

ТОМ 2

**ЗБАГАЧЕННЯ КОРИСНИХ
КОПАЛИН**

УДК 622.73

Дрешпак О.С., інженер кафедри ЗКК

(Державний ВНЗ «Національний гірничий університет», м. Дніпропетровськ, Україна)

ОПРЕДЕЛЕНИЕ СТЕПЕНИ РАЗУБОЖИВАНИЯ ИЗВЕСТНЯКОВ ЗАПАДНО-ТЯГИНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

В связи с необходимостью повышения качества производимого известнякового щебня, а также увеличением времени ежегодной эксплуатации Западно-Тягинского карьера известняков, были исследованы свойства известняков понтического и мэотического ярусов с целью определения их структуры и возможности обогащения сырья, поступающего на переработку.

Так, Западно-Тягинское месторождение представлено слабокремненными известняками с глинистыми прослоями небольшой мощности. Наличие, количество и неоднородность примесей песчано-алевритового материала и кремнезема (глины) при разработке текущего слоя известняка определяет технологию его дробления и классификации, а также методы и средства повышения содержания известняка CaCO_3 в кондиционных классах крупности готового продукта. Дополнительным фактором, осложняющим переработку известняка, является повышенная влажность горной массы, благодаря которой образуются конгломераты из глины с тонкозернистыми включениями известняка.

Исследование свойств исходного сырья. Были проведены исследования физико-механических свойств известняков двух рабочих уступов (понтического и мэотического ярусов) для выявления контрастных показателей целевого минерала кальцита CaCO_3 и сопутствующих примесей ($\text{Al}_2\text{O}_3 + \text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{SiO}_2 + \text{n.o.}$), а также оценена степень включения более мелких узких классов крупности в более крупные товарные продукты известнякового щебня.

По исходной пробе известняка крупностью 0-70мм и весом 40 кг был определен гранулометрический состав путем последовательного просеивания на стандартных лабораторных ситах. Влажность пробы при просеивании составляла $W_{\text{исх}}=13,5\%$. При грохочении ячейки рабочей поверхности сита быстро залипали, а часть глинистого материала с зёрнами известняка узких классов крупности менее 5мм образовывала более прочные конгломераты, которые оставались на ситах с более крупной ячейкой. Гранулометрические кривые узких классов крупности показывали закрупненные «псевдофракции», которые в дальнейшем, при достижении влажности $W_{\text{кон}}=5-7\%$, разрушались и образовывали мелкие классы крупности.

При визуальном осмотре из каждой узкой фракции были выбраны пластичные зёрна, содержащие преимущественно глинистые частицы, твердые зёрна, содержащие преимущественно известняк, а также твердые зёрна, обволоченные пленкой из глинистых частиц, удельные изменения влажности для зерен трех типов приведены в табл. 1.

Таблица 1.

Удельное изменение влажности

	Удельное изменение влажности твердые зёрна известняка			
	1	2	3	4
10-20мм	8,961%	0,090%	-0,162%	0,123%
7-10мм	9,091%	0,241%	-0,302%	0,260%
5-7мм	9,327%	0,359%	-0,350%	0,332%

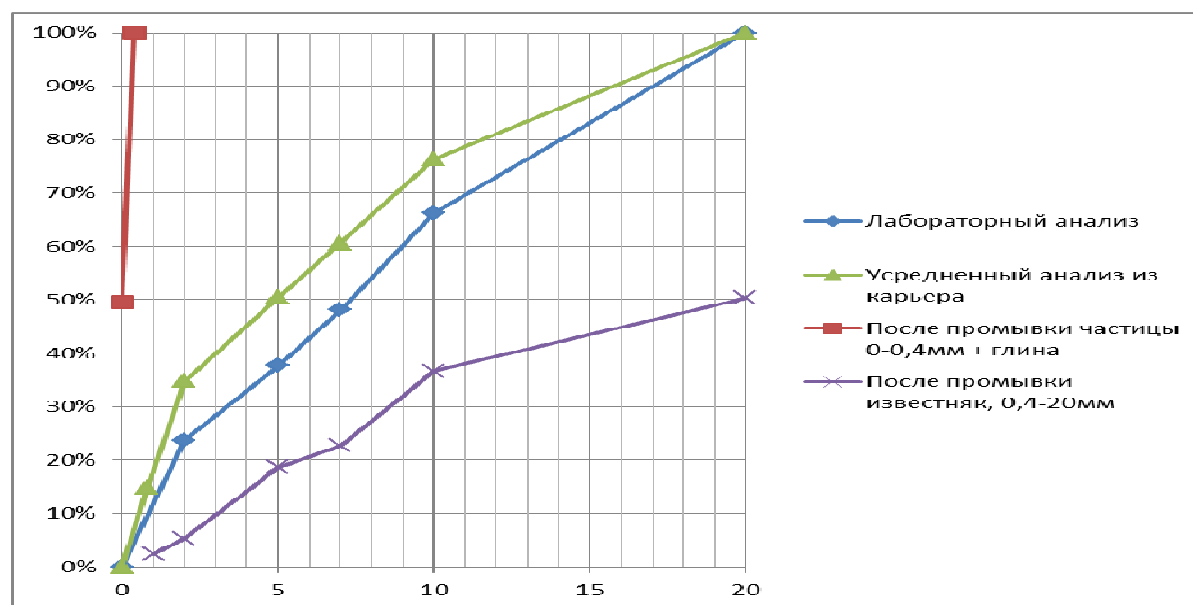
Удельное изменение влажности пластичные частицы				
10-20мм	15,888%	0,248%	-0,146%	0,222%
7-10мм	14,159%	0,371%	-0,243%	0,200%
5-7мм	17,606%	0,035%	-0,265%	0,560%
Удельное изменение влажности зерен, обволоченных глинистыми частицами				
10-20мм	12,452%	0,103%	-0,202%	0,245%
7-10мм	11,976%	0,252%	-0,266%	0,239%
5-7мм	12,214%	0,265%	-0,361%	0,398%
2-5мм	12,130%	0,206%	-0,323%	0,295%
0-2мм	11,275%	0,168%	-0,272%	0,262%

Из таблицы 1 видно, что исходная влажность и скорость впитывания влаги для трех типов зерен различается. Следовательно, разделение этих типов зерен на ранних стадиях обогащения позволит проводить последующую классификацию с максимальным выходом узких классов крупности известнякового щебня без засорения конечных продуктов разделения.

