличением содержания в перерабатываемой руде галопелита (нерастворимых глинистых примесей), что и наблюдается в последнее время.

Несомненно, одним из главных показателей работы обогатительных фабрик является степень извлечения хлористого калия из руды. Этот показатель для фабрик флотационного

обогащения ОАО «Беларуськалий» составляет немногим более 80%, в то время как на аналогичных предприятиях некоторых стран он достигает 96%. Высокая степень извлечения на этих предприятиях обеспечивается за счет внедрения дополнительно к флотации галургического способа извлечения КСI из шламов, а также за счет совершенствования способов измельчения и обесшламливания руды перед флотацией.

Недостаточно высокая степень извлечения КСI на флотационных фабриках ОАО «Беларуськалий», на наш взгляд, объясняется прежде всего двумя основными причинами: переизмельчением руды при помолу в барабанно-стержневых мельницах, а также недостаточно полным удалением глинистых шламов (галопелита) из руды перед подачей ее на флотацию.

Целью измельчения руды при флотационном обогащении является ее разрушение на

зерна, состоящие из отдельных компонентов (KCl, NaCl, галопелит), причем сrostки этих компонентов не допускаются. Считается, что для достижения этой цели руду Старобинского месторождения необходимо измельчать до размеров меньше 0,8 мм. Для этого первичное измельчение руды осуществляют в молотковой дробилке, окончательное – в барабанно-стержневой мельнице. В этой мельнице измельчение осуществляется в основном за счет раздавливания и истирания, что приводит к переизмельчению сильвинита. Содержание в готовом продукте частиц с размером менее 0,15 мм достигает 24%. При дальнейшем обесшламливании руды в гидроциклонах, границей разделения в которых ориентировочно является зерно размером 0,15 мм, значительная часть переизмельченной руды оказывается в шламе, что ведет к потере целевого продукта. Собственно, конструкция этой мельницы и создавалась с целью тонкодисперсного помола твердых горных пород, и поэтому нет никакого основания применять ее для измельчения сильвинитовой руды, твердость которой по шкале Мооса не превышает трех.

**Основная часть.** В настоящее время имеется большое количество опытных и производственных данных по измельчению руд при обогащении ударным способом. Так, в литературе [2, 3] приведены данные по измельчению сильвинитовой руды в роторной дробилке, где преобладает ударное воздействие. Опыты показывают [2], что при оптимальных геометрических параметрах и оптимальной скорости вращения ротора можно получить продукт, в котором фракций менее 0,3 мм будет около 2%, а частицы размером менее 0,06 мм практически отсутствуют. Наши опыты по измельчению сильвинитовой руды [4, 5] в ударно-центробежной мельнице [6] также показывают, что при оптимальных режимах ударного измельчения количество мелких фракций (менее 0,15 мм) можно снизить в три раза (при сравнении с барабанно-стержневой мельницей). С целью снижения переизмельчения руды на многих предприятиях Канады измельчение сильвинита до флотационной крупности осуществляют сухим трехстадийным способом в ударных измельчителях типа дезинтеграторов [7]. Таким образом, при подготовке сильвинита к флотации необходимо переходить на ударный способ измельчения. Кроме того, ударное измельчение имеет и другие достоинства. Одним из них является то, что полное раскрытие минералов наблюдается при более крупных размерах частиц. Этот факт отмечают многие исследователи. Так, известный специалист в области измельчения В. И. Ревнивцев [8] указывает, что при ударном измель-

чении разрушение происходит прежде всего по сrostком кристаллов. Интересные результаты по раскрытию минеральных зерен в измельчителях ударного действия были получены при измельчении медно-цинковых руд Урала, а также медных руд Амалыкского месторождения [9]. Так, внедрение ударно-центробежных измельчителей на медно-цинковых рудах Урала позволяет достигать 95% раскрытия минеральных зерен при измельчении до 85–90% класса менее 0,3 мм, в то время как в барабанно-шаровой мельнице этот показатель раскрытия достигается только при измельчении руды до класса 0,074 мм.

