

Том 2

Збагачення корисних

копалин

УДК 622.7

Шавкун Е.В., Пелах А.В. студентки гр.ПКмм14-1**Науковий керівник: Левченко К.А., к.т.н., доцент, завідувач кафедри збагачення корисних копалин***(Державний ВНЗ «Національний гірничий університет», м. Дніпропетровськ, Україна)*

АНАЛИЗ ПОТЕРЬ УТЯЖЕЛИТЕЛЯ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ УГЛЯ

Уголь является одним из основных энергоресурсов Украины, который можно считать двигателем ее экономики. Угольная промышленность Украины представлена главным образом предприятиями Донецкого, Львовско-Волынского каменноугольных и Днепроовского буроугольного бассейна. Основной базой каменного угля Украины является Донецкий каменноугольный бассейн. Углеобогащительные фабрики обеспечивают зольности угля до требуемых норм качества и требований потребительского рынка. Из всех гравитационных методов переработки наиболее высокую технологическую эффективность имеет тяжелосреднее обогащение. Этот способ обогащения позволяет получить результаты разделения по плотностям, близкие к теоретическим, свести к минимуму потери угля с отходами обогащения и обеспечить получение высококачественных товарных продуктов [1].

Способ тяжелосреднего обогащения основан на помещении смеси минеральных частиц различной плотности в среду промежуточной плотности, при этом легкие минералы, плотность которых менее плотности среды, находятся во всплывшем состоянии, а тяжелые – тонут. В качестве разделительной среды применяют суспензии минеральных порошков, представляющие собой смесь воды с тонкими минеральными частицами, крупность которых менее 0,1 мм. Мировой промышленный опыт тяжелосреднего обогащения углей показал, что наиболее эффективным утяжелителем, вытеснившим все другие, является магнетит, главным достоинством которого является простота регенерации (восстановления). Для приготовления рабочей суспензии на фабриках Украины применяется магнетитовый концентрат, плотность которого должна соответствовать 4300–4600 кг/м³ с содержанием магнитной фракции 93%. Однако, в процессе регенерации все же происходит потеря магнетита. Основные потери магнетита происходят в двух направлениях: при регенерации магнетита из некондиционной суспензии, или при его отмывке от продуктов обогащения [2].

Регенерация магнетитовой суспензии осуществляется с помощью магнитного обогащения. Исходным материалом для магнитного обогащения является механическая смесь магнитных и немагнитных тел, которая разделяется на магнитный и немагнитный продукты в водной среде. В нашем случае магнитным телом является магнетит, немагнитным – угольный шлам. Чем больше содержание в суспензии угольного шлама, тем выше потери магнетита с ним. Для регенерации магнетитовых суспензий применяются в основном электромагнитные сепараторы типа ЭБМ и магнитные сепараторы типа ПБМ и СБМ. Эти сепараторы являются барабанными сепараторами со слабым магнитным полем.

На углеобогащительных фабриках Украины используют одностадиальные или двухстадиальные системы регенерации, с использованием указанных выше сепараторов. При применении одностадиальной схемы регенерации некондиционная суспензия (шлам) подается на операцию магнитного обогащения с получением трех продуктов: магнетитовый концентрат, повторно используемый для приготовления магнетитовой суспензии; тонкий слив, обратная вода с незначительным содержанием тонких частиц, используемая для смыва магнетита с продуктов тяжелосреднего обогащения; грубый слив или отходы, продукт содержащий основное количество шлама и направляемый в водношламовый цикл фабрики для дальнейшего передела.

При применении двухстадиальной схемы регенерации на основной операции магнитного обогащения не выделяют тонкий и грубый слив, так как их объединяют в один продукт и направляют на вторую операцию магнитного обогащения (для снижения потерь магнетита) с получением указанных выше трех продуктов [3].

В последнее время на большинстве углеобогащительных фабриках применяют вместо двухстадиальной одностадиальную схему обогащения, а также используют в основном сепараторы с магнитной системой из постоянных магнитов (ПБМ, СБМ), напряженность магнитного поля на поверхности барабана у которых 1,5 раза меньше нежели у сепараторов типа ЭБМ. И как следствие, увеличились потери магнетита. Кроме этого в последнее время увеличилось содержание тонких классов в магнетитовом концентрате, уменьшился средний размер зерна, что также сказалось на увеличении потерь магнетита со шламами при его регенерации.

