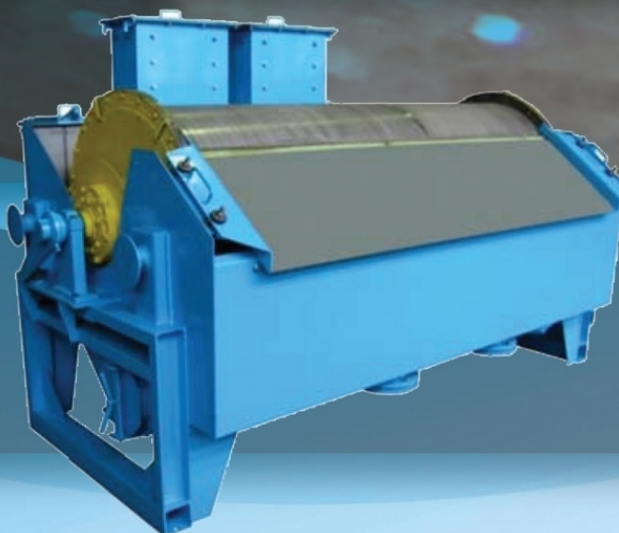
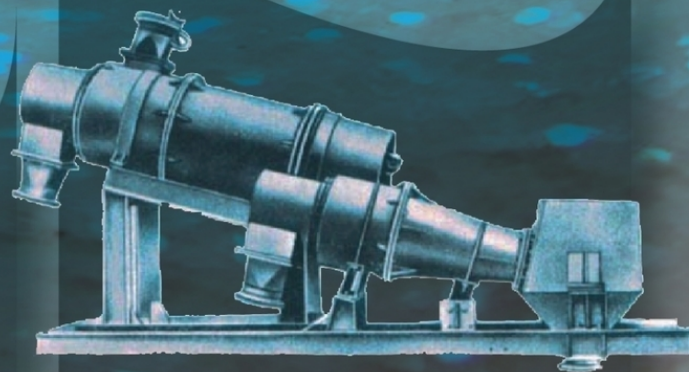
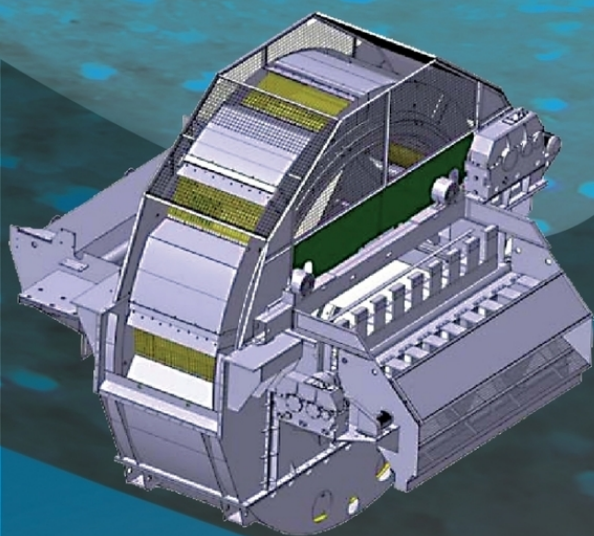


А.Д. ПОЛУЛЯХ, Д.А. ПОЛУЛЯХ

ОБОГАЩЕНИЕ УГЛЯ В МАГНЕТИТОВОЙ СУСПЕНЗИИ



18+

Данил Полулях

Тяжелосредное обогащение углей

«ЛитРес: Самиздат»

2019

Полулях Д. А.

Тяжелосредное обогащение углей / Д. А. Полулях — «ЛитРес: Самиздат», 2019

Рассмотрены вопросы и обобщен опыт тяжелосредного обогащения угля в магнетитовой суспензии с применением сепараторов и гидроциклонов. Предназначена научным сотрудникам академических учебных, научно-исследовательских и проектно-конструкторских институтов, инженерно-техническим работникам углеобогачительных предприятий, аспирантам и студентам горных вузов, обучающимся по специальности «Обогащение полезных ископаемых».

Содержание

Введение	5
Глава 1. Тяжелосредное обогащение как технологический процесс	6
1.1. Общие сведения	6
1.1.1. Преимущества тяжелосредного обогащения углей	6
1.1.2. Термины и определения	10
1.1.3. Характеристика тяжелой среды	12
1.2. Магнетит	15
1.2.1. Характеристика магнетитовых руд	15
1.2.2. Требования к магнетитовым концентратам – утяжелителям суспензии	17
1.2.3. Магнетит для обогащения угля	19
1.2.4. Источники потерь магнетита на углеобогажительных фабриках	28
1.3. Магнетитовая суспензия	34
1.3.1. Основные формулы для расчета параметров магнетитовых суспензий	34
1.3.2. Свойства магнетитовых суспензий	36
1.4. Подготовка угля к тяжелосредному обогащению	41
1.4.1. Границы машинных классов при тяжелосредном обогащении угля	41
1.4.2. Подготовка крупного угля к тяжелосредному обогащению	42
1.4.3. Подготовка мелкого угля к тяжелосредному обогащению	47
1.4.4. Подготовка угольного шлама к тяжелосредному обогащению	55
1.5. Оценка эффективности и расчет ожидаемых результатов тяжелосредного обогащения	69
1.5.1. Оценка эффективности по показателям засорения продуктов обогащения	69
1.5.2. Оценка эффективности по органическому выходу	78
1.5.3. Оценка эффективности по кривым разделения Тромпа-Терра	78
1.5.4. Оценка эффективности энтропийным методом	92
Глава 2. Обогащение крупного угля в сепараторах с магнетитовой суспензией	96
2.1. Тяжелосредные сепараторы	96
2.1.1. Принцип действия и элементы теоретических основ обогащения в тяжелосредных сепараторах	96
2.1.2. Классификация тяжелосредных сепараторов	104
2.1.3. Корытные тяжелосредные сепараторы	108
2.1.4. Барабанные тяжелосредные сепараторы	114
2.1.5. Колесные тяжелосредные сепараторы	118
2.1.6. Влияние параметров процесса на эффективность обогащения угля в тяжелосредных сепараторах	123
Конец ознакомительного фрагмента.	125

Введение

Из всех гравитационных методов обогащения наиболее высокую технологическую эффективность имеют методы, основанные на применении суспензий минеральных порошков в качестве разделительной среды. 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. Кроме того, в тяжелых суспензиях может обогащаться уголь с широким диапазоном крупности – от практически 0(0,1) мм в гидроциклонах и до 350–400 мм в тяжелосредних сепараторах при практически неограниченном содержании тяжелых фракций.

Аппараты тяжелосреднего обогащения малочувствительны к колебаниям нагрузок и зольности исходного угля, они просты в регулировании и обеспечивают получение концентрата стабильного качества.

Указанные преимущества этого метода обогащения создали предпосылки для его широкого внедрения на углеобогатительных фабриках.

Технологический комплекс для обогащения углей в суспензиях минеральных порошков значительно отличается от широко применявшихся и хорошо освоенных обогатительных комплексов для отсадки и флотации. Тяжелосредний комплекс отличается как по составу оборудования, так и по своим эксплуатационным особенностям, обусловленным применением суспензии минеральных порошков в качестве разделительной среды. Машины и аппараты, применяемые для данного метода обогащения, характеризуются разнообразием конструктивного исполнения, а также физическими основами, заложенными в принцип их работы. Так, при обогащении крупных классов угля в сепараторах используется гравитационный принцип разделения, мелкие классы, обогащаемые в гидроциклонах, разделяются по плотности в поле действия центробежных сил, а для регенерации суспензии используется магнитное силовое поле.

Наряду со специфическим оборудованием, применяемым только при обогащении в суспензиях минеральных порошков, в технологический комплекс тяжелосреднего обогащения входят машины и аппараты общетехнического назначения (грохоты, насосы, компрессоры, смесители), однако их эксплуатация и наладка также носят специфический характер, связанный с применением в качестве разделительной среды магнетитовой суспензии.

Обслуживание технологических тяжелосредних комплексов требует от рабочих и инженерно-технического персонала высокой квалификации, умения применять научно обоснованные нормативные параметры и прогрессивные способы управления технологическим процессом обогащения с использованием средств автоматизации. Особенно ответственные и сложные задачи возникают при пуске и первичной наладке тяжелосредних комплексов на вновь построенных и реконструируемых фабриках, где обогащение в тяжелых средах осваивается впервые и эксплуатационный персонал еще не имеет достаточного практического опыта по выполнению пуско-наладочных работ и оперативной регулировке оборудования, входящего в тяжелосредний комплекс. Тем более что появляются углеобогатительные фабрики, обогащающие угли только в тяжелосредних гидроциклонах с магнетитовой суспензией несколькими машинными классами. Возможно, такой и будет углеобогатительная фабрика будущего.

В настоящей монографии авторы ставят задачу изложить основные принципы технологии тяжелосреднего обогащения угля в магнетитовой суспензии на основе современных представлений и передового производственного опыта.

Глава 1. Тяжелосредное обогащение как технологический процесс

1.1. Общие сведения

1.1.1. Преимущества тяжелосредного обогащения углей

При обогащении угля в обогатительных аппаратах происходит разделение компонентов по двум-трем признакам: плотности, крупности и смачиваемости. Такая многофункциональность затрудняет получение максимальной технологической эффективности. Сведение на нет всех остальных разделительных признаков, кроме одного (нужного), является основной задачей построения технологического процесса.

На рис. 1.1 приведены сепарационные характеристики при действии одного (а) и двух (б) разделительных процессов, из которых следует, что в первом случае E_{pm} может быть почти в два раза меньше, чем во втором.