При исследовании измельчения сильвинита нами проводился анализ продуктов измельчения на предмет их раскрытия. Установлено, что все частицы с размером менее 3 мм имеют чистые грани и однородный прозрачный, красный или серый цвет [4, 5]. Это еще раз подтверждает, что при ударном измельчении разрушение происходит по сrostам кристаллов, а полное раскрытие минералов наблюдается при более крупных размерах частиц. Следовательно, при ударном измельчении сильвинитовую руду не целесообразно измельчать до 0,8 мм. Конкретный размер, до которого следует измельчать, будет определяться процессом флотации. Однако, согласно данным [10], на предприятиях Канады руду подают на флотацию с размером частиц до 1,65 мм.

Немаловажным достоинством ударного измельчения сильвинитовой руды является значительно более низкое энергопотребление. Ранее нами дан глубокий анализ энергопотребления при различных способах измельчения [11] и сделан обоснованный вывод, что при ударном измельчении расход энергии будет минимальным. В данной работе намечены пути создания новых измельчителей с низким энергопотреблением. Проведенные исследования по измельчению сильвинита в разработанной нами мельнице [6] показывают, что в сравнении с барабанно-стержневой мельницей расход энергии на привод снижается как минимум в два раза. Это объясняется тем, что в барабанно-стержневой мельнице энергия затрачивается на вращения 200-тонного барабана, а также на руду с раствором и постоянный подъем на определенную высоту 70 т стержней. В нашей мельнице энергия тратится на вращение ротора, вес которого в промышленном варианте составит не более 150 кг, а также на разгон кусков руды до скорости не более 30 м/с. К достоинствам новой конструкции следует также отнести компактность и низкую металлоемкость, которая в десятки раз ниже, чем у барабанно-стержневой мельницы.

Исследования по сухому измельчению сильвинита в ударно-центробежной мельнице [4, 5]

показывают, что на тонину измельчения основное влияние оказывает скорость вращения ротора, т. е. скорость удара кусков руды об отражательную стенку. Многочисленные опыты демонстрируют, что для обеспечения высокой производительности мельницы при минимальном переизмельчении руды оптимальная окружная скорость ротора по концам лопаток должна составлять 15–17 м/с.

Как отмечалось ранее, зерна руды при ударном измельчении хорошо раскрываются. Учитывая опыт Канады в этом вопросе, можно принять, что в нашем случае руду следует измельчать до размеров частиц менее 1,5 мм. Исследования показывают, что при измельчении сильвинита в ударно-центробежной мельнице с окружной скоростью ротора 15–17 м/с в готовом продукте будет 13–15% частиц крупнее 1,5 мм. Следовательно, руду после мельницы необходимо подать на классификацию, чтобы отделить частицы крупнее 1,5 мм, а крупную фракцию снова подать в мельницу на доизмельчение. Однако практика показывает, что качественная сортировка сухого материала с граничным разделением 0,5–2,0 мм как грохочением, так и воздушной классификацией является весьма сложной задачей. Учитывая, что мелкие частицы значительно хуже поддаются измельчению, было принято решение провести исследования по повторному измельчению всего сильвинита без отбора фракции менее 1,5 мм. Такие исследования были проведены и их результаты представлены на рис. 1. Из графика видно, что для получения всего продукта измельчения с размером частиц менее 1,5 мм сильвинит необходимо пропустить через мельницу три раза. При этом после второго и третьего раза количество частиц мельче 0,15 мм возросло не более, чем на 1,5%. Общее количество частиц мельче 0,15 мм после трехкратного прохождения ударно-центробежной мельницы достигает 14%. Следует отметить, что нами проводились опыты на руде, добытой комбайном, прошедшей дробление в молотковой дробилке и содержащей около 7% частиц с размером менее 0,15 мм. Таким образом, применение ударно-центробежной мельницы вместо барабанно-стержневой позволяет снизить на 10% количество переизмельченной руды и тем самым повысить степень извлечения хлористого калия.