Второй путь, где теряется значительная часть магнетита, это его отмывка от продуктов обогащения. В работах [3-5] показано, что в данном направлении потери магнетита пропорциональны условиям его смыва и удельной поверхности продуктов обогащения. Для уменьшения потерь магнетита в данном случае предлагается применение второй стадии отмывки после отмывки на грохоте. Полученные после грохочения продукты разделения можно направлять в емкость с чистой водой, например, в колесный сепаратор либо в баггер-зумпф. Отмытый магнетит будет извлекаться с водой в слив, а чистые куски угля, либо породы будут извлекаться элеваторных колесом, либо элеватором.

Возможно, также применить нижнюю подачу воды под давлением под просеивающую поверхность грохота, либо устанавливать специальные просеивающие сита, которые имеют перепад высоты, где применяется дополнительная отмывка.

Таким образом, показано, что одной из основных проблем на углеобогащительных фабриках Украины является снижения потерь магнетита с продуктами обогащения.

Список литературы

1. https://ru.wikipedia.org/wiki/%D0%A3%D0%B3%D0%BE%D0%BB%D1%8C%D0%BD%D0%B0%D1%8F_%D0%BF%D1%80%D0%BE%D0%BC%D1%8B%D1%88%D0%BB%D0%B5%D0%BD%D0%BD%D0%BE%D1%81%D1%82%D1%8C_%D0%A3%D0%BA%D1%80%D0%B0%D0%B8%D0%BD%D1%8B.
2. http://ukrnii.ucoz.ua/publ/istochniki_poter_magnetita_na_tjazhelosrednykh_ustanovkakh_i_puti_ikh_snizhenija/1-1-0-17.
3. Обогащение угля в магнетитовой суспензии /А.Д. Полулях, А.С. Бучатский, С.А. Выродов. Д.А. Полулях; М-во образования и науки Украины, ДВНЗ «Національний гірничий університет». – Днепропетровск, НГУ, 2016. – 512 с.
4. Полулях А.Д. О качестве магнетитовых утяжелителей, применяемых для тяжелосреднего обогащения угля // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб., Державний ВНЗ «НГУ». – Дніпропетровськ, ПП «Інтеграл». – 2013. – Вып. 53 (94) – С. 87-92.
5. Пилов П.И., Донец А.В. Потери магнетита при тяжелосреднем обогащении каменных углей // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб., Державний ВНЗ «НГУ». – Дніпропетровськ, ПП «Інтеграл». – 2016. – Вып. 62 (103) – С. 108-113.

УДК 622.76

Невзорова К.В., Бражко С.В. студенты гр.ПКмм-14**Научный руководитель: Левченко К.А., к.т.н., доцент, заведующий кафедры обогащения полезных ископаемых***(ГВУЗ «Национальный горный университет», г.Днепр, Украина)***ПРИМЕНЕНИЕ ТОНКОГО ГРОХОЧЕНИЯ В СХЕМАХ ОБОГАЩЕНИЯ МАГНЕТИТОВЫХ РУД**

Известно, что концентраты, получаемые при магнитном обогащении тонковкрапленных магнетитовых руд, содержат незначительное количество (до 10%) закрупненного материала (+0,050; +0,074 мм). Грансостав некоторых концентратов, выпускаемых железорудными ГОКами в 80-х годах, приведен в табл. [1].

Классы крупности, мм	ГОК "Криворожстали"			СевГОК			ИнГОК		
	Выход, %	Содержание железа, %	Извлечение, %	Выход, %	Содержание железа, %	Извлечение, %	Выход, %	Содержание железа, %	Извлечение, %
+0,074	7,9	38,5	4,7	2,1	22,6	0,7	2,6	34,6	1,4
-0,074+0,05	11,6	61,5	11,0	4,0	39,5	2,5	6,8	47,2	5,0
-0,05+0,04	24,8	69,1	26,4	25,9	69,3	28,0	21,6	69,4	23,5
-0,04+0,03	33,9	68,3	35,8	33,3	69,1	35,9	25,0	69,6	27,3
-0,03+0,02	13,5	67,7	14,1	14,3	65,7	14,6	16,3	68,0	17,4
-0,02+0,01	5,1	66,5	5,4	10,3	62,9	10,1	13,8	65,2	14,1
-0,01+0,005	1,2	59,0	1,1	5,9	59,9	5,4	9,4	56,9	8,3
-0,005	2,0	48,1	1,5	4,2	43,6	2,8	4,5	42,2	3,0
Итого	100,0	64,8	100,0	100,0	64,3	100,0	100,0	63,8	100,0

Указанный материал имеет низкое содержание железа (30...50%), так как практически представлен бедными и богатыми сростками с незначительным количеством раскрытых рудных и породных частиц. Удаление этого материала позволит повысить качество концентрата на 2...3%.

