

Е.П. Волынкина, В.Н. Зоря

Сибирский государственный индустриальный университет

ИССЛЕДОВАНИЕ СПОСОБОВ ОБОГАЩЕНИЯ ОТХОДОВ ШЛАМОНАКОПИТЕЛЯ ОАО «ЗАПАДНО-СИБИРСКИЙ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ»

В связи с постепенным истощением запасов ряда природных полезных ископаемых, с одной стороны, и накоплением огромного количества отходов, содержащих ценные полезные компоненты, с другой, все большую актуальность приобретает проблема разработки так называемых техногенных месторождений. Последние представляют собой образования на поверхности Земли, по количеству и качеству содержащегося в них минерального сырья пригодных для промышленного использования в настоящее время или в будущем по мере развития науки и техники и изменения экономических условий [1]. К техногенным месторождениям могут быть отнесены отвалы горнодобывающих предприятий, хвостохранилища обогатительных фабрик, золошлаковые отвалы топливно-энергетического комплекса, шлаковые отвалы и шламонакопители металлургических и химических предприятий.

Шламонакопитель ОАО «Западно-Сибирский металлургический комбинат» является комплексным техногенным образованием, на территории которого с 1964 г. размещаются отходы различного происхождения, существенно различающиеся по химическому, минералогическому и гранулометрическому составу, плотности и другим свойствам. Общая площадь шламонакопителя составляет 285 га, высота ограждающей дамбы 40 м. Ежегодно в шламонакопитель гидротранспортом направляется около 2 млн. т отходов. Основную (75,8 %) часть составляют отходы (смесь породы отсадочных машин и хвостов флотации) углеобогадательной фабрики комбината и соседней ЦОФ «Кузнецкая», 20 % – золошлаковые отходы от сжигания углей на ТЭС и 3,6 % – железосодержащие шламы конвертерного, доменного и литейного цехов. Кроме этого, в дамбу шламонакопителя ежегодно укладывается до 650 тыс. т металлосодержащего конвертерного шлака.

В связи с окончанием срока эксплуатации в 2013 г. шламонакопитель из разряда действующих техногенных образований переходит в категорию перспективных месторождений с запасами свыше 80 млн. т железосодержащих, органических и инертных алюмосиликатных техногенных материалов. Поэтому актуальной является разработка технологии разделения

накопленных отходов на пригодные для последующей переработки виды техногенного сырья.

Техногенное месторождение на территории шламонакопителя формируется под влиянием следующих факторов [2]:

- места расположения выпусков пульпопроводов;
- сегрегационное разделение частиц по крупности и плотности;
- гидравлический режим работы пруда первичного отстаивания.

В результате комплексного воздействия перечисленных факторов на территории шламонакопителя произошло частичное саморазделение (сегрегация) и самообогащение складированных отходов. Кроме этого, в результате использования в последние годы технологии кольцевого намыва пляжей путем поочередной переустановки пульповыпусков по периметру шламонакопителя сформированы обезвоженные участки шириной от 15 до 45 м, пригодные для разработки уже в настоящее время благодаря естественной фильтрации материала. На рис. 1 представлена схема шламонакопителя, включающая намывные пляжи и предлагаемую схему выемки отходов с их территории.

Выемку отходов для последующей переработки целесообразно осуществлять с территории намывных пляжей в районе пикетов (ПК) № 11, 12 (железосодержащие шламы); 1 – 10 и 36 – 49 (отходы углеобогащения). Железосодержащие отходы при условии достаточно высокого содержания основного ценного компонента – железа – являются ценным техногенным сырьем для черной металлургии, а отходы углеобогащения при достаточно высоком содержании органической части являются перспективным вторичным топливом. Однако полученное сырье и топливо будет иметь технологическую и рыночную ценность только при условии достаточно высокого качества, удовлетворяющего требованиям потенциальных потребителей. Поэтому важной технической задачей при разработке шламонакопителя является разделение смеси отходов углеобогащения и железосодержащих шламов с получением ценных товарных продуктов и выбор оптимального для условий шламонакопителя способа обогащения. Первоочередной задачей при этом является выделение из накоплен-