Так как установка последовательно трех мельниц несколько усложняет технологическую схему подготовки руды к флотации, нами разработана конструкция трехступенчатой мельницы, которая выполняет аналогичную задачу. Такая мельница представлена на рис. 2. По принципу действия она аналогична мельнице, описанной в патенте [6], только здесь на общем валу уста-

новлены три ротора с лопатками, а после первого и второго ротора имеются конусы, что позволяет материалу подвергаться трехстадийному измельчению.

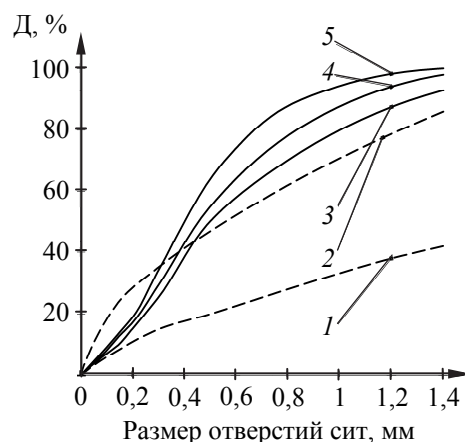


Рис. 1. Дисперсный состав продуктов измельчения сильвинитовой руды:

- 1 – исходная руда после молотковой дробилки;
- 2 – измельченная руда в барабанно-стержневой мельнице;
- 3 – измельченная руда в ударно-центробежной мельнице (однократный проход);
- 4 – измельченная руда в ударно-центробежной мельнице (двукратный проход);
- 5 – измельченная руда в ударно-центробежной мельнице (трехкратный проход)

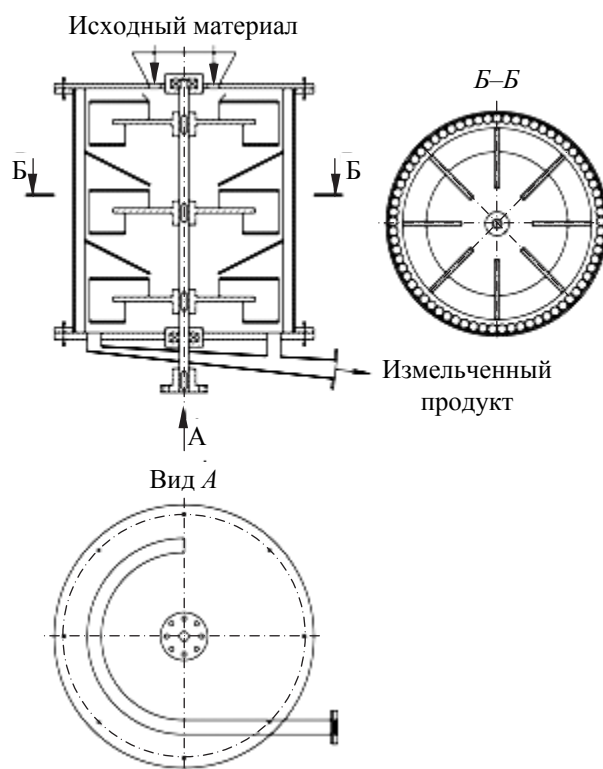


Рис. 2. Трехступенчатая ударно-центробежная мельница

Второй проблемой при флотационном обогащении сильвинитовой руды является недостаточное полное извлечение глинистого шлама из руды перед подачей ее на флотацию. Шлам образуется при контакте галопелита с жидкостью. Сначала галопелит набухает и далее диспергируется на мельчайшие частицы с размером менее 0,06 мм. Наличие в измельченной руде тонкодисперсного глинистого шлама оказывает отрицательное влияние на процесс флотации калийных солей [1]. Применяемые в настоящее время способы обесшламливания руды (гидромеханический – оттирка шламов с последующим удалением мелких частиц в гидроциклонах и гидросепараторах; флотация шламов; депрессия шламов с помощью реагентов) не позволяют полностью избавиться от шлама, особенно при высоком содержании галопелита в руде, и поэтому на флотацию поступает с содержанием глинистых частиц более двух процентов [10], что конечно сказывается на степени извлечения и качестве целевого продукта.