Хотя, большинство ГОКов и выпускает в настоящее время концентраты с содержанием железа более 66,0%, но и в них содержится до 10% крупных классов. Это связано низкой эффективностью классифицирующих гидроциклонов, работающих в третьей стадии измельчения.

Операция удаления материала в крупности 50...70 мкм при помощи грохотов называется тонким грохочением. Первая попытка применения данной операции была осуществлена на Днепровском (Полтавском) ГОКе в начале 80-х годов. Применение тонкого грохочения позволило повысить качество получаемого концентрата с 63...64% до 65...66% железа. В качестве грохотов применялись шпальтовые сита, где шпальты были установлены с зазором 0,1 мм. Для предотвращения забивания щелей применялся ударный механизм. Недостатком грохотов оказалось то, что в результате многократного воздействия ударного механизма на конструкцию сит, последние не выдерживали длительной эксплуатации и рассыпались. Поэтому, данная технология обогащения магнетитовых руд не получила дальнейшего развития и даже на самом Днепровском ГОКе просуществовала не долго.

Технический прогресс в конструктивных решениях современных грохотов, а также разработка износостойчивых, незабивающихся сеток сделали применение

тонкого грохочения в технологических схемах обогатительных фабрик экономически целесообразным. Тонкое грохочение выполняется на высокочастотных грохотах, использующие высокочастотные, низкоамплитудные вибрации просеивающей поверхности по линейной (возвратно-поступательной) или эллиптической траекториям, и применяется для мокрых и сухих процессов разделения.

В настоящее время производителями высокочастотных грохотов являются: компания "Derrick Equipment Company " (США), Машиностроительный завод "ВИТЯЗЬ" (Харьков, Украина), Опытное производство ИГТМ НАН Украины (Днепр, Украина), ООО "Завод горно-обогатительного оборудования "ПРОГРЕСС" (Харьков, Украина) и многие др.

В схемах обогащения магнетитовых руд операцию тонкого грохочения возможно применить для непосредственного удаления крупного класса из концентрата; или же, для классификации руды в третьей стадии измельчения [2, 3].

При удалении крупного класса из концентрата образуется до 30...40% промпродукта (относительно концентрата или до 10% относительно руды, поступающей на обогащение). Данный промпродукт необходимо направлять на третью стадию измельчения в операцию классификации на гидроциклонирование. Недостатком такого решения является то, что возрастает нагрузка на третью стадию измельчения, где зачастую мельница и так, уже перегружена (циркулирующая нагрузка в данной стадии составляет 150...300%). Положительная сторона то, что необходимо небольшое количество грохотов, лишь для грохочения концентрата. Поэтому этот способ целесообразно применить, если имеется рынок сбыта данного промпродукта или же имеется запас по производительности мельницы третьей стадии измельчения.

Более интересным является решение использования тонкого грохочения в третьей стадии измельчения для классификации руды (вместо гидроциклонов). В этом случае циркулирующая нагрузка на мельницу значительно снижается (эффективность тонкого грохочения в 1,5...2 раза выше, чем гидроциклонирования), и в подрешетном продукте не содержится частиц избыточной крупности. К недостаткам следует отнести то, что количество материала, подвергаемое грохочению, увеличивается практически в два раза, а значит и количество грохотов, площадь, занимаемая оборудованием, также увеличивается в 3...4 раза.

Если известна гранулометрическая характеристика материала, поступающего на третью стадию измельчения, и технические и технологические характеристики высокочастотных грохотов, то для каждого ГОКа возможно определить экономическую целесообразность применения тонкого грохочения в первом и во втором случае.

Таким образом, высокочастотные виброгрохоты технологически эффективнее, так как разделяют материал по одному разделительному признаку – крупности зерен и исключают накопление раскрытых тонких зерен большей плотности в составе циркулирующей нагрузки измельчительных стадий.