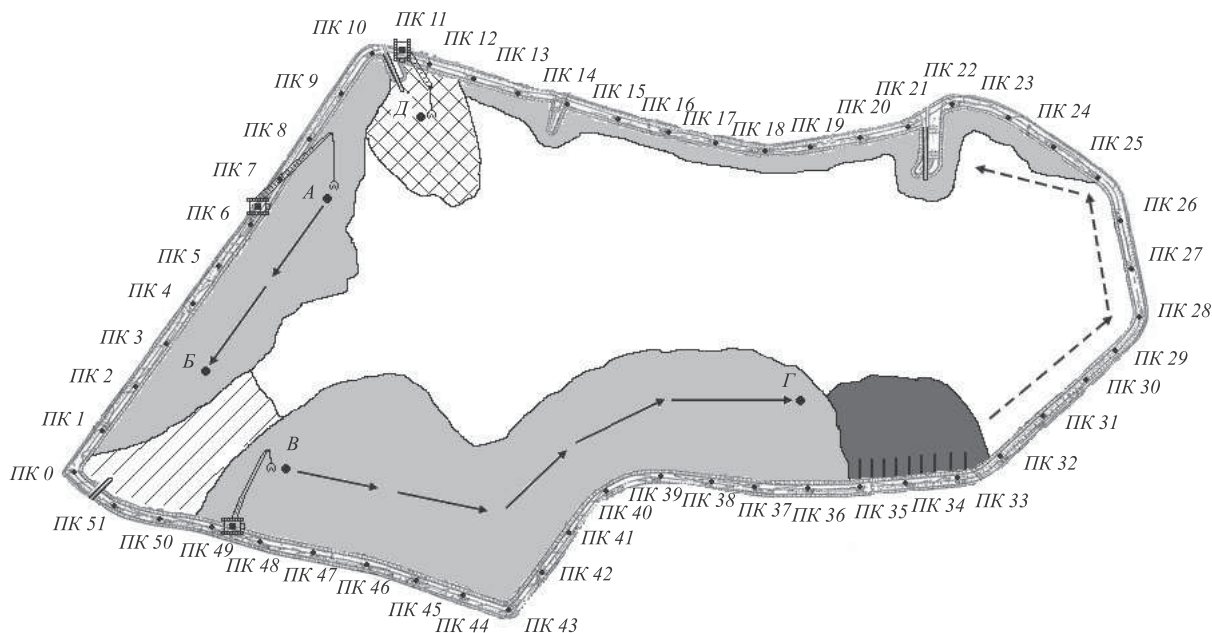


Рис. 1. Схема шламонакопителя ОАО «ЗСМК»:

▨ – пляж, намывный из золошлаковых отходов ЗС ТЭЦ и флотационных хвостов ЦОФ «Кузнецкая»; ▨ – пляж, намывный из отходов углеобогащения УОЦ КХП и ЦОФ «Кузнецкая»; ▨ – область, намываемая из отходов углеобогащения в рассматриваемый момент; ▨ – пляж, намывный из железосодержащих отходов; ▨ – область, из которой следует начать выемку отходов; → – направление дальнейшей выемки отходов; - - - - - → – направление дальнейшего намыва пляжей; А, Б, В, Г, Д – участки выемки отходов

ной смеси отходов наиболее ценного железистого концентрата, т.е. обогащение отходов по железу.

Для разделения отходов обычно используют традиционные методы сепарации, используемые при обогащении природного сырья, наиболее распространенными из которых являются гравитационные и магнитные методы. При этом гравитационный метод широко используют при обогащении угля, руд и нерудных материалов. Этот метод обогащения основан на различиях в плотности и крупности разделяемых частиц, которые определяют скорость движения этих частиц в воде, тя-

желых жидкостях или воздухе [3]. Оптимальная крупность частиц при гравитационном обогащении составляет 0,5 – 10 мм, а минимальная разница в плотности минералов – около 1000 кг/м³.