Решить проблему обесшламливания можно, используя новые способы. Одним из них является проточное фильтрование. Этот способ широко используется в угольной промышленности для отделения мелкодисперсного угля от минерального шлама, а также на обогатительных фабриках для классификации измельченной руды. В большинстве случаев для осуществления данного способа используются дуговые грохоты [12]. Конструкция дугового грохота весьма проста: изогнутое сито помещено в металлический корпус, где в верхней части имеется щелевое устройство для подачи пленкой на сито суспензии, а под ситом имеется кожух для сбора и отвода жидкой фазы. При работе суспензия с некоторой начальной скоростью поступает на поверхность сита и, двигаясь по криволинейной поверхности, испытывает воздействие сил центробежной инерции и тяжести. В результате давления, вызванного этими силами, часть потока устремляется сквозь отверстия сита. По мере продвижения пленки по ситу количество жидкой фазы в суспензии уменьшается. При наличии в суспензии тонкодисперсных частиц значительная часть его вместе с жидкостью будет удаляться в подситный продукт. Опыты и практика показывают [12], что через отверстия перфорации проходят частицы, размер которых в два раза меньше этих отверстий. Так, на Солигорских обогатительных фабриках для классификации продуктов измельчения сильвинита с целью выделения частиц размером менее 1 мм используются дуговые грохоты, у которых размер щелей сит составляет 2 мм.

Для решения проблемы обесшламливания сильвинитовой руды перед флотацией необходимо удалять частицы глинистого шлама, основная масса частиц которого имеет размер менее 0,05 мм [1]. Следовательно, размер щелей дугового сита должен составлять не более 0,12 мм. Так как давление пленки суспензии, движущейся по дуговой поверхности сита весьма небольшое и отверстия сита невелики, то для удаления вместе с жидкостью шлама потребуются дуговые грохоты громадных размеров, а следовательно, использовать данную конструкцию для обесшламливания практически нереально.

На некоторых предприятиях угольной и железорудной промышленности используют более компактные цилиндрическо-конические грохоты [12] или, как их еще называют, центробежные водоотделители. По конструкции они весьма напоминают гидроциклоны, только вертикальная цилиндрическая и коническая часть их перфорирована. Вверху цилиндрической части аппарата тангенциально подсоединено щелевое сопло, через которое пленкой внутрь аппарата подается суспензия. За счет центробежной силы пленка суспензии прижимается к перфорированной поверхности и спиралеобразно движется в низ аппарата. При этом за счет центробежной силы жидкость с мелкими частицами шлама продавливаются через щели и удаляются из аппарата. Практика эксплуатации таких аппаратов показала, что по мере обезвоживания сила трения возрастает, скорость ее замедляется, крутка снижается, а следовательно, скорость истечения жидкости через отверстия перфорации падает [12].

Значительно интенсифицировать процесс проточного обесшламливания можно путем воздействия на пленку суспензии сопутствующим вихревым потоком воздуха. Этот способ широко использован нами при обезвоживании полимерных суспензий и подробно изложен в монографии [13]. Конструкция проточного классификатора для обесшламливания суспензий представлена на рис. 3. Классификатор состоит из вертикальной цилиндрической камеры 1, которая в нижней части переходит в конусную 2. К верхней части камеры 1 тангенциально подсоединен патрубок 3 подачи исходной суспензии. Сверху через крышку в камеру 1 проходит патрубок 4 подачи воздуха. Снизу патрубок 4 заглушен, а для выхода воздуха в камеру 1 на его боковой поверхности имеются тангенциальные щели.