Список ссылок

6. Справочник по обогащению руд черных металлов / С.Ф. Шинкоренко, Е.П. Белецкий, А.А. Ширяев и др. 2-е изд., перераб. и доп., под ред. С.Ф. Шинкоренко, М. Недра. – 1980 – 527 с.
7. Применение тонкого грохочения в схеме обогащения магнетитовой руды Соколовско-Сорбайского ГОКа / М.М. Турдахунов, О.С. Исаченко, В.А. Барсов и др. // ж. «Обогащение руд», Санкт-Петербург. – 2002. – №4. – С. 21-24
8. Кирнарский А.С. Грохот и/или гидроциклон? // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб., Державний ВНЗ «НГУ». – Дніпропетровськ, ПП «Інтеграл». – 2013. – Вып. 53 (94) – С. 65-71.

УДК 622.766:622.333

Никитов Р.А. студент гр. 184м-16-2**Научный руководитель: Полулях Д.А.**, канд. техн. наук

(ГВУЗ «Национальный горный университет», г. Днепр, Украина)

ВЛИЯНИЕ ПЛОТНОСТИ РАЗДЕЛЕНИЯ НА ВЕЛИЧИНУ ЗАСОРЕНИЯ ПРОДУКТОВ ОБОГАЩЕНИЯ ТЯЖЕЛОСРЕДНОГО СЕПАРАТОРА

В методиках расчета практического баланса продуктов обогащения в углеобогащении принято применять их засорение некондиционными фракциями. При выделении в технологической операции трех продуктов обычно применяются плотности разделения 1500 и 1800 кг/м³, при выделении двух продуктов либо 1500 кг/м³, либо 1800 кг/м³. Однако требования потребителей угольной продукции предопределяет необходимость ведения разделения частиц по плотности между 1500 кг/м³ и 1800 кг/м³. В связи с изменением плотности разделения изменяются и коэффициенты взаимозасорения продуктов обогащения. В соответствии с [1-3] с увеличением плотности разделения засорения концентрата и отходов возрастают, соответственно, фракциями больше и меньше плотности разделения.

Практика тяжелосредного обогащения последних лет показывает, что с увеличением количества породы в исходном материале до уровня 50% существенно изменило эти закономерности. Для подтверждения этого вывода на ЦОФ «Комсомольская» на сепараторе СК-32 были выполнены специальные исследования по установлению засорения продуктов тяжелосредного обогащения при изменении плотности магнетитовой суспензии [4]. Обогащению подвергался уголь марки «Г» с показателями обогатимости $T = 4,1-5,4\%$. Плотность магнетитовой суспензии составляла 1500, 1700, 1900, 2100 кг/м³.

В табл. приведены показатели засорения продуктов обогащения на различной плотности магнетитовой суспензии при обогащении рядового угля.

Засорение продуктов обогащения

Материал	Плотность суспензии, кг/м ³	Продукты обогащения					
		концентрат			отходы		
		βп/п(к)	βп(к)	Итого	βк(о)	βп/п(о)	Итого
Рядовой уголь	1500	1,14	0,22	1,66	0,27	3,55	3,82
	1700	4,79	0,27	5,06	0,21	0,58	0,79
	1900	4,9	1,63	6,53	0,14	0,3	0,17
	2100	4,95	2,4	7,35	0,06	0,02	0,08
Класс 50-100 мм	1500	0,24	0	0,24	0,88	4,68	5,56
	1700	0,75	0	0,75	0,62	3,23	3,85
	1900	1,55	0,38	1,93	0,36	1,46	1,82
	2100	1,92	0,52	2,44	0,21	0,52	0,73
Класс 25-50 мм	1500	0,56	0	0,56	0,66	3,51	4,17
	1700	1,03	0,48	1,51	0,47	2,33	2,8
	1900	1,85	0,76	2,61	0,28	1,28	1,56
	2100	3,01	1,22	4,23	0,12	0,21	0,33
Класс 13-25 мм	1500	0,74	0,15	0,89	0,52	2,82	3,34
	1700	1,16	0,52	1,68	0,38	1,01	1,39
	1900	2,02	0,94	2,96	0,24	0,69	0,93
	2100	3,14	1,47	4,61	0,07	0,11	0,18

Продолжение табл.