Для определения степени загрязнения известняка сопутствующими примесями было проведено мокрое грохочение уже имеющихся узких классов крупности табл. 2.

Таблица 2.

Оценка загрязнения известняка сопутствующими примесями.



Выводы. Обоснование и моделирование процесса разделения, основанного на принципах разрушения конгломератов слабых зерен трением и касательным ударом в стесненных условиях, позволит уменьшить содержанием как слабых зерен известняка и конгломератов с сопутствующими примесями ($Al_2O_3+Fe_2O_3+SiO_2+n.o.$) в кондиционных средних и мелких классах крупности, так и увеличить содержание соответствующих зерен в узких классах крупности. Внедрение такого процесса обогащения на практике позволит увеличить количественные и качественные характеристики мелких и средних классов крупности известнякового щебня.

Горбачева А.П.

(Государственный ВУЗ “Национальный горный университет”, г. Днепропетровск, Украина)

ИЗУЧЕНИЕ ПАРАМЕТРА УСТОЙЧИВОСТИ МАГNETИТОВОЙ СУСПЕНЗИИ

При проведении процесса тяжелосредного обогащения очень важными являются параметры, которые влияют на реологические свойства суспензии. Один из них – устойчивость суспензии. Под устойчивостью суспензии понимается способность тонкодисперсного порошка тяжелого твердого вещества находится в дисперсионной среде во взвешенном состоянии в течении длительного промежутка времени. Устойчивость будет тем выше, чем выше концентрация и дисперсность твердого вещества. Данный параметр можно характеризовать как обратную величину скорости образования осадка. Устойчивость коллоидно - дисперсных суспензий, осаждение которых может продолжаться длительный период, практически стремится к бесконечности. Устойчивость можно характеризовать коэффициентом устойчивости, который является временем для осаждения одного объемного или весового процента твердого вещества при полном или частичном осаждении суспензии. От данного параметра зависит то, как будет протекать процесс обогащения.

Стабилизация суспензии основывается на закономерностях гидродинамического равновесия минеральной взвеси, определяемых скоростью и направлением потока, в отличии от беспорядочного механического перемешивания.

При обогащении в тяжелосредных сепараторах данная стабилизация осуществляется посредством вертикальных восходящих потоков. Устойчивое равновесие будет достигнуто, если скорость восходящего потока больше, чем скорость осаждения основной массы наиболее крупных частиц и наиболее тяжелых по своему удельному весу.

В условиях ламинарного течения потока могут разделяться зерна крупностью свыше 2 мм, если разность их плотностей лежит в пределах $1,5 \pm 0,05$. При этом значение вязкости суспензии составляет 0,03 пуаза. Однако, на практике стабилизация суспензии достигается только для материала крупностью свыше 8 мм. Более мелкие частицы выносятся потоком в концентрат.

Данные ограничения по крупности происходят по причине неравномерного распределения скоростей потока суспензии по сечению ванны, вследствие чего возникают местные токи большой скорости и образуются вихри, которые нарушают состояние покоя суспензии и препятствуют свободному расслоению угля и ведут к снижению точности разделения.

Для того, чтобы суспензия обладала текучестью, а также для того, чтобы поддерживать твердую фазу во взвешенном состоянии, то есть сделать ее устойчивой, необходимо подобрать наиболее рациональную концентрацию твердой фазы, а также изучить как будет вести себя вязкость магнетитовой суспензии при различной скорости осаждения суспензии и концентрации, а также, изучить влияние шлама.[1]

Перечень ссылок

1. Землянский П.П. Обогащение угля в тяжелых средах. [Текст]: Учебн. пособ./ П.П. Землянский.- Углетехиздат, 1953.- 168с.

622.6

А. В. Донец, аспирант, П. И. Пилов, д-р техн. наук, проф.*(Украина, Днепропетровск, Государственное ВУЗ "Национальный горный университет")*

ПОТЕРИ МАГНЕТИТА ПРИ ТЯЖЕЛОСРЕДНОМ ОБОГАЩЕНИИ КАМЕННЫХ УГЛЕЙ

Технология обогащения в тяжелой среде на основе разделения по разности плотностей полезного ископаемого и породы хорошо известна, как наиболее точный и эффективный метод разделения. Это один из основных методов разделения крупных классов углей широко применяемый во всем мире.

На результаты обогащения в тяжелосредних установках большое влияние оказывает присутствие в обогащаемом сырье тонких частиц угля и породы, так называемого шлама. Небольшое количество шлама в суспензии не только не вредно для технологического процесса обогащения, но и желателно или просто необходимо. Это связано с тем, что данный метод может обеспечить высокую эффективность процесса лишь при условии стабильности ряда технологических параметров: плотность, вязкость и устойчивость.

Основные потери магнетита происходят либо при его отмывке от продуктов обогащения, либо при регенерации из некондиционной суспензии. Применяемые в качестве утяжелителей магнетитовые концентраты по гранулометрическому составу классифицируются на крупный, мелкий и тонкий. Применение более зернистого утяжелителя при обогащении углей, содержащих легкоразмокаемые породы, т.е. на фабриках с содержанием шлама в магнетитовой суспензии более 100 г/л приводит к снижению потерь магнетита и возможности увеличения нагрузок на сепаратор, обезвоживающее и регенерирующее оборудование. Поэтому рассмотрим более внимательно возможность снижения потерь магнетита при его отмывке.

При отмывке продуктов обогащения от магнетита на просеивающей поверхности в одну стадию, определенная часть магнетита собирается в нижних частях обрабатываемых кусков, т.е. в их гидродинамической тени и таким образом, уносится с продуктами обогащения, что приводит к неконтролируемым потерям.

Для количественной оценки этих потерь выполнены лабораторные исследования процесса отмывки, имитирующие подобный процесс в промышленных условиях.

Для исследования использовалась проба угля, отобранная на ЦОФ «Павлоградская». Уголь был разделен на 3 класса крупности. Крупный (-25 +10 мм), средний (-10 +5 мм) и мелкий (-5 +2 мм), каждый из которых был разделен на легкую (концентрат) и тяжелую (порода) фракции в магнетитовой суспензии плотностью 1520 кг/м³. Выхода полученных продуктов представлены в табл. 1.

Таблица 1.