При работе классификатора в патрубок 4 от вентилятора подается воздух. На выходе из патрубка через тангенциальные щели он приобретает вихревое движение и, вращаясь, попадает в

рабочую перфорированную камеру 1. Через патрубок 3 в рабочую камеру тангенциально подается суспензия. Попадая тангенциально на внутреннюю стенку перфорированной обечайки 1, суспензия образует пленку, которая, вращаясь по спирали, опускается вниз. Здесь на нее за счет касательных напряжений воздействует скоростной воздушный поток, который ускоряет движение пленки. С возрастанием скорости пленки возрастает и давление у перфорированной стенки, а следовательно, увеличивается скорость истечения мелкодисперсной суспензии через отверстия перфорации. По мере продвижения пленки суспензии вниз сначала по цилиндрической, а потом и конической части мелкие частицы суспензии вместе с жидкой фазой удаляются из рабочей камеры, а на выходе через патрубок конической обечайки вместе с основным пото-

ком воздуха удаляются только крупнодисперсные частицы и небольшое количество жидкости. Мелкодисперсная суспензия, прошедшая через отверстия перфорации, удаляется из аппарата.

Проверка работоспособности разработанной конструкции гидродинамического проточного классификатора проводилась на опытной установке с диаметром цилиндрической части фильтровальной камеры 100 мм. Исследования проводились на суспензии вода – песок с размером частиц твердой фазы 0,1–2,0 мм.

Концентрация твердой фазы в суспензии была равна 12%. Размер отверстий перфорации фильтровального элемента был равен 0,5 мм. Скорость воздуха, отнесенная к сечению цилиндрической части фильтровальной камеры, изменялась от 6 до 30 м/с. Результаты исследований представлены в таблице.

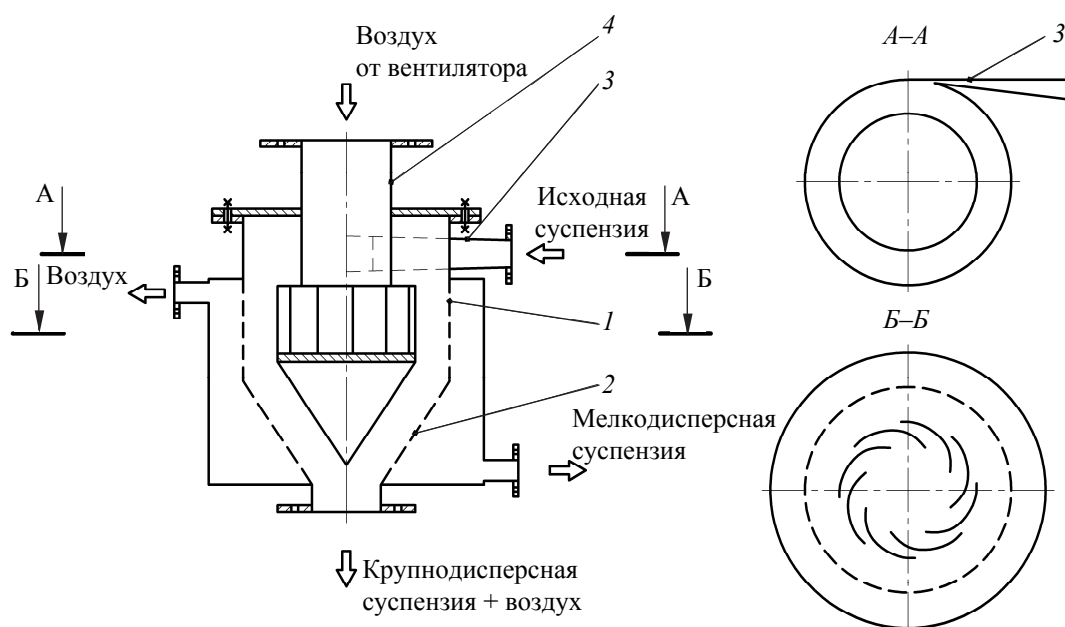


Рис. 3. Принципиальная схема гидродинамического проточного классификатора:  
1 – цилиндрическая камера; 2 – конусная камера; 3 – патрубок подачи суспензии;  
4 – патрубок подачи воздуха