Материал	Плотность суспензии, кг/м ³	Продукты обогащения					
		концентрат			отходы		
		βп/п(к)	βп(к)	Итого	βк(о)	βп/п(о)	Итого
Класс 6-13 мм	1500	0,99	0,28	1,27	0,43	2,12	2,55
	1700	1,33	0,77	2,1	0,31	0,91	1,22
	1900	2,29	1,57	3,86	0,11	0,42	0,53
	2100	3,24	3,26	6,5	0	0,06	0,06
Класс 3-6 мм	1500	1,84	0,86	2,7	0,32	1,87	2,19
	1700	2,24	2,72	4,96	0,24	0,82	1,06
	1900	3,02	8,44	11,46	0,06	0,31	0,37
	2100	3,32	9,36	12,68	0	0	0
Класс 1-3 мм	1500	2,09	1,37	3,46	0,23	1,24	1,47
	1700	2,9	7,8	10,7	0,11	0,69	0,8
	1900	3,38	16,91	20,29	0	0,28	0,28
	2100	3,69	24,9	28,59	0	0	0

Из данных табл. 1 следует, что с ростом плотности магнетитовой суспензии засорение концентрата промпродуктовыми и породными фракциями возрастает, а отходов концентратными и промпродуктовыми фракциями снижается. С уменьшением крупности машинных классов засорение продуктов обогащения увеличивается. Особенно резко увеличивается засорение концентрата для классов 3-6 мм и 1-3 мм для плотности разделения 1900 кг/м³ и составляет соответственно до 12% и 20%, что подтверждает необходимость их полного удаления при подготовительном грохочении из крупного машинного класса.

Таким образом, приведенные результаты промышленных исследований обогащения высокозольного угля в тяжелосредних сепараторах с выделением двух продуктов подтверждают необходимость корректировки значений взаимозасорения продуктов обогащения, приведенных в [1-3].

Список литературы

1. Методика расчета показателей качества углей и продуктов их переработки. - Ворошиловград: Укрнииуглеобогащение, 1983. – 82 с.
2. СОУ 10.1.00185755:002-2004 «Вугільні продукти збагачення. Методика розрахунку показників якості». – Київ: Мінпаливенерго України, 2004. – 46 с.
3. РД 03-306-99 «Инструкция по определению и нормированию потерь угля (сланца) при переработке». – М.: Госгортехнадзор России, 1999. – 33 с.
4. Техническая помощь при внедрении отсадочных машин типа ОМ12-1 и ОМА10-1, модернизированных узлов и совершенствование технологии обогащения крупного и мелкого угля: Отчет о НИР / Рук. В.И. Хайдакин. – Ворошиловград: Укрнииуглеобогащение, 1976. – 148 с.

УДК 681.518.54

Носатенко К.Г. студентка гр. 184с-16-3**Научный руководитель: Левченко К.А., к.т.н., доцент, заведующий кафедры обогащения полезных ископаемых***(ГВУЗ «Национальный горный университет», г.Днепр, Украина)*

ПУТИ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ ОБОГАЩЕНИЯ ИЛЬМЕНИТОВОГО СЫРЬЯ

Украина является одной из ведущих стран-производителей концентратов титановых руд в мире. На ее территории сосредоточено 20% мировых запасов и добычи ильменита.

В Украине добычей и обогащением титанового сырья занимаются предприятия: Вольногорский ГМК, Иршанский ГОК, «Валки-Ильменит», Демурицкий ГОК, предприятие «Цветмет», ООО «Велта», Матроновский ГЗК и ряд других предприятий.

Исходя из действующих лицензий на эксплуатацию 17 крупнейших месторождений запасы титансодержащего сырья в Украине по состоянию на начало 2010 г. составляют около 184 млн. т TiO_2 . В то же время, несмотря на большой объем запасов, само титансодержащее сырье относится, преимущественно, к категории «бедного», что обуславливает, при прочих равных условиях, повышенные затраты на обогащение.

Практически на всех предприятиях имеется однотипная технология обогащения, которая включает получение черного концентрата за счет применения гравитационных методов обогащения. В качестве гравитационных аппаратов используют: конусные сепараторы, винтовые сепараторы и концентрационные столы. Далее полученный концентрат доводят при помощи магнитных и электрических методов обогащения.