Представленная в табл. 1 характеристика основных видов отходов, направляемых в шламонакопитель ОАО «ЗСМК», показывает, что использование гравитационных методов сепарации целесообразно для разделения хвостов флотации углей и железосодержащих шламов, разница в плотности которых составляет 1100 – 1900 кг/м³, а крупность частиц – менее 1 – 3 мм.

Таблица 1

Характеристика отходов шламонакопителя ОАО «ЗСМК»

Наименование отхода	ρ, кг/м ³	Крупность частиц, мм	Химический состав
<i>Отходы углеобогащения</i>			
Порода отсадочных машин	2650	< 40	20 – 60 % SiO ₂ ; 4 – 18 % Al ₂ O ₃ ; 2 – 4 % CaO; 4 – 5 % Fe ₂ O ₃ ;
Хвосты флотации	1600	< 3	0,8 – 1,7 % MgO; 0,2 % MnO; 0,4 % S; 0,07 % P ₂ O ₅ ; 10 – 30 % ППП
<i>Отходы от сжигания угля</i>			
Шлак ТЭЦ	2000	< 40	56 % SiO ₂ ; 19 % Al ₂ O ₃ ; 16 % Fe ₂ O ₃ ; 0,01 % S; 3 % CaO; 0,7 % MgO;
Золоунос	2200	< 0,085	0,2 % MnO; 0 – 2 % ППП
<i>Железосодержащие отходы</i>			
Доменные шламы	2700	< 1	6,4 – 7,0 % SiO ₂ ; 3,3 – 3,9 % CaO; 2,0 – 3,0 % MgO; 2,9 – 3,4 % Al ₂ O ₃ ;
			0,2 – 0,5 % S; 0,3 – 0,4 % Mn; 7,6 – 9,7 % FeO; 41,8 – 60,0 % Fe ₂ O ₃ ;
			0,10 – 0,12 % P; 11,5 – 27,7 % ППП
Конвертерные шламы	3500	< 3	1,5 % SiO ₂ ; 20,6 % CaO; 0,36 % MgO; 0,12 % Al ₂ O ₃ ; 0,2 % S;
			0,74 % Mn; 4,69 % FeO; 53,7 % Fe ₂ O ₃ ; 0,15 % P; 16,57 % ППП

Эффективность применения методов гравитационной сепарации определяется коэффициентом равнопадаемости, который представляет собой отношение диаметра зерна легкого материала к диаметру зерна тяжелого материала, при котором они падают одновременно при исследуемых условиях свободного падения. Коэффициент K_p равнопадаемости рассчитывается по формуле [4]

$$K_p = \frac{d_1}{d_2} = \frac{\rho_2 - \rho_c}{\rho_1 - \rho_c},$$

где d_1 и d_2 – размер легких и тяжелых частиц соответственно, имеющих одинаковую гидравлическую крупность (скорость падения); ρ_1 , ρ_2 и ρ_c – плотность легких, тяжелых частиц и среды соответственно.

Для успешного проведения гравитационной сепарации необходимо, чтобы параметр $K_p > 2$. При этом для эффективного гравитационного обогащения полезных ископаемых предельные значения крупности частиц должны иметь соотношения не больше коэффициента равнопадаемости.

Расчеты, выполненные на основе значений плотности отходов для водной среды, показали, что при разделении конвертерных шламов и хвостов флотации угля коэффициент K_p составляет 4,2, для доменных шламов и хвостов флотации угля – 2,8, а для доменных и конвертерных шламов – 1,5. Таким образом, следует ожидать, что гравитационная сепарация будет мало эффективна при разделении доменных и конвертерных шламов, но достаточно эффективна при разделении мелкодисперсных угле- и железосодержащих отходов.

Проведены исследования обогащения проб мелкодисперсных шламов, отобранных с поверхности шламонакопителя в районе пикетов № 5, 6 (проба 1) и 11, 12 (проба 2) методами мокрой гравитационной сепарации. Химический состав исследованных отходов представлен ниже:

Проба	Содержание, %				
	Fe	C	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO
1	4,2	31,0	36,3	16,2	2,5
2	38,2	14,2	6,1	2,1	5,1

$$\varepsilon_n = \frac{\gamma\beta}{\alpha},$$

где ε_n – степень извлечения компонента в концентрат; γ и β – выход концентрата и содержание в нем компо-

Гранулометрический состав приведен в табл. 2.