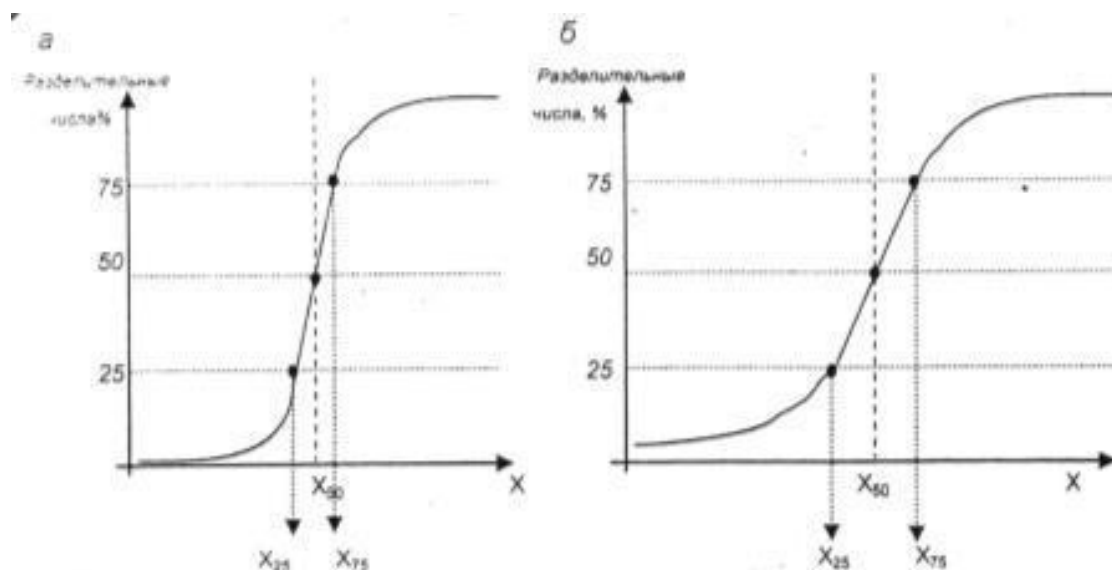


Рис. 1.1. Сепарационная характеристика при действии одного (а) и двух (б) разделительных признаков

Такое утверждение согласуется с законами термодинамики, согласно которым всякая система стремится к равновесию, при этом по одному параметру систему легче привести в равновесие, нежели по нескольким параметрам одновременно.

Разделение угля в тяжелых жидкостях служит примером однофункционального процесса, в котором сепарация осуществляется по контрастности в плотностях полезного и неупотребительного компонентов. Наличие тонкодисперсных шламов ухудшает сепарационные характеристики тяжелосредных сепараторов, но это вовсе не означает, что крупность перерабатываемого материала является разделительным признаком. Высокодисперсные шламы приводят к изменению свойств разделительной среды: повышают ее вязкость и плотность.

Обогащение по одному разделительному признаку – плотности разделяемых частиц – позволяет добиться максимальной эффективности гравитационного обогащения прежде всего

потому, что сводится к минимуму влияние крупности обогащаемого материала. Приводим технологические возможности типичного разделительного оборудования по величине средневероятного отклонения E_{pm} в кг/м³ в зависимости от плотности разделения и крупности обогащаемого материала в табл. 1.1 [1, 2].

Таблица 1.1

Технологические возможности углеобогащительного оборудования

Крупность материала, мм	Средневероятное отклонение E_{pm} , кг/м ³								Технологическое оборудование
35-100	11	13	16	20	24				Тяжелосредние сепараторы
	10	12	14	16	18	20	22		Тяжелосредние циклоны
			60	72	84	96	108	120	Отсадочные машины Баум
			45	54	63	72			Отсадочные машины Батак
18-35	13	15	22	24	28				Тяжелосредние сепараторы
	17	18	19	22	24	26	28		Тяжелосредние циклоны
				110	135	160	185	210	Гидроциклоны
			70	84	98	112	126	140	Отсадочные машины Баум
5-18			50	60	70	80	90		Отсадочные машины Батак
	13	15	22	24	28				Тяжелосредние сепараторы
	17	18	19	22	24	26	28		Тяжелосредние циклоны
				110	135	160	185	210	Гидроциклоны
0,5-5			70	84	98	112	126	140	Отсадочные машины Баум
			50	60	70	80	90		Концентрационные столы
	32	34	37	40	43	46	50	60	Тяжелосредние циклоны
				155	175	200	225	250	Гидроциклоны
0,1-0,5				96	105	120	135	150	Отсадочные машины Батак
				96	105	120	135	150	Концентрационные столы
						160	170	180	Винтовые сепараторы (до 2 мм)
				160	170	180	190	200	Тяжелосредние циклоны
0,0-0,1				180	200	213	246	260	Гидроциклоны
					180	193	206	220	Отсадочные машины Батак
					180	193	206	220	Концентрационные столы
						180	190	220	Винтовые сепараторы
0,0-0,1							210	280	Центробежные отсадочные машины
							150	200	Сепаратор Нелсон
							215	260	Винтовые сепараторы
	1300	1400	1500	1600	1700	1800	1900	2000	

Плотность разделения, кг/м³

Взаимозасорение продуктов разделения достигает минимального уровня при разделении по одному признаку в широком диапазоне крупности. Как видно из представленной табл. 1.1 вплоть до ультратонкой крупности 0,1 мм тяжелосредняя сепарация значительно опережает по эффективности другие процессы типа гидравлической отсадки в отсадочных машинах Баум и Батак, гидроциклонирования, мокрой винтовой сепарации (МВС), концентрации на столах.

На рис. 1.2 графически показана диаграмма суммарной засоренности концентрата и породы при обогащении угля средней обогатимости на различных аппаратах [3]. Наименьшая засоренность достигается в тяжелых средах. Засоренность продуктов обогащения отсадочных машин несколько выше. Остальные обогащательные аппараты выпускают концентрата и породу со значительно большей суммарной засоренностью.

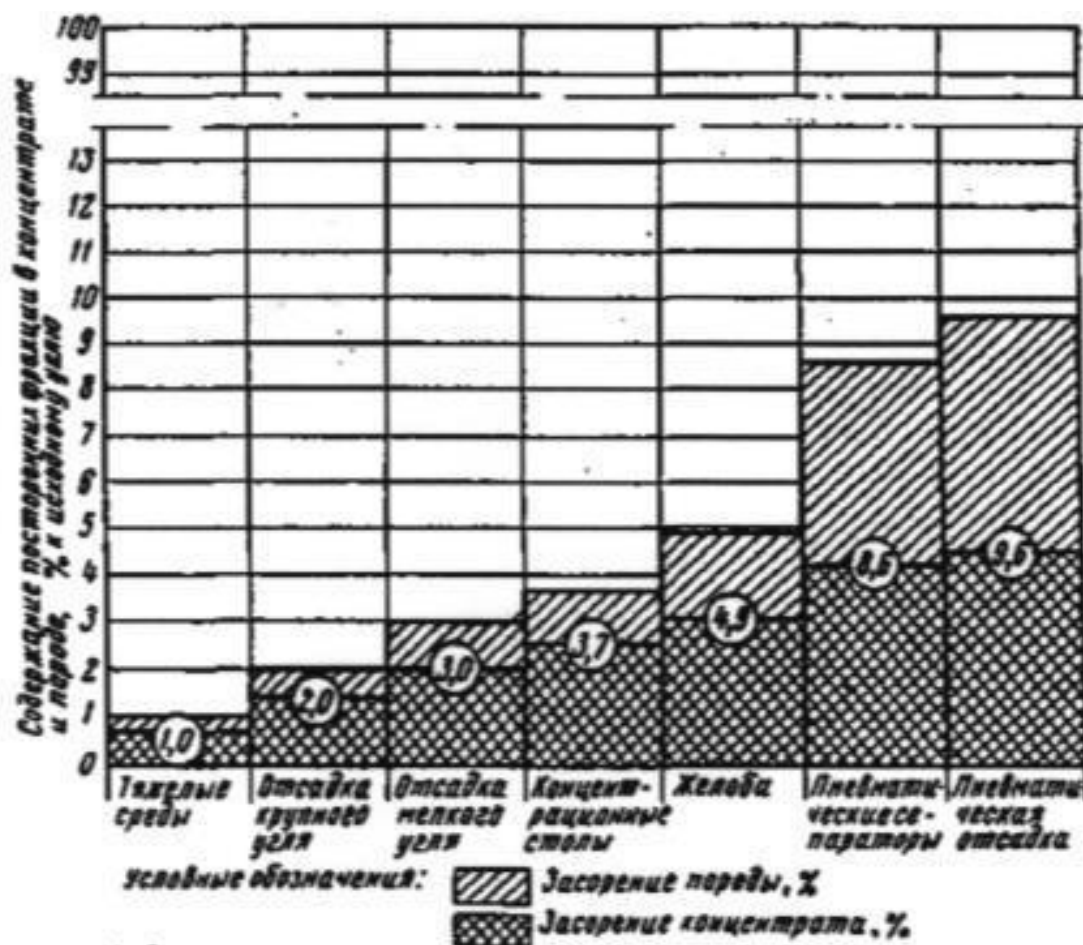


Рис. 1.2. Диаграмма суммарной засоренности концентрата и породы при обогащении угля средней обогатимости на различных аппаратах

При обогащении крупнозернистого шлама эффективность технологического действия различных процессов приведена на рис. 1.3 [4]. Из рис. 1.3 следует, что в диапазоне крупности наибольшую технологическую эффективность при обогащении шламов имеют тяжелосредние гидроциклоны. В диапазоне 0,35-1 мм предпочтение отдается мокрой винтовой сепарации при обогащении диапазона менее 0,35 мм на первое место выходит флотации.