Первое место в рейтинге добытчиков ильменитового сырья на украинском рынке принадлежит государственному Иршанскому ГОКу (более 300 тыс. т/год).

На Иршинском ГОКе первичное обогащение выполняется на обогатительных фабриках карьеров № 5...9. Доводка ильменитовых концентратов осуществляется с применением гравитационных и магнитных методов и разделяется на четыре основных обогатительных передела:

1. Подготовка песков к обогащению – осуществляется с целью размыва (дезинтеграции) песков, поданных на фабрику, удаления крупных (больше 4,0 мм) и мелких (меньше 0,05 мм) классов, которые практически не содержат ильменит. В состав этих классов входит крупный кварц, галька, полевошпат, каолин, глина и тому подобное. Подготовку песков проводят в мокром режиме (в виде пульпы) с помощью нескольких стадий операций дезинтеграции, грохочения и обесшламливания. Основным оборудованием этих операций служат скрубберы, инерционные грохоты и гидроциклоны. Продуктом подготовки песков является так называемая «зернистая масса» или «мытые пески», которые содержат 8...15 % ильменита.

2. Гравитационное обогащение – осуществляется с целью удаления основной массы пустой породы, то есть кварца, зерна которого почти в два раза легче зерен ильменита. Этот этап обогащения проводится с помощью нескольких стадий винтовой сепарации. Основным оборудованием являются винтовые сепараторы разных моделей. Продуктом гравитационного обогащения служит черновой ильменитовый концентрат, который содержит до 70 % ильменита.

3. Мокрая магнитная сепарация – поскольку ильменит в отличие от кварца имеет магнитные свойства, то в процессе мокрой магнитной сепарации осуществляется доочистка большей части черного ильменитового концентрата до массовой доли

ильменита больше 94,5% (готовая продукция). Сепарацию проводят на валковых электромагнитных сепараторах типа ЭВС.

4. Поскольку магнитная сепарация в мокром режиме недостаточно эффективна и не позволяет достичь максимального извлечения ильменита в конечный продукт, то для доизвлечения ильменита из отходов мокрой магнитной сепарации применяется сухая магнитная и электрическая сепарации, которые проводятся на валковых электромагнитных сепараторах типа 2ЭВС и электросепараторах фирмы “Карпко”. Конечным продуктом является ильменитовый концентрат с массовой долей ильменита не менее 94,5 %.

Кроме вышеперечисленных основных операций, в технологической схеме обогащения применяются вспомогательные операции: обезвоживание и сушка. Они осуществляются с помощью обезвоживающих конусов, вакуум-фильтров и барабанных печей. Качество получаемого ильменитового концентрата регламентируется такими показателями как – содержание ильменита (TiO_2) и содержанием вредных примесей: оксидов алюминия и кремния (Al_2O_3 и SiO_2); фосфора (P_2O_5) и хрома (Cr_2O_3).

Проблема повышения качества ильменитового концентрата включает два аспекта – химический и минеральный состав продукта. Для химической переработки ильменитового концентрата важным является стабильное содержание в ильмените основных химических компонентов (TiO_2 , FeO , Fe_2O_3 , P_2O_5 , Cr_2O_3), которые зависят от формы ильменита. Весь ильменит условно можно разделить на две категории по степени измененности (выщелачиванию железа): неизменный (TiO_2 до 56...57 %, FeO / Fe_2O_3 больше 1,0) и измененный (TiO_2 больше 56...57 %, FeO / Fe_2O_3 менее 1,0). Для эффективной химической переработки ильменитового концентрата сернокислым способом необходимо максимальное содержание зерен неизменного ильменита.

Разделение ильменитового концентрата на неизменный и измененный достигается магнитным фракционированием, то есть разделением зерен ильменита по степени магнитной восприимчивости (измененный ильменит характеризуется меньшими магнитными свойствами). Для этого необходимо применять новые более эффективные магнитные сепараторы, такие барьерный сепаратор "Туркенич" или роторные сепараторы типа 6(4) ЭРМ производства НТЦ «МАГНИС».

Кроме того, в связи с вовлечением в переработку все более бедных песков показатель извлечения ильменита в концентрат постоянно снижается и на сегодняшний день составляет примерно 77,5%. Основные потери извлечения, а значит и ильменита происходят на доводочных операциях. Снижение данных потерь возможно за счет совершенствования технологии обогащения, или применения более совершенного оборудования.