Классы крупности, мм	-25 +10	-10 +5	-5 +2
Масса, кг	1,15	1,84	1,41
Выход: концентрата	73,9	34,8	29,1
породы	26,1	65,2	70,9

Полученные для каждого класса крупности продукты (легкая и тяжелая фракции) подвергались отмывке, по технологии, подобной отмывке на грохоте в промышленных условиях. Для окончательной отмывки полученные продукты опускали в емкость с чистой водой. Из использованной воды выделяли осадок, представляющий собой смесь магнетита и шлама, высушивали его и взвешивали. Осадок затем подвергался магнитной сепарации в слабом поле для выделения магнетита, представляющего собой потенциальные потери вследствие неэффективной отмывки. Все продукты

взвешивались. Результаты потерь утяжелителя по каждому из продуктов представлены в табл. 2.

Таблица 2.

Потери утяжелителя при тяжелосреднем обогащении

	Продукты	Класс крупности, мм					
		-25 +10		-10 +5		-5 +2	
		к-т	порода	к-т	порода	к-т	порода
Отмывка	магнитный, г	4,25	9,15	35,7	32,6	15,3	325,74
	немагнитн., г.	0,55	0,4	4,5	3,9	4,45	20,05
Осадок	магнитный, г	1,5	3,0	1,05	18,2	3,10	200
	немагнитн., г.	7,75	1,55	20,09	29,95	1,55	0,4

На основании табл. 1 и табл. 2 был произведен расчет потерь утяжелителя на тонну продукта по указанным классам крупности, который приведен в табл. 3.

Таблица 3.

Потери утяжелителя на тонну продукта

	-25 +10		-10 +5		-5 +2	
	концентрат	порода	концентрат	порода	концентрат	порода
Потери магнетита, кг/т	1,77	10	1,64	15,17	7,56	20

Как видим из табл. 3 потери магнетита с тяжелой фракцией значительно выше по сравнению с легкой, кроме этого с уменьшением класса крупности увеличивается и количество потерь. Поэтому, на основании полученных данных возможно предположить о пропорциональности количества потерь утяжелителя от удельной поверхности частиц, разделяемого материала.

Известно, что удельная поверхность материала обратно пропорциональна размеру частиц его составляющего [5] и выражается уравнением $S_{y\delta} = 6/(\delta d_{cp})$, где δ – плотность материала ($кг/м^3$), d_{cp} – средневзвешенный размер частиц материала ($м$). Поэтому определим величину $1/d_{экр}$ для каждого узкого класса и сравним ее с общей величиной потерь магнетита. Результаты вычислений сведем в табл. 4.

Таблица 4.

Классы крупности, мм	-25 +10	-10 +5	-5 +2
$1/d_{экр}, 1/м$	57,143	133,333	285,714
Общие потери утяжелителя, кг	11,77	16,81	27,56

Обработка полученных данных позволила установить линейную зависимость потерь от удельной поверхности частиц материала.

Таким образом, проведенные лабораторные исследования позволили установить, что часть потерь магнетита при тяжелосреднем разделении связана с неэффективной его отмывкой с поверхности частиц обогащаемого материала и пропорциональна его удельной поверхности.

Список литературы

1. Бедрань Н.Г. Исследование свойств магнетитовых утяжелителей для обогащения углей в тяжелых средах. Отчет. Д.: ДГИ. 1977. 83 с.
3. Землянский П. П. определение расхода суспензии для ее регенерации. Техника и технология обогащения углей. Научные труды. Том IV. М.: недра. 1965. С.143-152
4. Землянский П. П. Определение скорости накопления шлама в суспензии при обогащении углей. Техника и технология обогащения углей. Научные труды. Том VI. М.: Недра. 1968. С. 177-185
5. Пилов П. И. Гравитационная сепарация полезных ископаемых: учебное пособие. – Д.: Национальный горный университет, 2010. 127 с.

УДК 622.7

Редька Е.А. студент гр. ГТЗм-15-1м

Научный руководитель: Полулях Д.А., к.т.н., доцент кафедры обогащения полезных ископаемых

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

ПРОБЛЕМЫ ОБОГАЩЕНИЯ ВЫСОКОЗОЛЬНЫХ УГОЛЬНЫХ ШЛАМОВ

В мировой практике в настоящее время единственным эффективным способом обогащения тонких шламов крупностью до «нуля» остается пенная флотация, основывающаяся на разнице физико-химических свойств поверхности частиц угля и породы. Другие способы обогащения данных шламов (пенная сепарация, масляная агломерация и т.д.) не получили практического распространения.

Последнее время практически на всех углеобогатительных фабриках, перерабатывающих коксующиеся угли, используется технологическая схема с применением спиральных сепараторов для обогащения зернистых шламов крупностью 0,15(0,2)–1(2) мм. Это позволяет значительно снизить нагрузку как на флотационные отделения фабрик по твердому, так и на гравитационные отделения (особенно это эффективно при обогащении мелкого угля крупностью до 13 мм на тяжелосредних гидроциклонах – существенное сокращение удельного расхода магнетита). Вместе с тем, уменьшается средняя крупность частиц, поступающих на флотацию. Также, если присутствует в питании флотации глина, то критически ухудшаются показатели флотации, увеличивается расход флотореагентов и, соответственно, увеличивается себестоимость процесса обогащения.

Учитывая то, что спиральные сепараторы производят разделение по средней и высокой плотности разделения ($1600-2000 \text{ кг/м}^3$), их рекомендуется применять для обогащения энергетических углей различной обогатимости и коксующихся углей легкой обогатимости. Для обогащения коксующихся углей трудной обогатимости применение спиральных сепараторов менее эффективно, поскольку качество концентрата существенно ухудшается вследствие засорения фракциями промежуточной плотностью $1400-1800 \text{ кг/м}^3$.

Достоинства спиральных сепараторов: низкие капитальные и эксплуатационные затраты, простота устройства, отсутствие движущихся частей, возможно колебание содержания твёрдого в питании ($250-450 \text{ кг/м}^3$). Недостатки: ограниченный диапазон плотности разделения $1600-2000 \text{ кг/м}^3$, низкая эффективность обогащения частиц крупностью менее 0,15 мм, относительно невысокая удельная производительность на единицу занимаемой площади по питанию – до 9 т/ч на одну трехзаходную спираль. Показатель $E_{pm} = 100-250 \text{ кг/м}^3$.

Для уменьшения нижней границы крупности с 0,15 мм до 0,08 мм применяют сепараторы с качающейся постелью, или гидросайзеры (0,08–3 мм).