Скорость воздуха на сечение фильтровальной камеры, м/с	Степень извлечения из суспензии мелкой фракции, %	Граничный размер частиц, прошедших через отверстия перфорации, мм	Доля суспензии, прошедшей через отверстия перфорации, %	Давление в рабочей камере, Па
6	65	0,3	45	50
10	72	0,3	50	100
15	80	0,25	60	220
20	87	0,2	65	400
25	90	0,2	70	650
30	90	0,3	75	1020

Из таблицы видно, что с увеличением скорости воздуха в рабочей камере увеличивается количество суспензии, прошедшей через отверстия перфорации, а также степень извлечения из суспензии мелкой фракции. При скорости воздуха 25–30 м/с извлечение мелкой фракции из суспензии достигает 90%, что является весьма высоким показателем для любого способа классификации суспензий. Из опытов видно, что граничное зерно разделения суспензии зависит от скорости газа: при скорости газа 6–10 м/с оно было равно 0,3 мм, а при скорости 20–25 м/с оно уменьшилось до 0,2 мм. Но при дальнейшем увеличении скорости от 25 м/с размер частиц, прошедших через отверстия, увеличивается. Это объясняется тем, что при увеличении скорости газа увеличивается и давление в камере, следовательно, и скорость истечения суспензии через отверстия перфорации,

и более крупные частицы будут подхватываться и уноситься жидкостью.

Опыты показали высокую работоспособность разработанной конструкции классификатора, оптимальная скорость воздуха в ней должна быть 15–25 м/с, а избыточное давление в рабочей камере должно поддерживаться на уровне 200–650 Па.

**Заключение.** Разработанные конструкции ударно-центробежной мельницы и гидродинамического проточного классификатора могут значительно повысить степень извлечения хлористого калия и улучшить другие показатели обогатительных фабрик. Однако чтобы перейти к промышленному внедрению, необходимо провести комплексные испытания предполагаемых мельницы и классификатора на более укрупненных агрегатах производительностью десять и более тонн в час.

### Литература

1. Печковский В. В. Технология калийных удобрений. Минск: Вышэйшая школа, 1978. 304 с.
2. Белов В. И., Соколов А. В. Добыча и переработка калийных солей. Л.: Химия, 1971. 319 с.
3. Желнин А. А. Теоретические основы и практика флотации калийных солей. Л.: Химия, 1973. 289 с.
4. Левданский Э. И., Гребенчук П. С., Левданский А. Э. Совершенствование процесса измельчения сильвинитовой руды перед флотацией // Обогащение руд. 2007. № 3. С. 3–9.
5. Левданский Э. И., Гребенчук П. С., Левданский А. Э. Некоторые пути совершенствование технологии производства калийных удобрений // Вести НАН Беларуси. Сер. хим. наук. 2007. № 4. С. 99–105
6. Мельница: пат 9942 Респ. Беларусь, МПК6 В 02С 13/00 / Э. И. Левданский, А. Э. Левданский, П. С. Гребенчук, С. Э. Левданский (РБ). № а20050439; заявл. 05.05.05; опубл. 28.02.07 // Афіцыйны бюл. / Нац. Цэнтр інтэлектуал. уласнасці. 2007. № 2. С. 74
7. Современное состояние и тенденции развития калийной промышленности в СССР и за рубежом: обзорная информация НИИТЭХИМ. Серия «Калийная промышленность». Москва. 1985. 32 с.
8. Ревнивцев В. И. Селективное разрушение минералов. М.: Недра, 1988. 287 с.
9. Воробьев В. В., Иванов Е. Н. Оборудование и технологии для переработки и обогащения полезных ископаемых // Центробежная техника – высокие технологии: материалы Междунар. науч.-техн. конф. (Минск, 12–14 нояб. 2003 г.) / НПО «Центр». Минск, 2003. С. 11–14.
10. Клемятов А. Н. Практические предпосылки разработки высокоэффективной технологической схемы для обесшламливания сильвинитовых руд Старобинского месторождения // Обогащение руд. № 3. 1984. С. 3–4.
11. Левданский Э. И., Левданский А. Э. Энергосбережение при измельчении материала. Минск: БГТУ, 1999. 86 с.
12. Майдуков Г. Л. Криволинейные грохоты в угольной промышленности. М.: Недра, 1967. 105 с.
13. Левданский А. Э., Левданский Э. И. Высокоэффективные проточные процессы и аппараты. Минск: БГТУ, 2001. 235 с.