Украина в январе-августе 2016 нарастила экспорт титаносодержащих руд и концентрата в натуральном выражении на 84,8% по сравнению с аналогичным периодом 2015 г. – до 280,583 тыс. т. Согласно таможенной статистике, обнаруженной Государственной фискальной службой, за 8 месяцев экспорт титаносодержащих руд и концентрата в денежном выражении возрос на 45,3% до 53,9 млн. \$

Источники информации:

1. <http://ugmk.info/art/cvetmet-ukrainy-titanovye-prioritety/0.html>
2. Быховский Л. З. Освоение сырьевой базы титана – актуальная задача горной промышленности / Л. З. Быховский, Л. П. Тигунов, Л. Б. Зубков // Минеральные ресурсы России. – 2001. – № 4. – С. 17-22.
3. Металиди В.С. Титан России // Минеральные ресурсы Украины. 2008. №3. с. 42-45.
4. Карт М. Совершенствование процесса электрического разделения руды. – М.: Наука, 1968, 105 с.
5. <https://zolotodb.ru/articles/metallurgy/separation/10504> ????

УДК 681.518.54

Яровая А.А. , Малтыз В.В. студенты гр.ПКмм-14-1**Научный руководитель: Березняк А.А., к.т.н., доцент кафедры обогащения полезных ископаемых***(ГВУЗ «Национальный горный университет», г. Днепр, Украина)*

ОБЕЗВОЖИВАНИЕ ШЛАМОВ ПАВЛОГРАДСКОЙ ЦОФ ПУТЁМ ПЕРЕРАСПРЕДЕЛЕНИЯ ВЛАГИ МЕЖДУ ПОРИСТЫМИ СРЕДАМИ

Цель данной работы – на основе опыта и научных исследований достичь увеличения эффективности обезвоживания шламов и уменьшение энергозатрат.

Обезвоживание связано с удалением капиллярно-связанной воды, количество которой зависит от размера пор и удельной поверхности раздела фаз (твердой, жидкой, газообразной). Обезвоживание в простейших случаях осуществляется фильтрованием через пористую среду или центрифугированием. Для обезвоживания тонких продуктов обогащения используют вакуум-фильтры, пресс-фильтры и другие аппараты. В наше время эти аппараты очень дорогостоящие и имеют значительные эксплуатационные расходы. Чем тоньше продукт обогащения, тем сложнее его обезвоживание. Приведем формулу Лапласа $P_{л} = \sigma \left(\frac{1}{R_1} + \frac{1}{R_2} \right)$, где σ - удельное поверхностное натяжение; R_1, R_2 - радиусы кривизны поверхности в двух взаимно перпендикулярных плоскостях. Отсюда следует, что чем меньше радиус кривизны, тем больше давление.

Из литературных данных известен способ обезвоживания путем перераспределения влаги между пористыми средами. Из статьи Березовского Н.И. по обезвоживанию торфа следует, что способ, основанный на том, что влажный сыпучий материал, находящийся между двумя непрерывными губчатыми лентами незамкнутой капиллярной структуры, отдает влагу капиллярам этих лент, которые аккумулируют ее, а избыточная влага удаляется при сжатии пористых лент, проходящих между барабанами конвейеров и отжимными роликами.

Торф – это волокнистое вещество, а в нашем случае это угольная смесь и как она будет себя вести неизвестно. Чтобы изучить обезвоживание угольных шламов, были проведены экспериментальные опыты изучения процессов кинетики и давления на обезвоживание шлама. При проведении опытов мы заменили ленту на войлочный хлопчатобумажный гидрофильный пористый материал, для того чтобы хорошо впитывалась влага.

В начале опыта взвешиваем угольный шлам, массу волокнистого материала и фильтровальную бумагу. Начальная влажность угольного шлама составляла 42%.

Методика проведения: в цилиндр диаметром 65 мм, в который вкладывали два волокнистых материала по 5мм каждый, для предотвращения попадания частиц в волокнистый материал использовали фильтровальную бумагу. Нагружали поршень грузом, выдерживали определенное время. Затем установка разбиралась и взвешивали угольный шлам, а также волокнистый материал до и после отжима между отжимными роликами. Данный опыт был проведен 8 раз с разным интервалом времени. Из опытов приведенных на рис. 1 можно увидеть, что влажность угольного шлама уменьшилась до 32,5% при давлении 0,1а.т.м.