Таким образом, процесс разделения минералов в тяжелых средах стал неотъемлемой частью технологии обогащения углей и все больше вытесняет другие гравитационные методы при модернизации старых и строительстве новых углеобогащительных фабрик.

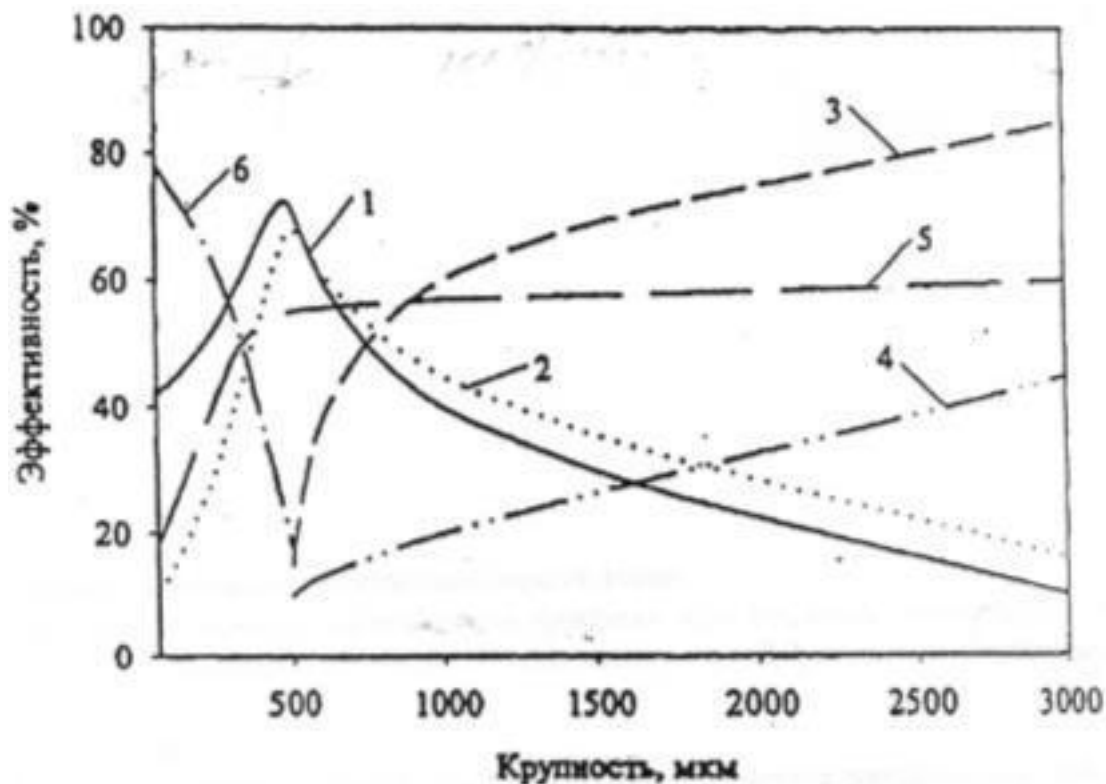


Рис. 1.3. Диапазон эффективного технологического действия различных процессов при обогащении угольной мелочи (по Дюпрену):

1 – винтовые сепараторы; 2 – концентрационные столы; 3 – тяжелосредные циклоны; 4 – отсадка; 5 – гидроциклоны; 6 – флотация

Анализ технологических схем вновь строящихся углеобогащительных фабрик как в Украине [5], так и за рубежом [6, 7], а также материалы XVI и XVII конгрессов по углеобогащению [8, 9] свидетельствуют, что для обогащения мелкого машинного класса угля повсеместно используются только тяжелосредные гидроциклоны с магнетитовой суспензией. Целесообразность их применения вместо гидравлических отсадочных машин подтверждается известными данными по значениям E_{pm} для этого оборудования. Так, по данным статьи [1], при низкой плотности разделения (1600 кг/м^3) разность в значениях E_{pm} для отсадочной машины Батак и тяжелосредного гидроциклона для крупности 35-100 мм составляет $54 - 16 = 38 \text{ кг/м}^3$, для крупности 18-5 мм – $60 - 22 = 38 \text{ кг/м}^3$, для крупности 5-18 мм – $66 - 22 = 44 \text{ кг/м}^3$, для крупности 0,5-5 мм – $96 - 40 = 56 \text{ кг/м}^3$. Тоже при высокой плотности разделения 1800 кг/м^3 соответственно $72 - 20 = 52$; $80 - 26 = 54$; $84 - 24 = 60$; $120 - 46 = 74 \text{ кг/м}^3$.

Исходя из проведенных по этим данным расчетов [10], можно прогнозировать снижение потерь горючей массы при обогащении мелкого машинного класса по любой плотности разделения практически в 2 раза. Следовательно, с технологической точки зрения замена гидравлической отсадки на операции обогащения мелкого угля на тяжелосредные гидроциклоны целесообразна. Естественно, что эта замена должна проводиться в первую очередь на углеобогащительных фабриках, применяющих тяжелосредные сепараторы для обогащения крупного машинного класса.

Развитие техники и технологии тяжелосредного обогащения угля позволяет увеличивать глубину обогащения практически до 0 мм. В этих случаях обесшламливание мелкого машинного класса не производится [11, 12], однако значительно увеличивается фронт регенерации суспензии и регенерации оборотной воды. Таким образом, в ближайшей перспективе могут

появиться тяжелосредные фабрики, обогащающие угли только в гидроциклонах с магнетитовой суспензией.

1.1.2. Термины и определения

Обогащение в тяжелых средах – метод разделения углей по плотности в истинных тяжелых жидкостях или минеральных суспензиях.

Истинные тяжелые жидкости – водные растворы неорганических солей и органические жидкости – в производственных условиях имеют ограниченное применение. Их используют в основном для разделения углей по плотности при фракционном анализе и контроле качества продуктов обогащения.

Взвеси в воде тонкоизмельченных утяжелителей – минеральные суспензии – широко распространены во всем мире в качестве разделяющей среды при обогащении углей.

В отечественной и зарубежной практике применяют преимущественно минеральные суспензии, в которых в качестве утяжелителя используют магнетитовый концентрат, позволяющий получать плотность разделяющей среды, достаточную для успешного обогащения всех видов твердых горючих ископаемых (каменных и бурых углей, антрацитов, горючих сланцев).

В некоторых странах в качестве утяжелителей в ограниченных масштабах используют барит, кварцевый песок, глину, лёсс и другие материалы, однако эти утяжелители не выдерживают конкуренции с магнетитом.

Следует отметить следующие особенности метода обогащения в тяжелых средах:

простоту регулирования и широкую возможность автоматизации производственного процесса;

малую чувствительность к колебаниям нагрузки (в пределах нагрузочной устойчивости оборудования) и качественного состава питания;

возможность эффективного обогащения углей с трудной и очень трудной характеристикой обогатимости и высоким содержанием свободной породы;

возможность разделения обогащаемого сырья в широком диапазоне крупности – от самых крупных штучных кусков (размером 500 мм и более) до мелкого материала (примерно до 0,2–0,5 мм и менее);

высокую точность разделения, обеспечивающую минимальное засорение конечных продуктов посторонними фракциями;

широкий диапазон изменения плотности разделения (от 1300–1350 до 2000–2200 кг/м³) с предельно точной регулировкой плотности разделяющей среды;

незначительное шламообразование в обогатительных аппаратах, возможность удаления размокающей породы в начале технологического процесса;

наименьший (по сравнению с другими мокрыми процессами обогащения) расход технологической воды.

Перечисленные достоинства тяжелосредного метода обогащения относятся к технологии обогащения как крупного, так и мелкого угля и угольного шлама. Обогащение крупного угля в магнетитовой суспензии осуществляется в тяжелосредных сепараторах, мелкого угля и угольного шлама – в тяжелосредных гидроциклонах.

Условия разделения частиц обогащаемого угля в тяжелой среде определяется соотношением сил, действующих на частицу: силы тяжести F_g и подъемной (архимедовой) силы F_A , с учетом сил сопротивления среды и механического взаимодействия частиц при их соприкосновении. Равнодействующая G сил, действующих на частицу в неподвижной среде:

$$G = F_g - F_A. \quad (1.1)$$

С учетом того, что $F_g = V\delta_u g$ и $F_A = V\delta_c g$, где V – объем частицы; δ_u и δ_c – плотность частицы и среды; g – ускорение свободного падения, получим

$$G = V\delta_u g - \delta_c g V. \quad (1.2)$$

Возможны три условия разделения частиц: $\delta_u > \delta_c$; $\delta_u < \delta_c$ и $\delta_u = \delta_c$. В первом случае $G > 0$ и частица тонет, во втором $G < 0$ и частица всплывает, в третьем $G = 0$ и частица находится во взвешенном состоянии.

С уменьшением размеров зерен снижается разность скоростей их падения и резко возрастает время, необходимое для их разделения.

Интенсифицировать процесс обогащения мелких зерен угля можно в поле действия центробежных сил, возникающих при вращательном движении суспензии. Центробежную силу $F_{ц}$, действующую на частицу, определяют по формуле

$$F_{ц} = m\omega^2/r, \quad (1.3)$$

где m – масса частицы; ω – окружная скорость вращения; r – радиус вращения; ω^2/r – центробежное ускорение.

С учетом того, что $m = F_g/g$ и $\omega = 2\pi n/60$, где n – частота вращения, получим

$$F_{ц} = F_g \pi^2 n^2 r / (900 g). \quad (1.4)$$

Подставив числовые значения для π и g , окончательно получим

$$F_{ц} = F_g r n^2 / 895. \quad (1.5)$$

Из полученного выражения следует, что значение центробежной силы в значительно большей степени зависит от частоты вращения суспензии, чем от радиуса вращения тела.