### References

1. Pechkovsky V. V. *Tekhnologiya kaliynykh udobreniy* [Technology of potash]. Minsk, Vysheyshaya shkola, 1978. 304 p.
2. Belov V. I., Sokolov A. V. *Dobycha i pererabotka kaliynykh soley* [Mining and processing of potassium salts]. Leningrad, Khimiya Publ., 1971. 319 p.
3. Zhelnin A. A. *Teoreticheskie osnovy i praktika flotatsii kaliynykh soley* [Theoretical foundations and practice of potash flotation]. Leningrad, Khimiya Publ., 1973. 289 p.
4. Levdanskiy E. I., Grebenchuk P. S., Levdanskiy A. E. Improved sylvinit ore grinding prior to flotation. *Obogashcheniye rud* [Ore-dressing], 2007, no 3. pp. 3–9 (in Russian).
5. Levdanskiy E. I., Grebenchuk P. S., Levdanskiy A. E. *Some improvements in the technology of production of potash. Vesti NAN Belarusi. Ser. khim. nauk* [Nes of National Academy of Sciences of Belarus. Series Chemical Sciences], 2007, no. 4, pp. 99–105 (in Russian).

6. Levдanskiy E. I., Levдanskiy A. E., Grebenchuk P. S. *Mel'nitsa* [Mill]. Patent RB, no. 9942, 2007.
7. Current state and development trends of potash pro-thinking in the USSR and abroad. Overview NIITEKHIM. Series "Potash industry-ness." Moscow, 1985. 32 p.
8. Revnivitsev V. I. *Selektivnoye razrusheniye mineralov* [Selective destruction of minerals]. Moscow, Nedra, 1988. 287 p.
9. Vorobiev V. V., Ivanov E. N. Equipment and technologies for processing and mineral processing. *Materialy Mezhdunar. nauch-prakt. konf. "Tsentrobezhnaya tekhnika – vysokiye tekhnologii"* [Materials of the International scientific and engineering conference "Centrifugal technology – high technology"]. Minsk, 2003, pp. 11–14 (in Russian).
10. Klemiyatov A. N. Practical background to highly technological scheme for deslimingselvinite ores Starobin deposit. *Obogashcheniye rud* [Ore-dressing], 1984, no. 3, pp. 3–4 (in Russian).
11. Levдanskiy E. I., Levдanskiy A. E. *Energoberezheniye pri izmelhenii materiala* [Energy saving during grinding material]. Minsk, BGTU Publ., 1999. 86 p.
12. Majdukov G. L. *Krivoloneynye grokhoty v ugol'noy promyshlennosti* [Curved screens in the coal industry]. Moscow, Nedra, 1967. 105 p.
13. Levдanskiy A. E., Levдanskiy E. I. *Vysokoeffektivnye protochnye processy i apparaty* [High-flow processes and devices]. Minsk, BGTU Publ., 2001. 235 p.

#### Информация об авторах

**Левданский Эдуард Игнатьевич** – доктор технических наук, профессор кафедры машины и аппараты химических и силикатных производств. Белорусский государственный технологический университет (220006, г. Минск, ул. Свердлова, 13а, Республика Беларусь)

**Левданский Иван Александрович** – студент. Белорусский государственный технологический университет (220006, г. Минск, ул. Свердлова, 13а, Республика Беларусь).

#### Information about the authors

**Levdanskiy Edward Ignatievich** – D. Sc. Engineering, professor, Department of Machines and Apparatus of Chemical and Silicate Production, Belarusian State Technological University (13a, Sverdlova str., 220006, Minsk, Republic of Belarus).

**Levdanskiy Ivan Alexandrovich** – student. Belarusian State Technological University (13a, Sverdlova str., 220006, Minsk, Republic of Belarus).

Поступила 20.02.2015