Достоинства гидросайзеров: относительная простота устройства, возможность обогащения углей по низкой плотности разделения менее 1500 кг/м^3 , возможность автоматического регулирования плотности разделения, относительно высокая удельная производительность. Недостатки: низкая эффективность обогащения углей трудной обогатимости, потребность в чистой оборотной воде для обеспечения процесса обогащения, узкий класс крупности частиц эффективно обогащаемых в одном аппарате. Показатель E_{pm} работы гидросайзеров составляет $70-150 \text{ кг/м}^3$ при плотностях разделения $1350-2000 \text{ кг/м}^3$.

Современные требования по охране окружающей среды и ресурсосбережению обуславливают необходимость переработки отходов флотации на фабрике, не допуская

сброса в наружные отстойники. Цель заключается в выделении твёрдой фазы отходов в виде осадка, пригодного для сухого складирования, и получении возможно большего количества осветлённой воды с минимальным содержанием твёрдого для направления в линию оборотного водоснабжения фабрики. Наибольшее распространение получает схема, предусматривающая сгущение отходов флотации до содержания твёрдого 300-500 кг/м³ (с применением флокулянтов) с последующим обезвоживанием на ленточных фильтр-прессах.

Ввиду низкой селективности флотационного обогащения наиболее тонких частиц (крупностью менее 0,04-0,05 мм) на обогатительной фабрике (далее ОФ) «Свято-Варваринская» (г. Красноармейск, Украина), построенной по технологии компании «СЕТСО» (США), предусматривается классификация необогащенного шлама перед флотацией в гидроциклонах малого диаметра (Deister) с целью выделения тонких частиц. Такой подход способствует улучшению показателей флотации, однако, создаёт проблему переработки шламовой воды, содержащей тонкие частицы, и увеличивает потери угля. На основании опыта отдельной флотации песков и шламов после классификации, на ОФ «Свято-Варваринская» применены схемы отдельной колонной флотации крупных и тонких шламов. Были установлены колонные аппараты для тонких (-0,04 мм) и крупных частиц (0,04-0,2 мм), которые позволяют подбирать соответствующие оптимальные расходы флотореагентов и аэрогидродинамические режимы для частиц различной крупности.

Тем не менее, эффективность разделения частиц тонкого класса (0-0,04 мм) низкая. При этом нельзя не отметить, что проблеме совершенствования колонных аппаратов и, в частности, аэраторов посвящено значительное число исследований. Именно колонные аппараты более эффективны, чем механические и пневмомеханические флотационные машины для селективного обогащения тонких шламов.

Таким образом, проблема обогащения угольных шламов, с размером частиц менее 0,05 мм и сегодня является актуальной и требует более детального рассмотрения.

Список литературы:

1. Кочетов В.В., Левандович А.П., Беринберг З.Ш., Кирнарский А.С., Пилов П.И. Применение винтовых сепараторов при обогащении углей // Научно-технический сборник ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ выпуск 1(42). Днепропетровск – 1998. – с. 80-87.
2. Rubinstein Y., Linev V. Column Flotation: History and Development // XVII International coal preparation congress. Istanbul – 2013. p. 341-346.
3. Novak V.I., Kozlov V.A., Pikalov M.F. Cutting costs of coal fines preparation in spiral separators // XVII International coal preparation congress. Istanbul – 2013. p. 231-236.
4. Новак В.И., Козлов В.А. Обзор современных способов обогащения угольных шламов // ГИАБ, № 6. МГГУ, 2012.
5. Аглямов А.Р. Современные тенденции развития углеобогащения // Международный журнал прикладных и фундаментальных исследований. – 2014. – № 1 – с. 150-152.

Кириянова. В.Г. студент гр. ГТЗм-15-1м

Научный руководитель : Пиров П.И., д-р техн. наук, проф. каф. обогащение полезных ископаемых

(Украина, Днепропетровск, ГВУЗ « Национальный горный университет »)

ПОВЫШЕНИЕ ИЗВЛЕЧЕНИЯ МАРГАНЦА В КОНЦЕНТРАТ ЗА СЧЕТ ПЕРЕРАБОТКИ ШЛАМОВ

ОАО «Марганецкий ГОК» является одним из крупнейших в мире предприятий по добыче и переработке марганцевой руды. В настоящее время данная отрасль находится не в лучшем состоянии, так как сокращаются объёмы добычи руды и заметно уменьшается ее вещественный состав. Необходимо повысить эффективность переработки добытой руды и рентабельность предприятия за счет обогащения марганцевых шламов (материала – 3 мм, сливов промывки).

Ранее уже были испробованы методы обогащения шламов, такие как пенная сепарация и флотация, но они не получили широкого применения из-за применения большого количества химических реагентов, а в последствии загрязнения окружающей среды.

Марганцево рудные минералы являются слабомагнитными, а поэтому их можно обогащать способом высокоградиентной магнитной сепарации, которая является экологически чистым процессом и рассматривается как альтернатива флотации. Руды и шламы марганца переработанные данным методом могут найти свое применение в промышленности.

Из шламов смешанных руд, возможно выделить оксидно-карбонатные концентраты с содержанием марганца около 35,0% при извлечении более 60%, методом высокоградиентной магнитной сепарации в интенсивном магнитном поле.

Таким образом, высокоградиентную магнитную сепарацию необходимо применить для обогащения марганцевых руд и шламов, позволит снизить потери марганца, а так же улучшит экологическую обстановку в регионе и в целом.

Коваленко М.О. студентка гр. ГТЗм-15-1м

Научный руководитель: Тюрня Ю.И., к.т.н., доцент кафедры обогащения полезных ископаемых

(Государственное ВУЗ «Национальный горный университет», г. Днепропетровск, Украина)

РАЗРАБОТКА ТЕХНИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ ПО УСОВЕРШЕНСТВОВАНИЮ СХЕМЫ РУДОПОДГОТОВКИ НА ПОЛТАВСКОМ ГОКЕ

Исходная масса руды на Полтавском ГОКе добывается в карьере с помощью буровзрывных работ. После взрыва добытое сырье доставляют комбинированным способом на Дробильную фабрику.

Гранулометрическая характеристика указанного материала приведена на рис. 1.