Для разделения мелкого угля по плотности в центробежном поле используют тяжело-средние гидроциклоны. Мелкий уголь вместе с суспензией (с определенной скоростью и под давлением) тангенциально вводят в гидроциклон. Плотность разделения угля в тяжелосреднем гидроциклоне может быть равной или выше плотности суспензии, подаваемой в него вместе с углем. Частицы угля, плотность которых меньше плотности разделения, удаляются из гидроциклона вместе с суспензией через сливной патрубок, а частицы с большей плотностью разгружаются через песковую насадку гидроциклона.

Плотность разделения в тяжелосреднем сепараторе соответствует плотности магнетитовой суспензии, подаваемой в сепаратор.

Плотность разделения в тяжелосреднем двухпродуктовом гидроциклоне может превышать плотность магнетитовой суспензии примерно на 20 % за счет расслоения утяжелителя.

Степень расслоения частиц утяжелителя зависит также от продолжительности пребывания суспензии в гидроциклоне. При большой скорости протекания суспензия не успевает полностью расслоиться.

В трехпродуктовых тяжелосредных гидроциклонах превышение плотности разделения во второй ступени может достигать, в сравнении с плотностью разделения в первой, примерно на $400\text{--}500 \text{ кг/м}^3$.

Для ориентировочного расчета разности плотностей между I и II ступенями разделения в трехпродуктовом тяжелосредном гидроциклоне В.И. Хайдакин предложил эмпирическую формулу

$$\Delta p = 1622 \exp(-0,00845 S_0), \quad (1.6)$$

где S_0 – параметр, характеризующий степень сгущения суспензии и зависящий от размера частиц утяжелителя, содержания шлама в суспензии, ее плотности и давления на входе в гидроциклон.

Для магнетита марки «М» (средний взвешенный диаметр зерна утяжелителя $40\text{--}50 \text{ мкм}$) S_0 определяется эмпирическим соотношением

$$S_0 = \left(0,690 - 0,002 + \frac{1}{p} \right) C_{ш} + 0,017 \frac{1}{p} (\delta_c - 1000), \quad (1.7)$$

где p – давление на входе в циклон, МПа; $C_{ш}$ – содержание шлама в суспензии, кг/м^3 ; δ_c – плотность суспензии, кг/м^3 .

Наиболее рациональные области применения тяжелосредного обогащения:

крупные классы углей для коксования и энергетики и антрациты (от $13\text{--}25$ до $200\text{--}300 \text{ мм}$) очень трудной, трудной, средней и легкой обогатимости при содержании породных фракций (плотностью $+1800 \text{ кг/м}^3$ – для углей, $+2000 \text{ кг/м}^3$ – для антрацитов) более 35% и выходе класса $>13 \text{ мм}$ более 20% с разделением на три и два продукта;

крупные классы ($>25 \text{ мм}$) сланцев;

мелкие классы углей для коксования (от $0,2\text{--}0,5$ до $13; 25; 40 \text{ мм}$) трудной и очень трудной обогатимости с разделением на три продукта;

мелкие классы энергетических углей трудной и очень трудной обогатимости и антрациты (от $0,5$ до $13(25) \text{ мм}$) с разделением на два продукта;

промпродукты отсадки крупных (после дробления) и мелких каменных углей и антрацитов ($0,5\text{--}13 \text{ мм}$) с разделением на три и два продукта.

Тяжелосредное обогащение твердых горючих ископаемых может производиться также с целью получения продуктов высокого качества для специальных целей, например, антрацитовых концентратов для электродной промышленности, малосернистых угольных концентратов, сланцевых концентратов с повышенным содержанием органической массы.

1.1.3. Характеристика тяжелой среды

В качестве тяжелой среды при обогащении полезных ископаемых по плотности применяют суспензии, которые готовят из смеси тонкоизмельченных твердых частиц и воды. Следовательно, твердые частицы являются дисперсной фазой, которую называют утяжелителем. Дисперсионной фазой является вода. Содержащиеся в суспензии твердые частицы поддерживаются в состоянии движения энергией жидкости и потенциальной энергией поверхностного натяжения.

В качестве утяжелителя используют измельченные до крупности менее 0,1 мм различные минералы (иногда смесь минералов), (табл. 1.2).

Таблица 1.2

Характеристика утяжелителей и суспензии

Минерал, продукт	Максимальная плотность, кг/м ³	
	твердой фазы	суспензии
Глина	2500	1490
Сланцевые породы	2500	1490
Кварцевый песок	2650	1540
Лёсс	2700	1550
Барит	4700	2200
Магнетит	5200	2350
Пирит	5200	2350

Суспензии могут быть разделены на три группы: устойчивые (колоиднодисперсные), неустойчивые (грубодисперсные) и стабилизированные, т. е. системы, устойчивость которых достигается путем применения величайших мер, сопровождающихся затратой энергии.

В практике обогащения угля применяют главным образом стабилизированные суспензии. Относительно ограниченное применение получили неустойчивые суспензии.

Стабилизация суспензий может быть произведена следующими способами:

- 1) применением соответствующего утяжелителя;
- 2) добавлением в суспензию материалов, обладающих коллоидными свойствами;
- 3) применением восходящих потоков;
- 4) механической активацией суспензии;
- 5) горизонтальным перемещением суспензии.

Первые два способа дают возможность получить статически устойчивую суспензию, а остальные – динамически устойчивую. Результаты обогащения углей в статически устойчивых суспензиях несколько лучше, чем в динамически устойчивых. Однако наибольшее распространение в настоящее время получили динамически устойчивые суспензии, стабилизированные их горизонтальным перемещением.

Если не предусмотрены специальные меры для стабилизации суспензии и она оставлена в состоянии покоя, то утяжелитель быстро осаждается. Через небольшой промежуток времени образуется значительная разница в плотностях выше- и нижележащих зон суспензии.

Уголь, погруженный в суспензию, расслаивается по плотности: частицы угля, плотность которых меньше плотности суспензии в верхней зоне, всплывают, а частицы, плотность которых больше плотности суспензии в нижней зоне, опускаются на дно ванны. В промежуточном слое суспензии находятся во взвешенном состоянии частицы угля промежуточной плотности. Следовательно, в суспензии в одном аппарате можно получить три продукта обогащения: концентрат, промежуточный продукт и породу.

Плотность суспензии по высоте ванны можно изменять, меняя скорость продольного перемещения суспензии и крупность утяжелителя.

Суспензии должны быть эффективны для широких пределов крупности обогащаемого угля, не обладать большой вязкостью при принятой плотности разделения, а также корродирующими и токсичными свойствами. Этим требованиям удовлетворяет суспензия, содержащая 25–35 % твердых веществ высотой плотности (утяжелителя) по объему. Приготовление суспензии, обладающей перечисленными свойствами, является нелегкой задачей.

Содержание твердой фазы в суспензии при обычно применяемой плотности разделения в первую очередь зависит от плотности утяжелителя. Следовательно, свойства суспензии определяются главным образом плотностью и размером частиц твердой фазы.

Если для обогащения угля применяется суспензия, образованная магнетитом, то приемлемая текучесть и необходимая плотность суспензии могут иметь место даже в том случае, когда в суспензии находится значительное количество угля и глины. Однако если суспензия готовится из смеси барита и глины, необходимо самое тщательное отделение угольного шлама от утяжелителя.

В промышленных условиях для приготовления суспензий в качестве утяжелителей применяют минералы и некоторые отходы различных видов производства. Проводятся также работы с целью применения в качестве утяжелителя искусственно приготовленных минералов (гуммированные металлические зерна).

Утяжелитель должен удовлетворять следующим основным требованиям:

- 1) обеспечивать возможность приготовления маловязкой суспензии плотностью 1,3–2,0 т/м³. Для этого плотность утяжелителя должна примерно втрое превышать заданную плотность суспензии;
- 2) быть химически инертным по отношению к воде и обладать сопротивлением истиранию;
- 3) легко отделяться от угольного и глинистого шлама;
- 4) легко отделяться от продуктов обогащения при промывке их на грохотах и от промывной воды в сгустителях;
- 5) обеспечивать возможность стабилизации суспензии простейшими средствами.

Из природных материалов в качестве утяжелителей для образования суспензий, в которых производят обогащение угля, применяют барит, гематит, магнетит и пирит (табл. 1.3).

Таблица 1.3

Характеристика основных минералов, применяемых для приготовления суспензий

Минерал	Химическая формула	Плотность, т/м ³	Химический состав, %	Характерные свойства
Барит	BaSO ₄	4,3-4,7	BaO – 65,68 SO ₃ – 34,32	Хорошо флотируется
Гематит	Fe ₂ O ₃	4,9-5,3	Fe – 70,00 O – 30,00	Магнитный
Магнетит	Fe ₃ O ₄	4,9-5,2	Fe – 72,40 O – 27,60	Сильно магнитный
Пирит	FeS ₂	4,9-5,2	Fe – 46,67 S – 53,33	Флотируется

В практике обогащения углей преимущественное распространение получили магнетитовые суспензии, утяжелителем в которых является магнетит.

К преимуществам магнетита относятся: сравнительно низкая стоимость, высокая плотность, малая истираемость, пригодность к применению без дополнительной доводки до кондиции, удовлетворяющей техническим требованиям к утяжелителю, недефицитность. Регенерация его в магнитных сепараторах проста и достаточно эффективна.