Приведенные выше значения показывают, что проба 1 по своему химическому и гранулометрическому составу соответствует углесодержащему шламу (хвосты флотации угля), а проба 2 – железосодержащему шламу (смесь доменных и конвертерных шламов).

В мировой практике для получения товарной продукции из труднообогатимого сырья, а также из текущих и накопленных отходов производства широкое распространение получили гравитационные центробежные сепараторы фирмы KnelsonConcentrators (Канада) [5]. Концентратор Кнелсона представляет собой центробежный аппарат с гидродинамическим разрыхлением центрифугируемого материала. Концентратор состоит из конического перфорированного ротора, на внутренней поверхности которого имеются рифли, образующие кольцевые канавки с отверстиями под углом к касательной, емкости для промывной воды, устройств для подачи исходного материала и приема продуктов обогащения. Пульпа поступает в сосуд через осевую питающую трубу и течет вверх и наружу по рифлям. Легкие частички уходят в хвосты, а тяжелые собираются позади рифлей. Уплотнение частичек предотвращается водой, подаваемой из наружного кожуха через серию отверстий в роторе. Вода эффективно разрыхляет слой тяжелых частичек, что позволяет вращаться с более высокой скоростью. Сепаратор сочетает центробежную силу и обратное давление вводимой воды.

Проведены исследования обогащения отобранных проб отходов на лабораторной установке Кнелсона, особенностью которой является точное моделирование промышленного процесса обогащения с возможностью подбора основных технологических параметров и получением опытных партий концентрата.

Эффективность сепарации оценивали по степени извлечения двух компонентов (железа Fe_{общ} и углерода C), которую определяли по формуле [5]

Таблица 2

Гранулометрический состав отходов

Проба	Средний медианный размер частиц, мм	Гранулометрический состав, %, по фракциям, мм												
		> 2,5	1,6 – 2,5	1,0 – 1,6	0,63 – 1,0	0,315 – 0,63	0,16 – 0,315	0,1 – 0,16	0,063 – 0,10	0,05 – 0,063	0,032 – 0,050	0,016 – 0,032	0,008 – 0,016	< 0,008
1	1,33	16,8	29,4	7,2	21,3	2,9	5,0	3,9	4,2	9,3	9,3	9,3	9,3	9,3
2	0,19	2,4	1,6	1,8	1,6	3,3	3,1	3,7	10,5	11,4	21,3	12,3	16,5	10,5

нента; α – содержание компонента в исходном продукте.

Результаты эксперимента по гравитационной сепарации отходов шламонакопителя ОАО «ЗСМК» в концентрате Кнельсона представлены ниже:

Проба	α , %	β , %	γ , %	ε_n , %
1	<u>4,2</u>	<u>9,0</u>	<u>40,0</u>	<u>85,4</u>
	31,0	19,6	40,0	25,3
2	<u>38,2</u>	<u>33,2</u>	<u>25,0</u>	<u>21,7</u>
	14,2	22,5	25,0	39,6

Примечание. Числитель – соответствующие показатели для $Fe_{\text{общ}}$, знаменатель – для С.

В результате проведенных экспериментов установлено, что при обогащении углесодержащего шлама (проба 1) в концентрате, выход которого составил 40 %, содержание железа возросло более чем в 2 раза – с 4,2 до 9,0 %, а степень его извлечения составила 85,4 %. При этом содержание углерода в полученном продукте снизилось с 31,0 до 19,6 %, а степень его извлечения из исходного сырья составила всего лишь 25,3 %. При обогащении железосодержащего шлама (проба 2) содержание железа в полученном концентрате снизилось с 38,2 до 33,2 %, а степень его извлечения из исходного сырья составила всего лишь 21,7 %. В то же время в полученном продукте возросло (с 14,2 до 22,5 %) содержание углерода при степени его извлечения 39,6 %. Таким образом, полученные результаты подтвердили выводы, сделанные выше на основе расчетов.