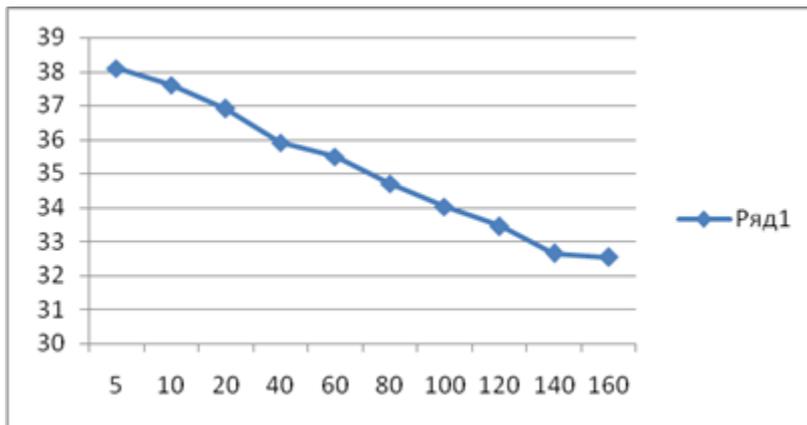


Рисунок 1. – График зависимости влажности материала от времени

Был проведен еще один опыт с разным давлением (рис. 2). В результате которого видно, что конечная влажность материала составила: 32,8% при давлении 0,3 а.т.м. (синий цвет); 28,7% при давлении 1,8 а.т.м. (зеленый цвет); 28,8% при давлении 3 а.т.м. (красный цвет); время нахождения материала под давлением было равным и составило 180 с (3 мин).

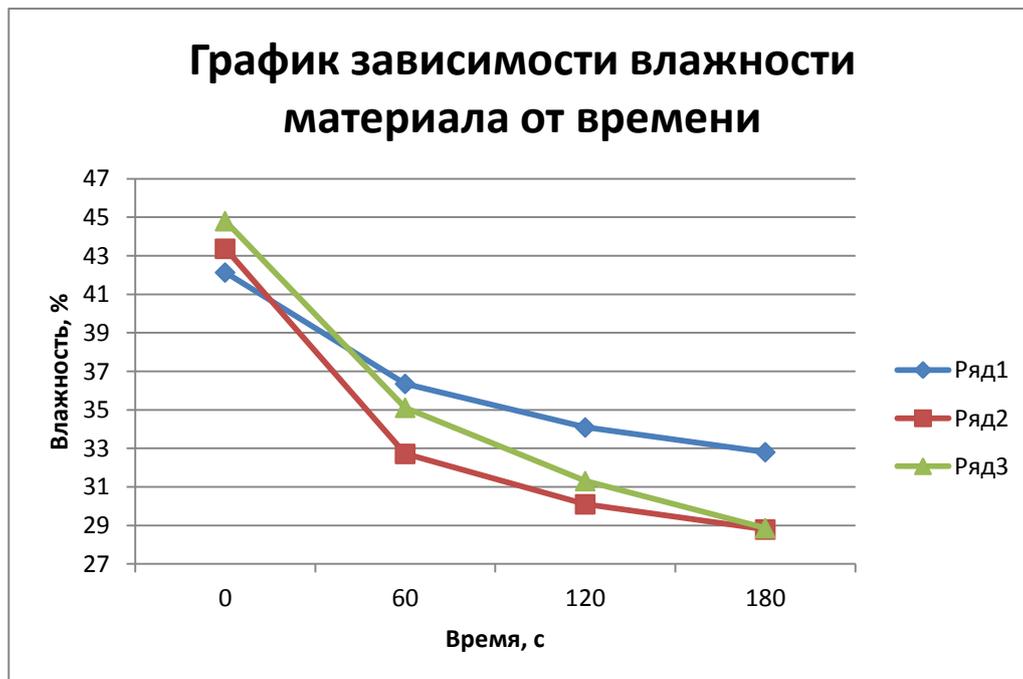


Рисунок 2. – График зависимости влажности материала от времени и давления

Таким образом, показано, что предложенный способ обезвоживания не требует больших энергетических затрат и может использоваться для обезвоживания угольных шламов; достаточно легко реализуется на промышленных аппаратах.