1.2. Магнетит

1.2.1. Характеристика магнетитовых руд

В связи с широким развитием тяжелосреднего обогащения твердых горючих ископаемых (уголь, антрацит) важное значение приобретает выбор магнетитовых концентратов, применяемых в качестве утяжелителей для приготовления суспензий.

Качество магнетитовых концентратов определяется как технологией обогащения, так и качеством железистых магнетитовых руд.

Железистые магнетитовые руды, сформировавшиеся в различных геологических условиях, отличаются разнообразием минерального состава, текстурно-структурным строением, физических свойств, которые определяют технологические параметры обогащения для каждой руды.

Основной рудный минерал магнетитовых руд – магнетит, подчиненное значение могут иметь гематит, мартит*, пирротин, пирит, халькопирит, кобальтин, сфалерит, галенит, марказит, арсенопирит.

В чистом магнетите ($\text{FeO} \cdot \text{F}_2\text{O}_3$) содержится 72,4 % железа, стехиометрическое соотношение двухвалентного и трехвалентного железа 1:2, плотность 4900–5200 кг/м³, твердость по шкале Мооса – 5,5–6,0 единиц. Природные магнетиты отличаются существенным содержанием примесей различных элементов и соответственно сложным химическим составом. Содержание железа в них изменяется в широких пределах.

Условно месторождения магнетитовых руд делят на две группы: с относительно чистым магнетитом и с магнетитом, содержащим изоморфные и дисперсные примеси. Например, в рудах, добываемых горно-обогатительными комбинатами Криворожского бассейна и КМА, имеющих осадочно-метаморфическое происхождение, собственно магнетита присутствует от 29,4 до 40 %, гематита (мартита) – от 1,5 до 7,0 %. Содержание железа колеблется от 31,1 до 35,6 %.

В магнетитовых рудах контактово-метасоматического и гидротермального происхождения (горно-обогатительные комбинаты Соколовско-Сарбайский, Азербайджанский, обогатительные фабрики «Абагурская», «Мундыбашская», «Высокогорная», «Лебяжинская», «Городоблагодатская», «Магнитогорская», «Северо-Песчанская») собственно магнетита присутствует от 29,6 до 59,1 %, гематита (мартита) – от 0,5 до 3,6 %. Содержание железа колеблется от 29,9 до 46,9 %.

Магнетитовые руды того же происхождения, добываемые и обогащаемые Ковдорским ГОКом, относятся к магномагнетитам $[(\text{Fe}, \text{Mg})\text{O} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3]$. В них содержание собственно магнетита составляет 44 %, железа 28,2 %.

Руды Коршуновского ГОКа квалифицируются как титаномagnetитовые ($\text{FeO} \cdot \text{F}_2\text{O}_3 + \text{FeO} \cdot \text{TiO}_2$) и содержат изоморфные примеси титана, магния, алюминия, кальция. Содержание магнетита составляет 34,0 %, гематита (мартита) – 4 %, железа – 28,7 %. Понижение содержания железа объясняется также дисперсной вкрапленностью нерудных минералов (от 5 до 15 %), которые практически невозможно отделить от магнетита.

Гематито-магнетитовые руды добываются и обогащаются на Оленегорском (Мурманская обл.) и Михайловском (КМА) ГОКах, а также на Магнитогорском комбинате. Эти руды содержат от 12 (Магнитогорская фабрика) до 32,6 % (Михайловский ГОК) магнетита и соответственно от 8,7 до 16,5 % гематита и мартита. Содержание железа изменяется от 32,1 (Оленегорский ГОК) до 38,5 % (Михайловский ГОК).

Значительное содержание в гематито-магнетитовых рудах самостоятельно вкрапленных зерен гематита либо сростков гематита с магнетитом является препятствием для использования концентратов, полученных из этих руд, в качестве утяжелителей при тяжелосредном обогащении угля.

По химическому составу (%) магнетитовые кварциты осадочно-метаморфического происхождения, поступающие на горно-обогатительные комбинаты Криворожского бассейна и Курской магнитной аномалии (табл.1.4), отличаются сравнительно высоким содержанием железа и окиси кремния, по минералогическому (%) (табл. 1.5) характеризуются большим количеством магнетита и кварца. На ряде ГОКов обогащается магнетитовая руда, в которой содержится 5–7% гематита (Южный, Лебединский и Северный горно-обогатительный комбинаты). Из нерудных компонентов в необогащенной руде присутствует значительное количество слюды, что характерно для всех ГОКов, обрабатывающих магнетитовые кварциты. Иногда в магнетитовых кварцитах отмечается существенное содержание сидерита (ЮГОК – 5,7 %, Криворожский центральный ГОК – 11,2 %, Новокриворожский ГОК – 11,0 %). Низкое содержание серы и фосфора (кроме руд некоторых месторождений, в которых серы бывает от 0,16 %, а фосфора – до 0,1 %) является ценным свойством магнетитовых кварцитов.

Таблица 1.4

Химический состав магнетитовых руд

Компонент	Магнетитовые кварциты	Скарновые магнетитовые руды	Магнито-магнетитовые руды	Титано-магнетиты
Fe	31,1-35,6	29,9-46,9	28,2-29,5	16,9-49,2
SiO ₂	40,5-45,6	15,1-27,7	8,5-25,4	4,3-38,7
Al ₂ O ₃	0,4-1,9	4,5-10,3	2,0-5,3	6,0-6,4
CaO	0,4-1,6	3,4-15,5	5,7-16,5	0,9-16,1
MgO	1,8-3,1	1,0-5,6	10,1-13,9	3,8-10,9
TiO ₂	-	0,2-0,12	0,5	1,5
P	0,02-0,1	0,025-0,42	0,01-2,74	0,03
S	0,05-0,16	0,17-3,17	0,01-0,28	0,01

Таблица 1.5

Минералогический состав магнетитовых руд

Минерал	Магнетитовые кварциты	Скарновые магнетитовые руды	Магнито-магнетиты	Титано-магнетиты
Магнетиты	29,4-40,0	29,5-54,2	-	-
Титаномагнетит	-	-	34,0-44,0	60-65
Гематит	1,5-7,0	0,5-3,6	4,0	2,0
Мартит				
Сидерит	0,11-6	-	-	-
Слюда	6,6-22,3	-	20,8-43,0	10-15
Кварц	34,3-39,6	1,0-2,0	-	-
Апатит	0,6-6,8	-	1,0-17,0	-
Кальцит, доломит и др.	-	-	11,0-15,2	-

Физические свойства магнетитовых кварцитов – плотность, объемная масса, пористость – зависят от содержания железа. При увеличении содержания железа от 20 до 40 % плотность

возрастает с 3190 до 3820 кг/м³, объемная масса – с 3060 до 3480 кг/м³, пористость – с 4,0 до 9,1 %.

При обогащении измельченных кварцитов содержание железа в концентрате зависит от его крупности. Так, например, при измельчении до <74 мкм содержание железа составляет 61,2-67,7 %, а при измельчении <50 мкм – 64,1-69,8 %.

Основным железорудным минералом скарновых руд является магнетит, в небольших количествах присутствуют гематит и мартит. Эти руды отличаются значительным количеством сульфидов в виде пирита и пирротина, в которых содержатся титан, ванадий, кобальт, иногда цинк, свинец, медь. Плотность скарновых магнетитовых руд составляет 3100–3400 кг/м³, они менее абразивных, чем магнетитовые кварциты. При обогащении этих руд, измельченных до крупности <74 мкм, содержание железа в концентрате в зависимости от вкрапленности колеблется от 62 % (весьма тонковкрапленные руды – размер вкраплений магнетита 1-10 мкм) до 67 % и более (крупновкрапленные руды – размер вкраплений магнетита 50 мкм – 10 мм).

Магномagnetитовые руды характеризуются высоким содержанием окиси магния и практическим отсутствием кварца. Содержание железа в них ниже, чем в магнетитовых кварцитах и скарновых рудах. Сернистые соединения либо отсутствуют, либо находятся в небольших количествах, отмечается существенное содержание фосфора, связанного с апатитом. Плотность руды зависит от содержания железа и колеблется от 3250 до 4600 кг/м³.

Важнейшей технологической характеристикой железных руд, от которой зависит глубина их измельчения на ГОКах, является размер вкраплений рудных и нерудных минералов. Отмечается постепенное увеличение размеров вкраплений (от пылевидных до сплошных) по мере роста содержания в руде железа.

Для магнетитовых (гематитовых) руд характерна тонкая слоистость, связанная с чередованием рудных, нерудных и смешанных слоев. При этом мощность слоев изменяется в широких пределах – от 0,1–2 мм до десятков миллиметров. Слой представлен вкраплениями рудных, нерудных и смешанных частиц, находящихся в нем в виде зерен, сростков и агрегатов. В магнетитовых рудах средние размеры зерен – 0,1 мм, агрегатов – 0,32 мм, нерудных зерен – 0,02 мм, агрегатов – 0,07 мм, смешанных зерен – 0,03 мм, агрегатов – 0,08 мм.

Для отдельных бассейнов размер включений колеблется в значительных пределах.

По крепости магнетитовые руды относятся по большей части к плотным и обладают коэффициентом твердости по шкале проф. М.М. Протодяконова от 6 до 16 единиц, однако имеются и преимущественно рыхлые руды (например, частично руды Коршуновского месторождения), для которых коэффициент твердости составляет 2–6 единиц.

Магнетитовые руды относятся к сильно магнитным (ферромагнетикам), тогда как гематитовые и мартитовые руды – к слабомагнитным. Вмещающие породы, например, такие как кварц – немагнитные.

1.2.2. Требования к магнетитовым концентратам – утяжелителям суспензии

Гранулометрический состав

В качестве критериев крупности магнетитовых концентратов служит обычно содержание одного или двух классов, определяющих их характерный гранулометрический состав.