Неэффективность гравитационного разделения железосодержащих шламов, помимо малой разницы в их плотности, связана еще и с их тонким гранулометрическим составом. Опыт использования концентратора Кнельсона для обогащения руд благородных металлов показывает, что этим способом эффективно извлекаются относительно крупные зерна минералов благородных металлов: зерна более 70 мкм извлекаются полностью, зерна крупностью 30 – 70 мкм – частично, а зерна крупностью менее 30 мкм практически не извлекаются [6]. Это связано с тем, что скорость осаждения мелких зерен в центробежном поле концентратора ниже скорости восходящего потока воды, разрыхляющего материал, поэтому они не улавливаются.

Приведенные в табл. 2 значения показывают, что углесодержащий шлак характеризуется значительно более крупнодисперсным составом, чем железосодержащий: средний медианный размер частиц пробы 1 составил 1,33 мм, а пробы 2 – 0,19 мм. Суммарное содержание наиболее тонких фракций крупностью менее 32 мкм, которые могут полностью не улавливаться в концентрате Кнельсона, составило в железосодержащем шламе 39,3 %, содержание частиц крупностью от 32 до 63 мкм, которые извлекаются лишь частично – 32,7 %, а содержание частиц крупностью свыше 63 мкм, которые могут эффективно разделяться, – лишь

28 %. В то же время, в углесодержащем шламе количество таких частиц составило 90,7 %.

В пробе 2 железосодержащего шлама исследована зависимость валового содержания железа от среднего размера частиц. Выявлена явно выраженная тенденция увеличения содержания железа при снижении крупности частиц, при этом наиболее высоким (более 30 %) содержанием железа характеризуются частицы крупностью менее 0,05 мм.

Таким образом, концентратор Кнельсона может быть использован для извлечения железосодержащего концентрата из углесодержащих шламов, но малоэффективен для обогащения железосодержащих шламов вследствие высокого влияния противотока воды, увлекающего тонкодисперсные частицы, обогащенные железом.

С целью исключения этого влияния проведены исследования гравитационного разделения железосодержащих шламов на специально сконструированной лабораторной установке, в которой разрыхление материала осуществлялось за счет импульсного движения воды под действием электромагнитного вибратора (рис. 2). Исходный материал помещали на дно емкости и заливали водой до выпускного отверстия. Электромагнитная мембрана, вмонтированная в емкость и соединенная с электромагнитным вибратором, работающим с частотой 34 Гц, создавала импульсное движение воды, обеспечивающее перемещение легких фракций из нижних слоев в верхний. Верхняя легкая фракция вместе с водой удалялась через выпускное отверстие. Разделение в этом случае происходит как по плотности, так и по крупности под действием гидравлического разделения и сегрегации. Экспериментально установлено, что в нижнем слое располагаются мелкие тяжелые частицы, над ними – смесь крупных тяжелых частиц с мелкими легкими, в верхнем слое – крупные легкие частицы. Результаты эксперимента по обогащению пробы 2 железосодержащего шлама представлены на рис. 3.