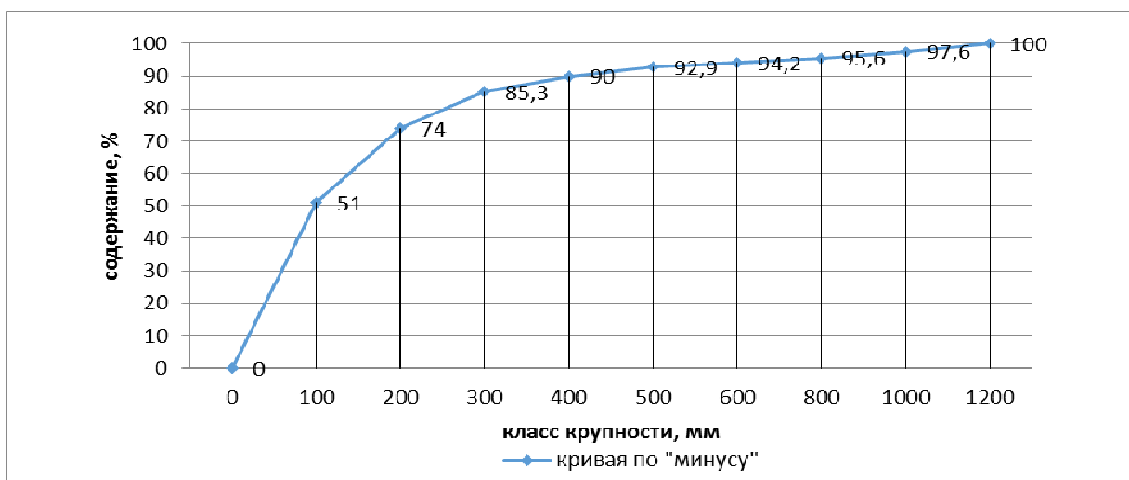


Рисунок 1 – Кривая гранулометрического состава исходной руды

По данным гранулометрического состава в исходной руде наблюдается высокое количество класса крупности 0-300 мм.

Дробление и особенно измельчение – весьма энергоемкие операции, на которые расходуется более половины энергии, потребляемой обогатительной фабрикой. Поэтому стремятся в возможно большей степени сократить объем материала, направляемого в эти операции, руководствуясь принципом – «Не дробить ничего лишнего».

В материалах, подлежащих дроблению или измельчению, всегда имеются куски (зерна) мельче того размера, до которого идет дробление или измельчение в данной стадии. Такие куски целесообразно выделить из исходного материала перед дробильными или измельчительными машинами на грохотах или в классификаторах.

Данное решение поможет нам на начальной стадии удалить преобладающий класс крупностью 0-300 мм, это уменьшить нагрузку на дробилку и увеличить её эффективность.

В нашем случае необходимо удалить классы крупности –100 мм и – 100+300 мм из исходной руды подаваемой на крупное дробление. Для этого нужно выбрать грохот. В исходной руде находятся куски крупностью до 1200 мм, следовательно, целесообразно будет выбрать неподвижный колосниковый грохот с двумя колосниковыми решетками.

Колосниковые грохоты, устанавливаемые под углом к горизонту, представляют собой решетки, собранные из колосников. Материал, загружаемый на

верхний конец решетки, движется по ней под действием силы тяжести. При этом мелочь проваливается.

Площадь решётки колосникового грохота может быть определена по эмпирической формуле:

$$F=Q/2,4 \cdot \alpha;$$

где F – площадь решётки грохота, м²;

Q – часовая производительность грохота по питанию, т/ч;

α – ширина щели между колосниками, мм.

Для эффективного дробления предложена следующая схема (рис. 2).

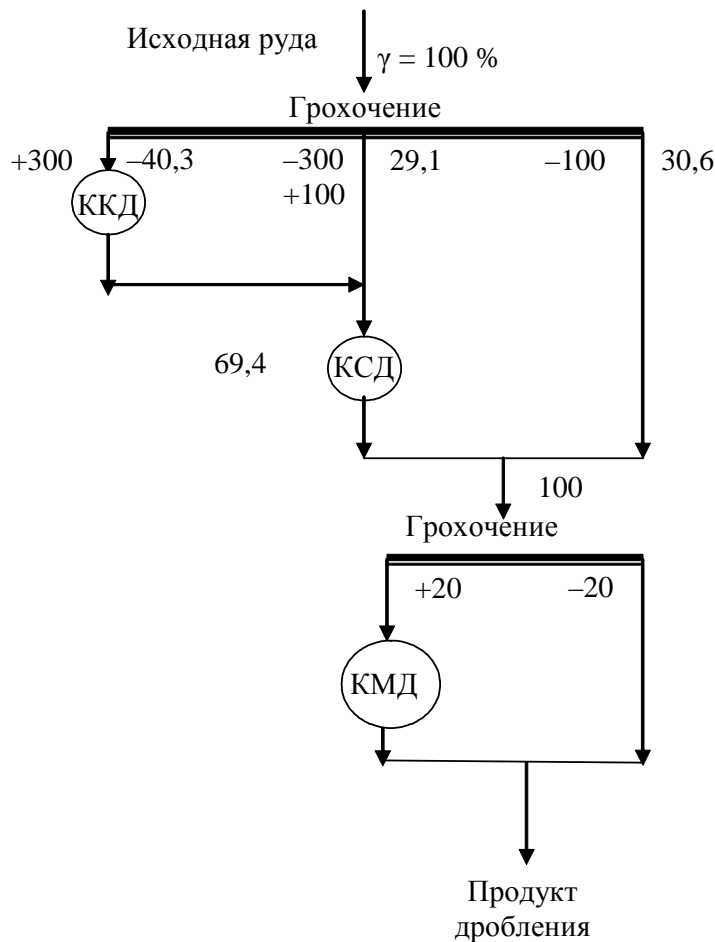


Рисунок 2 – Технологическая схема дробления руды

Предложенная технологическая схема дробления с установленным колосниковым грохотом перед операцией крупного дробления позволит уменьшить количество подаваемой руды в конусную дробилку крупного дробления более чем в 2 раза, что позволит на половину уменьшить время ее работы. Как видим из расчетной схемы, уменьшится на 30 % нагрузка на конусную дробилку среднего дробления. В этом случае, возможно, сократить количество КСД и использовать 5 дробилок вместо 7 установленных. В общей сумме такое решение существенно уменьшит затраты за использование электроэнергии.

Шевченко А.О. студент гр.ГТЗ-15-1.Науковий керівник: **Полулях Д.О.**,доцент кафедри збагачування корисних копалин

(Державний ВНЗ «Національний гірничий університет», м.Дніпропетровськ, Україна)

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ ЦОФ «КУРАХОВСКАЯ»

ООО «Центральная обогатительная фабрика «Кураховская» осуществляет обогащение энергетических углей Г, ДГ. Производственная мощность фабрики составляет 2,3 млн. тонн в год. Товарная продукция отгружается в виде угольного концентрата для теплоэнергетики.