В СССР и в странах СНГ до настоящего времени в угольной промышленности существует классификация магнетитовых утяжелителей по трем классам крупности с разделением на три сорта (табл. 1.6) [13].

Следует отметить недостаточную четкость отечественной и зарубежной классификаций из-за наличия нескольких критериев крупности (выход определенных классов), а также несо-

ответствие фактического гранулометрического состава, применяемых на практике утяжелителей, диапазонам крупности, принятым в классификациях.

Таблица 1.6

Классификация магнетита по сортам

Класс, мм	Выход, %		
	сорт К (крупный)	сорт М (мелкий)	сорт Т (тонкий)
>0,15	2-10	2-10	0-5
<0,04	40-50	50-60	60-75
<0,02	3-10	10-25	25-35

Магнитные свойства. Наряду с крупностью, важнейшей физической константой, определяющей выбор магнетитового концентрата в качестве утяжелителя, является его магнитная характеристика.

Наличие в магнетитовых рудах примесей слабомагнитных компонентов (в первую очередь, гематита и мартита, в также сопутствующих пород) ухудшает их магнитные свойства. Магнетитовые концентраты, получаемые после многостадийного измельчения и магнитного обогащения, обладают ярко выраженными магнитными свойствами, зависящими от химического состава руды, строения кристаллической решетки, крупности, насыпной массы и др. Однако их магнитные константы менее контрастны, чем у чистого магнетита.

Наиболее часто для характеристики магнитных свойств магнетитовых утяжелителей пользуются величиной магнитной проницаемости. Абсолютная магнитная проницаемость μ – физическая величина, характеризующая магнитную индукцию, т. е. результирующее магнитное поле при воздействии внешнего магнитного поля. Это отношение магнитной индукции B к магнитному потоку H . Магнитная проницаемость связана с магнитной восприимчивостью, т. е. способностью вещества менять магнитный момент (намагничиваться) под действием внешнего магнитного поля

$$1 + 4\pi\chi. \text{ Поскольку } \mu = \frac{B}{H}, \text{ а } \chi = \frac{I}{H}, \text{ то } B =$$

т. е. магнитная индукция, связана с напряженностью внешнего магнитного поля и намагниченностью вещества.

Предложено магнитные свойства магнетитовых утяжелителей характеризовать величиной условной магнитной проницаемости μ_{yc} , измеряемой в долях единицы от значения магнитной проницаемости эталонной пробы чистого магнетита, для которого $\mu_{yc} = 1$.

Измерение условной магнитной проницаемости осуществляется с помощью специального прибора-компаратора, состоящего из моста переменного тока с катушками индуктивности и показывающего гальванометра.

Магнетитовый концентрат считается пригодным к использованию в качестве утяжелителя, если для него $\mu_{yc} > 0,7$. Отечественные магнетитовые концентраты обладают высоким содержанием магнитных фракций (как правило, выше 94 %), однако в числе требований к магнетитовому утяжелителю указывается также и нижний предел содержания магнитных фракций – 90 %.

Содержание магнитных фракций в утяжелителе определяется с помощью магнитного анализатора.

При измерении условной магнитной проницаемости берется магнитная фракция утяжелителя, выделенная с помощью магнитного анализатора.

Магнитные свойства исследованных магнетитовых концентратов и содержание в них магнитной фракции приведены в табл. 1.7.

Все концентраты по магнитным свойствам и содержанию магнитной фракции отвечают требованиям, предъявляемым к утяжелителям.

Таблица 1.7

Магнитные свойства магнетитового концентрата

Горно-обогатительный комбинат	Условная магнитная проницаемость (безразмерная)	Содержание магнитной фракции, %
Южный	0,85	94,8
Соколовско-Сарбайский	0,97	94,5
Лебединский	0,88	94,3
Качканарский	0,72	94,7
Азербайджанский	0,86	98,0
Коршуновский	0,91	95,5
Высокогорское рудоуправление	0,87	95,5
Ковдорский	0,88	98,7

Плотность. В качестве утяжелителей рекомендуется применять магнетитовые концентраты плотностью 4300–4600 кг/м³ и более (примерно до 5000 кг/м³).

Плотность магнетитового концентрата является одной из важных физико-механических характеристик его как утяжелителя суспензии, так как определяет количество дисперсной фазы в суспензии заданной плотности и ее вязкость. Допустимое содержание в разделительной среде для тяжелосредных обогатительных процессов дисперсной фазы, т. е. утяжелителя, и засоряющих его угольных зерен должно быть не выше 32 %. Магнетитовые концентраты плотностью 4300–5000 кг/м³ обеспечивают получение разделительной среды плотностью до 2100 кг/м³, что удовлетворяет практически всем требованиям обогащения угля, антрацитов и сланцев.

Результаты измерения плотности исследованных магнетитовых концентратов следующие: Южный ГОК 4330, Соколовско-Сарбайский 4680, Лебединский 4930, Качканарский 4620, Азербайджанский 4560, Коршуновский 4355, Высокогорское рудоуправление 4440, Ковдорский 4570 кг/м³.

Таким образом, все эти магнетиты укладываются в нормативные показатели.

Определение качества магнетита осуществляется в соответствии с ДСТУ ISO 8833:2003 Магнетит для збагачення вугілля. Методи випробування [14].

1.2.3. Магнетит для обогащения угля

В настоящее время магнетит для процессов углеобогащения специально не выпускается.

Качество магнетитовых концентратов, поставляемых угольной промышленности, значительно изменилось из-за усовершенствования технологических схем измельчения и обогащения руды на ГОКах. Существенно возросло в магнетитовом концентрате содержание тонких классов и соответственно уменьшился средний размер зерна. В связи с этим увеличились потери магнетита при магнитной регенерации суспензий и с продуктами обогащения. Особенно это сказывается при обогащении углей с легкоразмокаемой породой.

В табл. 1.8 приведены потери магнетита на углеобогащательных фабриках Украины. Данные табл. 1.8 демонстрируют, что потери магнетита составляют от 1,2 до 4,9 кг/т перерабатываемого угля, что в 1,3–4,3 раза больше, чем предусмотрено нормами для обогащения крупного машинного класса в колесных сепараторах. Возросшие потери магнетита на углеобогащательных фабриках Украины, по нашему мнению, связаны в первую очередь с его гранулометрическим составом и относительной магнитной проницаемостью.

Таблица 1.8

Потери магнетита при обогащении крупного машинного класса на углеобогащательных фабриках Украины

ЦОФ	Год	Потери магнетита, кг/т, с:					
		концентратом	промппродуктом	породой	хвостам и регенерации	прочие	Итого
Чумаковская	2000	0,2	-	0,4	0,6	-	1,2
Селидовская	2004	0,3	-	0,7	0,4	0,3	1,7
Узловская	1996	0,2	0,3	0,7	0,3	0,2	1,7
Октябрьская, угли шахт ГП: «Добропольеуголь»	2004	0,2	0,3	0,7	0,5	0,2	1,9
«Красноармейскуголь»		0,2	0,3	0,8	0,5	0,2	2,0
«Селидовская»		0,2	0,3	0,9	0,6	0,2	2,2
«Павлогорадуголь»		0,9	0,3	1,7	0,8	0,2	3,9
Краснолиманская	2006	0,6	-	0,18	0,6	0,2	2,2
Комсомольская	1997	0,4	-	0,2	0,3	0,1	1,0
Червоноградская	1995	0,3	-	0,2	0,6	-	1,1
	2007	0,3	-	0,4	0,6	-	1,5
Павлоградская	1996	0,9	-	1,7	0,9	0,3	3,8
	2005	0,9	-	1,7	2,0	0,3	4,9
ОФ ш. Комсомолец Донбасса	2007	0,3	-	0,5	0,5	0,2	1,5
Нагольчанская	2007	0,4	-	0,6	1,0	-	2,0
Свердловская	2007	0,8	-	0,6	0,2	-	1,6
Комендантская	2002	0,3	-	1,0	0,4	0,2	1,9
Центросоюз	2008	1,0	-	1,4	0,2	0,4	3,0
Вахрушевская	2006	1,0	-	1,5	0,2	0,3	3,0
Краснопартизанская	2008	0,6	-	1,0	0,2	0,2	2,0
Луганская	2005	0,3	-	0,4	0,3	0,2	1,2

В табл. 1.9 приведены данные качества магнетитовых концентратов, выпускаемых горнообогащательными комбинатами Криворожского железорудного бассейна: ЦГОКа, ЮГОКа, СевГОКа, ИнГОКа, НКГОК Арселоор Миталл Стилл, а также общие требования к магнетитовому утяжелителю суспензий, применяемых для обогащения углей. При этом для сравнения взяты сорта с лучшими показателями качества магнетитовых концентратов.

Таблица 1.9

Исходные данные для сравнительного анализа

№ п/п	Наименование показателей	Общие требования к магнетиту- утяжелителю	ЮГОК Сорт К4	ЮГОК Сорт К3	ЦГОК Сорт А.7	СЕВГОК Сорт А	НКГОК Миталл Сталл Сорт А	ИНГОК Сорт А	Лебедин- ский ГОК Сорт «высший»
Показатели по ТУ									
1	Массовая доля общего железа, %	765,0	65,2	67,5	68,5	66,4	65,3	66,5	68,0
2	Массовая доля влаги, %	710,5	10,5	11,0	10,5	10,5	10,5	9,4	10,0
Дополнительные показатели									
3	Сорт	К, М, Т	Т	Т	Т	Т	Т	Т	Т
4	Плотность, кг/м ³	4300-5000	4700	4330	4420	4730	4580	4700	4930
5	Содержание магнитных фракций, %	>90	94,8	94,8	94,2	94,2	94,1	94,4	94,3
6	Условная магнитная восприимчиво- сть	>0,7	0,8	0,85	0,86	0,82	0,81	0,83	0,88
7	Происхождение руды	осадочно- метаморфи- ческое	осадочно- метамор- фическое	осадочно- метамор- фическое	осадочно- метамор- фическое	осадочно- метамор- фическое	осадочно- метамор- фическое	осадочно- метамор- фическое	осадочно- метамор- фическое

Из табл. 1.9 следует, что рассматриваемые сорта соответствуют общим требованиям к магнетиту-утяжелителю по всем показателям, кроме крупности. В современных магнетитовых утяжелителях отсутствуют сорта К и М.