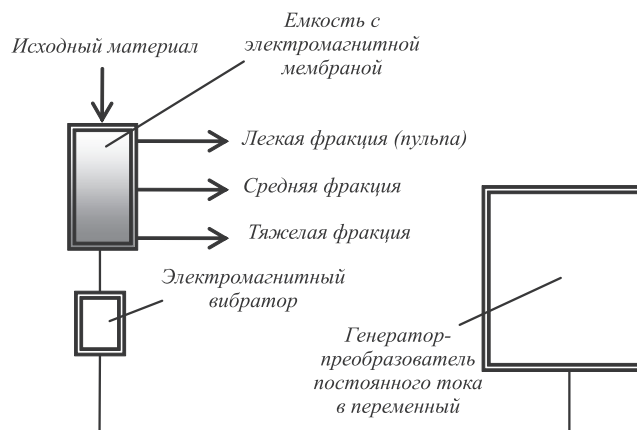


Рис. 2. Принципиальная схема лабораторной гравитационной установки

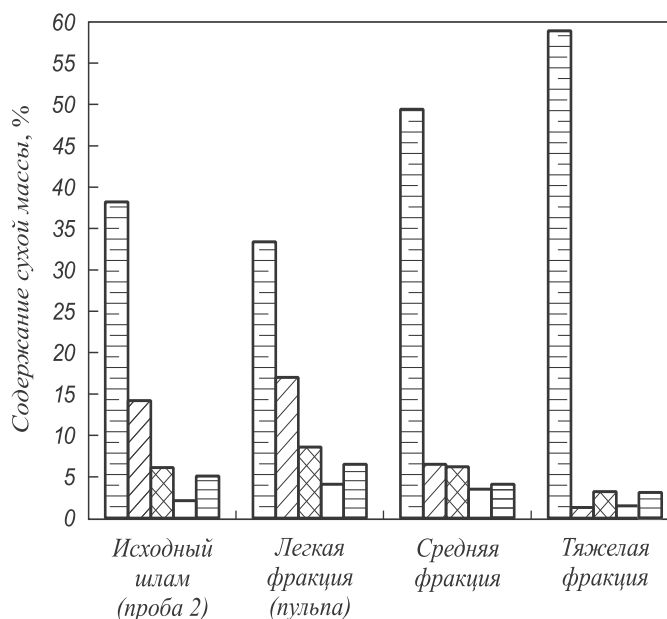


Рис. 3. Содержание исследуемых компонентов в исходном шламе и продуктах обогащения на лабораторной гравитационной установке

□ – Fe_{общ}; ▨ – C; ▩ – SiO₂; □ – Al₂O₃; ▤ – CaO

Степень извлечения не рассчитывали, так как эксперимент предусматривал оценку принципиальной возможности обогащения на рассматриваемой установке без оценки выхода продуктов. Представленные на рис. 3 данные проведенных экспериментов показывают, что в результате гравитационной сепарации частиц произошло перераспределение углерода, оксидов кремния, алюминия и кальция в легкую и среднюю фракции, а железа – в тяжелую нижнюю. Таким образом,

установлена принципиальная возможность использования метода гравитационной сепарации в спокойной, невозмущенной водной среде с разрыхлением частиц методом электромагнитной вибрации для обогащения тонкодисперсных железосодержащих шламов шламо-накопителя с удалением углеродистой фракции с повышенным содержанием минеральной части.

Выводы. Гравитационные методы обогащения могут быть использованы для обогащения мелкодисперсных угле- и железосодержащих отходов. Центробежный концентратор Кнельсона может быть рекомендован для извлечения железосодержащих компонентов из отходов обогащения угля, но его использование нецелесообразно для обогащения тонкодисперсных железосодержащих шламов. Для обогащения тонкодисперсных железосодержащих шламов может быть использован метод гравитационной сепарации в водной среде с разрыхлением частиц методом электромагнитной вибрации.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Макаров А.Б. // Соросовский образовательный журнал. 2000. Т. 6. № 8. С. 76 – 80.
2. Волынкина Е.П. // Вестник РАЕН. 2006. Т. 6. № 3. С. 86 – 93.
3. Полевский Ю.С., Петров С.В. Экономическая геология: учебное пособие. – СПб.: Изд-во СПбГУ, 2004. – 100 с.
4. Касаткин А.Г. Основные процессы и аппараты химической технологии. – М.: Химия, 1973. – 752 с.
5. Кнауф В. Концентратор Кнельсона: оценка извлечения благородных металлов. 2000 NATIResearchJSC. <http://www.natires.com/rknels.htm>
6. Барский Л.А., Плаксин И.Н. Критерии оптимизации разделительных процессов. – М.: Наука, 1967. – 215 с.

© 2012 г. Е.П. Волынкина, В.Н. Зоря
Поступила 14 ноября 2011 г.