Одной из ведущих оборудований на фабрике являются отсадочные машины. Отсадочные машины способны выводить в подрешетный концентрат как мелкий так и средней крупности материал. Уголь крупнее щели решета поступает в надрешетный продукт и там накапливается. Выход подрешетного продукта происходит непрерывно, и он может сразу же направляться на пересортировку. Крупный материал из надрешетного продукта выводится периодически путем переборки надрешетной постели, частота переборки определяется экспериментально. При мелком угле в месторождении надрешетного угля немного, и переборка постели обычно производится 1 раз в месяц.

Основные узлы тяжелосреднего гидроциклона — корпус, приемная камера концентрата, сливной стакан, сменная песковая насадка, рама, загрузочный патрубок. Обогащаемый уголь в смеси с тяжелой суспензией вводится по касательной в верхнюю цилиндрическую часть гидроциклона. Под действием центробежных сил более тяжелые частицы отбрасываются к стенке корпуса гидроциклона, по спирали опускаются и разгружаются через песковую насадку, а более легкие смещаются к оси гидроциклона и вместе с образующимся восходящим потоком выносятся со сливом. Переход суспензии из нисходящей в восходящую ветвь винтового потока сопровождается радиальными и циркуляционными токами. В тяжелосреднем гидроциклоне наряду с разделением угля по плотности происходит сгущение суспензии. Плотность разделения угля зависит от степени сгущения суспензии. В цилиндроконических гидроциклонах плотность разделения всегда выше плотности исходной суспензии. В цилиндрических гидроциклонах плотность разделения может быть равной, больше или меньше плотности исходной суспензии.

Таким образом, замена отсадочных машин на тяжелосредний гидроциклон повышает эффективность обогащения и количество концентрата при заданном качестве.

Список литературы

1. Википедия <http://alyansoil.com/news/oborudovanie-dlya-obogashheniya-uglej-v-tyazhelyx-sredax.html>
2. Додаток до наказу Міненерговугілля України від 16.09.2011
3. Википедия http://ukrrudprom.ua/reference/factory/Kurahovskaya_TSOF.htm

Поляк А.А. студентка гр.ГТЗм-15-1

Науковий керівник Пілов П.І., д-р техн. наук, проф. каф. збагачення корисних копалин

(Державний ВНЗ «Національний гірничий університет», м. Дніпропетровськ, Україна)

ПРИМЕНЕНИЕ ТЯЖЕЛОСРЕДНЕГО ОБОГАЩЕНИЯ МЕЛКОГО КЛАССА УГЛЕЙ В УСЛОВИЯХ ЦОФ «ПАВЛОГРАДСКАЯ»

ЦОФ «Павлоградская» введена в эксплуатацию еще в августе 1974 года, в то время она была самой крупной в Европе. За десятки лет работы оборудование фабрики устарело и изнашивается.

В 2013 - 2014 году произведена модернизация всего технологического оборудования фабрики.

В том числе, вместо операции обогащения угля мелкого класса в отсадочных машинах была введена операция обогащения в тяжелосредних гидроциклонах. На фабрике впервые применены тяжелосредние гидроциклоны большого диаметра.

Принцип работы заключается в том что, обогащаемый уголь вводится в аппарат в смеси с тяжелой суспензией через патрубок, соединенный по касательной с цилиндрической частью корпуса. Касательный ввод разделительной среды под давлением формирует внутри аппарата вихревой поток с воздушным столбом вдоль оси гидроциклона. Благодаря центробежным силам тяжелый продукт перемещается к стенкам конической части, скользит и удаляется совместно с частью суспензии через насадок. Легкий продукт проходит через сливную трубу в разгрузочную камеру.

ЦОФ «Павлоградская» перерабатывает угли марки Г,ДГ. На фабрике установлен тяжелосредний гидроциклон с диаметром 1140 мм, с производительностью 200 т/ч по энергетическому углю (1-13мм).

В основном гидроциклон работает на низкой плотности магнетитовой суспензии (1250-1300 кг/м³), для получения низкозольного концентрата. При работе на внутренний рынок применяется режим работы гидроциклона на высокой плотности разделения — 1800 кг/м³ и более, — с целью получения концентрата зольностью до 24%.

Следует отметить, что для углей трудной обогатимости именно тяжелосреднее обогащение является наиболее оптимальным методом разделения, так как, например, альтернативный процесс - отсадка - не позволит эффективно, без существенных потерь угля с отходами, обогатить такие угли.

Список литературы

1.Козлов В.А., Чернышова Е.Н. Работа тяжелосредне- го гидроциклона большого диаметра в условиях низкой плотности разделения и трудной обогатимости угля // ГИАБ. 2014. №5. С. 49 — 59.

2.Благов И.С., Коткин А.М., Самылин Н.А.Справочник по обогащению углей– М.: Недра. 1974. – 91 с.

УДК 681.518.54

Капленко Ю.С. студентка гр. ГТЗм-15-1м

Научный руководитель: Левченко К.А., к.т.н., доцент кафедры обогащения полезных ископаемых

(Государственное ВУЗ «Национальный горный университет», г. Днепропетровск, Украина)

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЙ ОБОГАЩЕНИЯ УГОЛЬНЫХ ШЛАМОВ В УСЛОВИЯХ ЦОФ «ПАВЛОГРАДСКАЯ»

Рост уровня механизации работ по добыче угля и последующей его переработки приводит к увеличению доли мелких классов и минеральных примесей в добываемой массе. Одной из актуальных задач современного углеобогащения является повышение надежности работы водно-шламового комплекса за счет улучшения качественно-количественных показателей технологии обогащения высокодисперсных шламов.

Шламы, как правило, – это углесодержащие продукты крупностью менее 3 мм. Они подразделяются на: крупнозернистый крупностью менее 3 мм; мелкозернистый – менее 0,5 мм. По месту образования шламы различают первичные и вторичные. Первичные шламы поступают на фабрику с рядовым углем, вторичные – образуются в процессе обогащения.

Суммарный выход вторичных шламов на некоторых углеобогащительных фабриках составляет 25-30%. При этом наличие в технологической схеме эффективной технологии переработки шламов становится решающим условием стабильной и качественной работы фабрик.