Применение магнетита сорта Т вместо сортов К и М для обогащения соответственно крупного и мелкого машинных классов угля и привело к росту потерь магнетита на углеобогагательных фабриках.

Следует отметить, что в технических условиях на магнетитовые концентраты ГОКов отсутствуют показатели, характеризующие их гранулометрический состав.

Приведем данные фактического гранулометрического состава магнетитовых концентратов, выпускаемых ГОКах Криворожского железорудного бассейна. Данные диаграммы великолепно демонстрируют тот факт, что выпускаемые сегодня магнетитовые концентраты по гранулометрическому составу не соответствуют требованиям, предъявляемым к магнетиту-утяжелителю.

Увеличение крупности концентрата, то есть снижение содержания класса минус 0,04 и минус 0,02 мм обязательно приведет к снижению качества концентрата. Этот вывод подтверждают результаты, представленные на диаграммах, демонстрирующих содержания железа и кварца в классах крупности готового концентрата по всем ГОКах Кривбасса (рис. 1.4–1.9).

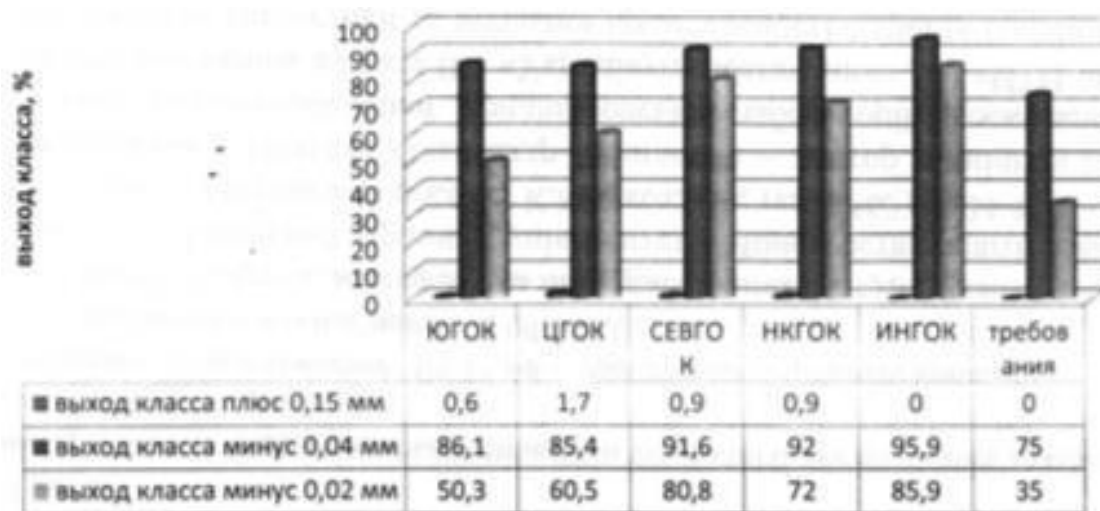


Рис. 1.4. Сравнительная характеристика гранулометрического состава магнетитовых концентратов с требованиями к утяжелителям марки Т