Известно, что зернистые угольные шламы крупностью 0,2–2 мм эффективно и рентабельно перерабатываются гравитационными методами типа мокрой винтовой сепарации (МВС) или концентрации на столах, в то время как илистые крупностью менее 0,3 мм обогащаются исключительно пенной флотацией. Установлено, что при флотационном методе обогащения нижним пределом крупности, наиболее сильно влияющим на стабилизацию пены, скорость флотации и расход реагентов, является крупность 20 мкм, поэтому частицы крупностью менее 50-60 мкм при извлечении тонкой и высокозольной шламовой составляющей обогащаются с низкой эффективностью, что подтверждается результатами исследований [2].

Не обеспечивают высокого качества разделения тонкого угля и другие методы гравитационного обогащения. Нижний предел крупности обогащаемого материала составляет: специализированные шламовые отсадочной машины – 0,074 мм, концентрационные столы – 0,074 мм, гидроклассификация – 0,074 мм, винтовые сепараторы – 0,045 мм. Причиной этого является, в частности, малые скорости перемещения частиц ила в условиях повышенной вязкости тонкодисперсных взвесей.

Среди гравитационных способов обогащения шламов следует отметить тяжелосредные гидроциклоны, использование которых в настоящее время все более распространяется. Но они обеспечивают высокое качество разделения полезных ископаемых только крупностью более 0,2...0,5 мм и поэтому применяются только исключительно для обогащения крупнозернистых шламов. Несмотря на ряд попыток сегодня, решить проблему эффективного обогащения тонких шламов с помощью тяжелосредных гидроциклонов не получается.

Для ОФ «Павлоградская» эта проблема является актуальной вследствие большого количества легкоразмокаемых илов, содержащихся в породе, которые представляют собой высокозольные частицы размером менее 20 мкм. Поэтому подавать их на флотационное обогащение является не целесообразно, потому что данные частицы будут засорять флотоконцентрат, тем самым повышая его зольность. Тем более эта проблема является актуальной в последнее время, так как павлоградские

угли поступают на различные углеобогащительные фабрики Украины (20%) от общего объема угля. Таким образом, повысить эффективность обогащения шламов возможно за счет удаления их тонкодисперсного высокозольной части (-20мкм) по мере образования.

Список литературы

1. Технологический-экологический инжиниринг при обогащении полезных ископаемых [Текст]: учеб. пособие / А.Д. Полулях, П.И. Пилов, А.И. Егурнов, Д.А. Полулях. – Д.: Национальный горный университет, 2012. – 713 с.
2. Полулях О.Д., Пилов П.И., Егурнов О.И. Практикум по расчетам качественно-количественных и водно-шламовых схем углеобогащительных фабрик: Уч. пособие. – Д.: Национальный горный университет, 2007. – 504 с.

Корчевская. В.А. студент гр. ГТЗм-15-1м

Научный руководитель: Пилов П.И., д-р техн. наук, проф. каф. обогащения полезных ископаемых

(Украина, Днепропетровск, ГВУЗ «Национальный горный университет»)

ПОВЫШЕНИЕ КАЧЕСТВА КОНЦЕНТРАТА В УСЛОВИЯХ СЕВЕРНОГО ГОРНО-ОБОГАТИТЕЛЬНОГО КОМБИНАТА

Северный горно-обогатительный комбинат (далее СевГОК) – одно из крупнейших горнодобывающих предприятий Европы с законченным циклом подготовки сырья для металлургической промышленности: железорудного концентрата и окатышей. На комбинате принята 3-х стадийная схема измельчения и 4-х стадийная схема магнитного обогащения. По магнитной технологии обогащения СевГОК производит железорудные концентраты, содержащие 65,7% железа. В настоящее время, конкурентоспособный магнетитовый концентрат должен иметь не менее 66% железа. С целью достижения данного качества на некоторых обогатительных комбинатах, а именно на Полтавском и Ингулецком, выпускающих концентраты магнитного обогащения с содержанием железа соответственно 60...64% и 63,5%, для повышения их качества применяют операцию флотационного дообогащения. Эта операция позволяет повысить качество концентрата на 2...4%.

Известно так же, что крупные классы железорудных концентратов, (от +0,05 до +0,07, в зависимости от ГОКа), имеют заниженные содержания железа [1]. Данные приведены в табл. 1.

Таблица 1

Распределение железа (в %) по классам крупности в концентратах некоторых ГОКов Кривбасса

Класс крупности, мм	НКГОК			СевГОК			ИнГОК		
	Выход	Содержание Fe	Извлечение Fe	Выход	Содержание Fe	Извлечение Fe	Выход	Содержание Fe	Извлечение Fe
+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
-0,050+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+0	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

Удаление выше обозначенных классов крупности позволяет, практически на всех ГОКах, получать концентраты содержащие более 66% железа. Это возможно осуществить двумя способами.

Первый из них - использование контрольных классификаций.

Классификация железных руд, на последних стадиях измельчения, проводится на гидроциклонах. Они дешевле и проще в обслуживании и эксплуатации, однако известно, что эффективность классификации на данном аппарате составляет 30-40% [1]. Применение контрольной классификации, с той же эффективностью, значительно увеличит циркуляционную нагрузку на мельницу, последней стадии измельчения, что может привести к ошламованию материала.

Второй способ заключается в использовании тонкого грохочения. Такая технология не нова, она была применена на горно-обогатительном комбинате Днепровский (Полтавский), что позволило повысить качество концентрата на 1,5-2%. Но широкого применения она так и не нашла, из-за низкой механической надежности шпальтовых сит, применяемых для тонкого грохочения. Эта проблема решена в настоящее время и разработаны высокочастотные грохота, позволяющие разделять материалы по крупности 40, 60, 70 мкм.

Тонкое грохочение, как правило, осуществляется с использованием высокочастотной, низкоамплитудной вибрации сетки по линейной (возвратно-поступательной) или эллиптической траекториям. Такие грохота имеют высокую производительность. Эффективность их работы, по имеющимся источникам [2], в 2-3 раза выше, по сравнению с гидроциклонами.

Грохоты положительно себя показали и как обогатительные аппараты. За счет удаления бедных сростков в надрешетный продукт содержание железа в подрешетном продукте повышалось на 4.0–4.5%.

Исходя из изложенного можно сказать, что вследствие внедрения в технологический процесс аппаратов для тонкого грохочения ожидается получение железорудного концентрата с качеством свыше 66%.

Перечень ссылок

1. Справочник по обогащению руд черных металлов / С.Ф. Шинкоренко, Е. П. Белецкий, А. А. Ширяев и др. 2-е изд., перераб. и доп. по ред. С. Ф. Шинкоренко. – М.: Недра, 1980. – 421 с.

2. Применение высокочастотного грохочения в технологии обогащения магнетитовых руд ССГОКа / М.М.Турдахунов, О.С.Исаченко, В.А.Барсов, Р.М.Габдуллин, С.Г.Кротов, Л.М.Плющенко, Дж. Веннен, Н. Тране, Г.В.Зайцев // Обогащение руд - №4, - 2002 – С. 21-28

УДК 681.518.54

Степанова О.В. студент гр.ГТЗм 15-1

Научный руководитель: Полулях Д.А., к.т.н., доцент кафедры обогащения полезных ископаемых

(Государственный ВУЗ «Национальный горный университет», г.Днепропетровск, Украина)

УСОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ СХЕМЫ СГУЩЕНИЯ И ОСВЕТЛЕНИЯ ОБОРОТНЫХ ВОД НА ЦОФ "ПАВЛОГРАДСКАЯ"

ООО «Центральная обогатительная фабрика «Павлоградская» — одно из самых крупных углеобогатительных предприятий Украины.

Павлоградская ЦОФ входит в частную вертикально интегрированную энергетическую компанию ДТЭК.

Продукция предприятия

На ЦОФ «Павлоградская» обогащаются энергетические угли Г, ДГ, и выпускается угольный концентрат для теплоэнергетики, а также сортовое топливо для коммунально-бытовых нужд. Применяется полный цикл обогащения: тяжелосредная сепарация, отсадка, флотация. Проектная мощность фабрики составляет 5,2 млн. тонн в год. Основные потребители концентрата: «Востокэнерго», «Днепроэнерго», «Западэнерго».

В соответствии с техническим заданием, а именно замыкание водно-шламовой схемы по обработке жидких отходов углеобогащения до транспортабельного состояния:

- замыкание водно-шламовой схемы в пределах промплощадки фабрики;
- снижение содержания твердого в оборотной воде, что в свою очередь повысит эффективность ведения всех технологических процессов на фабрике;
- приостановление заполнения действующего илонакопителя, тем самым исключив его из технологического процесса работы фабрики, и, следовательно, улучшить экологическую обстановку в районе его нахождения.

Рассмотрим комплекс предназначенный для очистки загрязненной технической воды от тонкого шлама с получением осветленной оборотной воды и твердого осадка.

Область применения: цикла замкнутого водоснабжения обогатительных фабрик угольной и горнорудной отраслей промышленности.

Основные преимущества:

- высокая эффективность очистки воды - содержание твердых частиц в оборотной воде не превышает 10 г/л;
- высокая производительность при минимальных размерах занимаемой производственной площади;
- низкая влажность получаемого твердого осадка;
- низкий расход флокулянта;

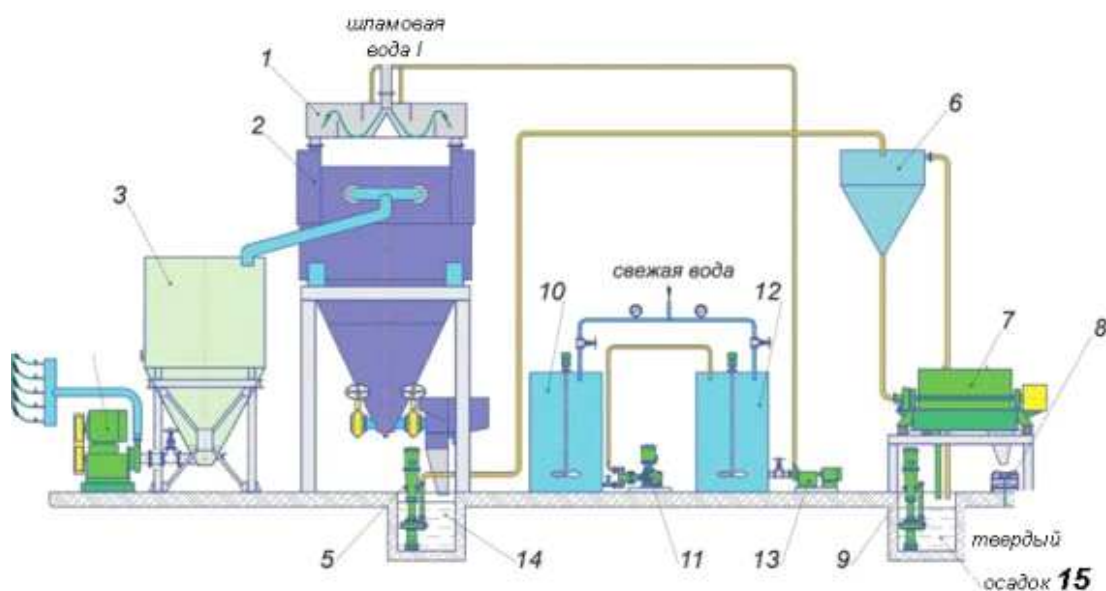


Рис.1

- 1 - смеситель; 2 - сгуститель; 3 - бак оборотной воды;
4 - насос подачи оборотной воды; 5 - насос подачи осадка сгустителя; 6 - промежуточный бак; 7 - осадительная центрифуга;
8 - конвейер осадка; 9 - насос подачи фугата;
10- бак приготовления первичного раствора флокулянта; 11 - насос-дозатор подачи первичного раствора флокулянта;
12- бак приготовления рабочего раствора флокулянта;
13 - насос подачи рабочего раствора; 14,15 - зумпфы.

Выбор выше указанного комплекса замыкания водно-шламовой схемы ЦОФ «Павлоградская» с технологической точки зрения является выгодной в применении она не только решает поставленную задачу, но и обеспечивает получение дополнительного энергетического концентрата.

Список литературы

1. Технологический-экологический инжиниринг при обогащении полезных ископаемых [Текст]: учеб. пособие / А.Д. Полулях, П.И. Пилов, А.И. Егурнов, Д.А. Полулях. Д.: Национальный горный университет, 2012. – 713 с.
2. Морозова Л.А., Морозов О.А., Мавренко Г.А. Анализ технологии флотации углей на обогатительных фабриках Украины // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2010. – Вип. 41(82)–42(83). – С. 210–219.
3. Системы. Методы. Технологии Аистов И.П. и др. Перспективы использования... 2013 №4 (20) с. 188-191.