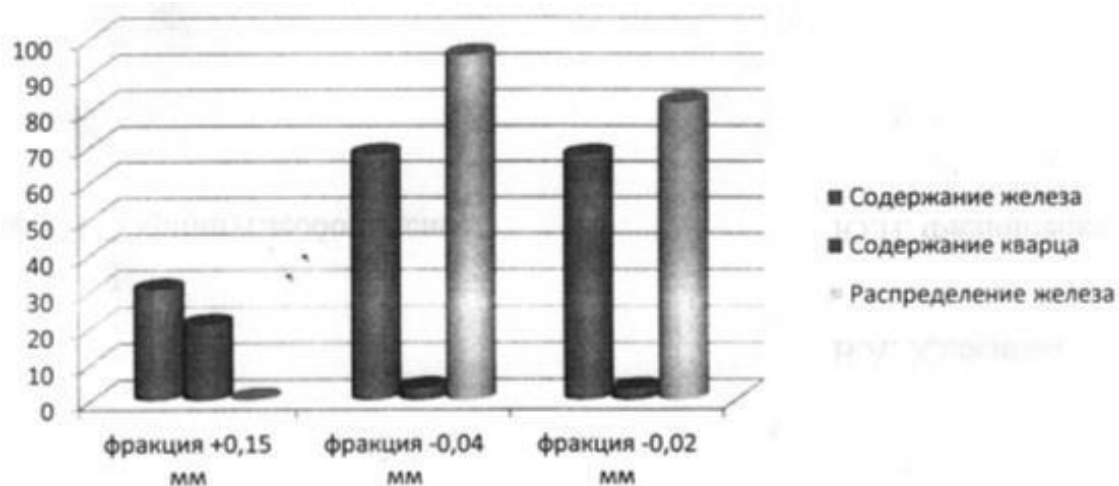


Рис. 1.5. Качественные показатели концентрата СЕВГОКа

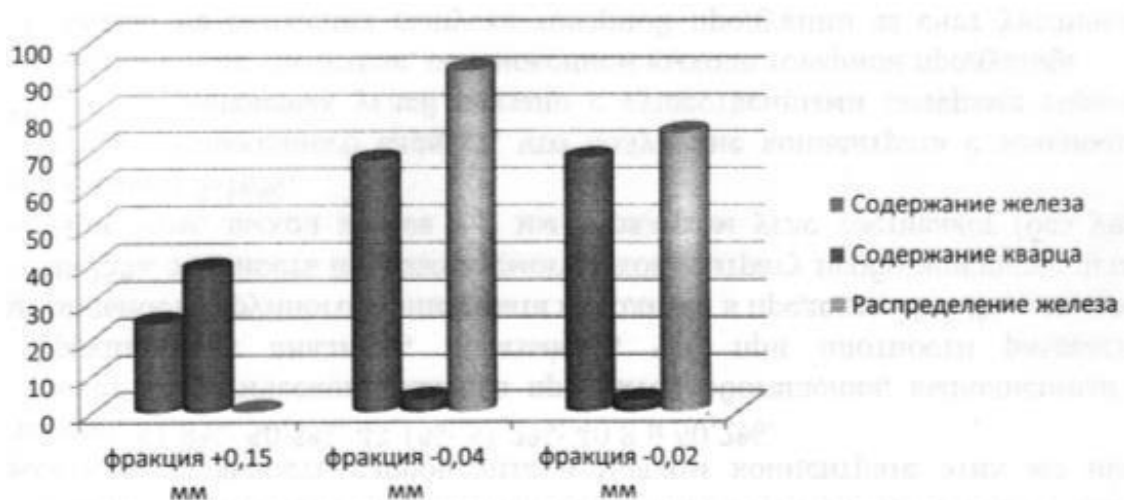


Рис. 1.6. Качественные показатели концентрата НКГОКа

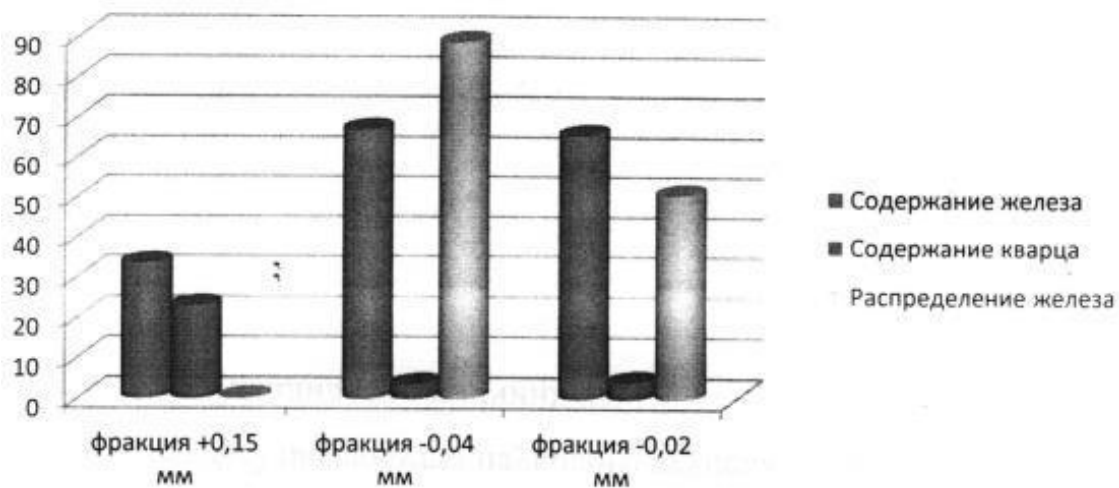


Рис. 1.7. Качественные показатели концентрата ЮГОКа

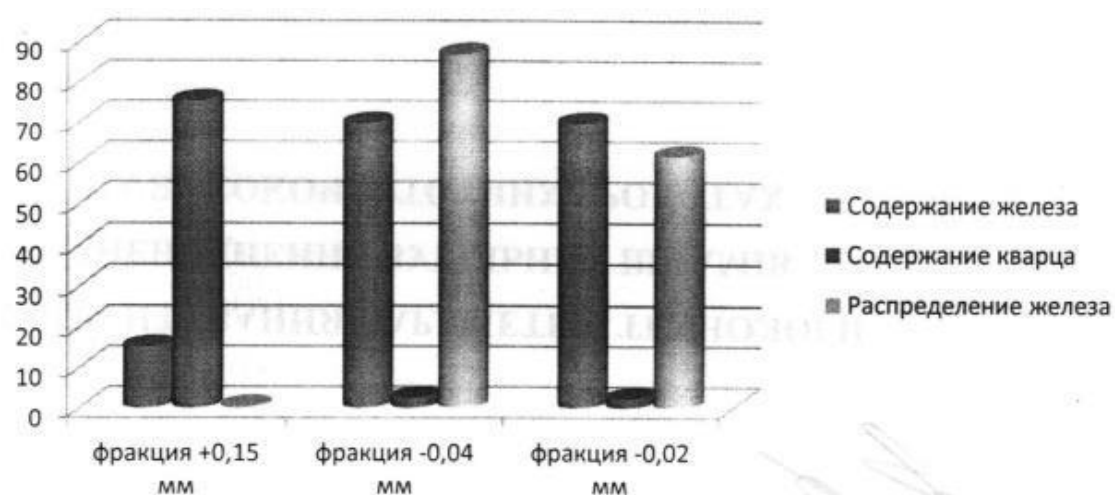


Рис. 1.8. качественные показатели концентрата ЦГОКа

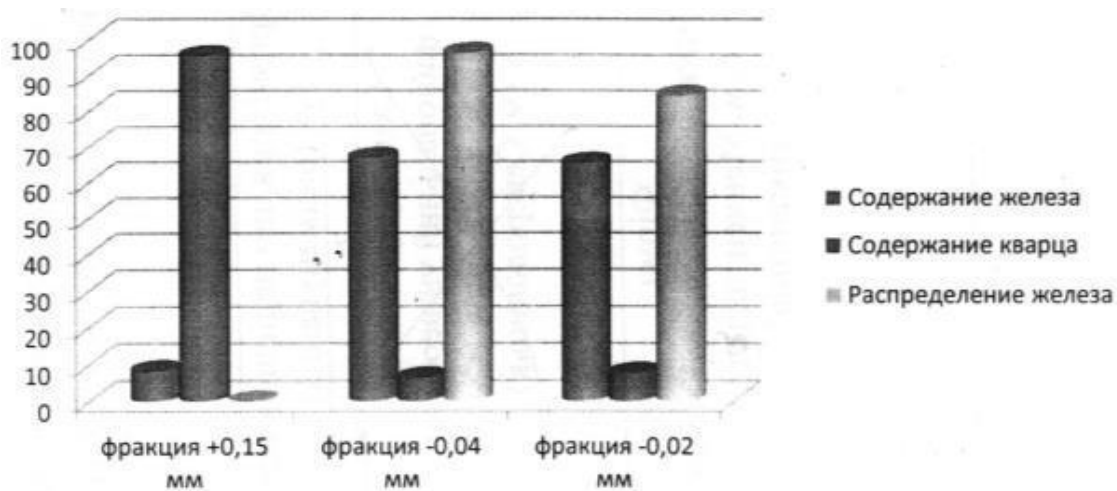


Рис. 1.9. Качественные показатели концентрата ИНГОКа

Поэтому концентраты ГОКов Кривбасса и предназначены только для переработки на металлургических предприятиях, а не для использования в качестве утяжелителя на углеобогабатывающих фабриках.

В табл. 1.10 для сравнения приведен гранулометрический состав магнетитовых концентратов за 1983 г. по данным [13].

Ранее выполненными исследованиями установлена взаимосвязь относительной магнитной проницаемости от гранулометрического состава магнетита, зависимость которой приведена на рис. 1.10 [15]. Как видно из рисунка, по мере снижения дисперсности магнетита относительная магнитная проницаемость возрастает, достигая максимума при $d \approx 0,059$ мм, а затем плавно снижается.

Таблица 1.10

Класс, мм	Горно-обогатительные комбинаты							Ковдорский	
	Южный	Соколовско-Сарбайский	Качканарский	Лебединский	Азербайджанский	Коршунковский	Высокогорское рудоуправление	до 1980 г.	после 1980 г.
+0,5	-	-	0,1	-	2,8	1,3	2,5	1,1	1,3
0,25-0,5	0,7	5,8	0,2	-	6,7	3,5	9,5	3,3	2,7
0,15-0,25	1,1	2,0	0,7	-	2,2	2,0	1,8	1,9	11,5
0,074-0,15	9,3	5,9	4,9	1,0	32,8	23,7	33,8	35,0	51,5
0,04-0,074	29,1	19,3	26,9	20,0	32,6	44,6	26,3	37,3	18,7
0,02-0,04	38,2	41,7	61,4	64,1	20,7	19,6	22,6	17,8	11,3
-0,02	21,6	25,3	5,8	14,9	2,2	5,3	3,4	3,6	3,0
-0,04	59,8	67,0	67,2	79,0	22,9	24,9	26,0	21,4	14,3
+0,15	1,8	7,8	1,0	-	11,7	6,8	13,8	6,3	15,5
Сорт	М	Т	Т	Т	К	К	К	К	К

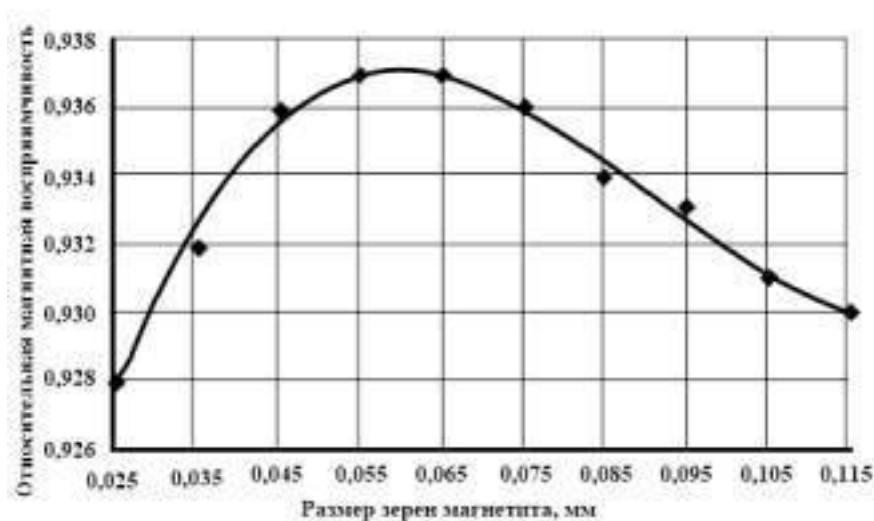


Рис. 1.10. График зависимости относительной магнитной проницаемости от степени дисперсности магнетита (по данным [15])

В результате многочисленных опытов установлено, что относительная магнитная проницаемость утяжелителя, ранее поставляемого ЮГОКом обогатительным фабрикам Украины, не превышала 0,932.

Нами были проведены специальные исследования по снижению степени дисперсности утяжелителя. Степень дисперсности утяжелителя должна соответствовать такой его крупности, при которой магнитная проницаемость будет не ниже 0,936. Этому требованию удовлетворяет магнетитовый концентрат со средневзвешенным диаметром частиц не более 0,0875 мм.

Установлено, что суспензия, приготовленная из магнетитового утяжелителя повышенной крупности $d = 0,0875$ мм с содержанием шлама 130–140 г/л, обладает идентичной гравитаци-

онной устойчивостью, что и суспензия с содержанием шлама 70–80 г/л, полученная из магнетита обыкновенной крупности.

Это дает основание считать целесообразным использованием магнетитового утяжелителя повышенной крупности на обогатительных фабриках и установках с повышенным содержанием шлама в суспензии (не менее 140 г/л).

Сравнительные испытания магнетитовых утяжелителей обыкновенной и повышенной крупности были проведены на ЦОФ «Украина» [15]. Характеристика испытываемых магнетитовых концентратов приведена в табл. 1.11.

Содержание шлама в магнетитовой суспензии составляло при испытаниях 180–190 г/л.

Как видно из приведенных данных, несмотря на более высокую нагрузку по углю на сепаратор СК и соответственно несколько повышенное содержание в нем класса 0–6 мм, потери утяжелителя повышенной крупности ниже по сравнению с потерями утяжелителя обыкновенной крупности.

Таблица 1.11

Характеристика магнитных концентратов

Показатели	Магнетитовый концентрат	
	обыкновенной крупности	повышенной крупности
Плотность, г/см ³	4,5	4,47
Содержание класса >70 мк, %	12,0	29,7
Содержание магнитных фракций, %	96,3	95,6
Средневзвешенный размер частиц, мм	0,0345	0,0875
Относительная магнитная проницаемость	0,932	0,930

Результаты сменных опробований приведены в табл. 1.12.

Таблица 1.12

Результаты сменных опробований

Показатели	При обогащении в суспензии с магнетитом	
	обыкновенной крупности	повышенной крупности
Крупность обогащаемого угля, мм	>6	>6
Нагрузка на сепаратор, т/ч	150	250
Содержание класса <6 мм в угле, поступающем в сепаратор, %	2,92	5,95
Потери утяжелителя с продуктами обогащения, кг/т	1,29	1,11
Потери магнетита с хвостами регенерации, кг/т	0,232	0,185
Содержание шлама в суспензии, г/л	181	193
Плотность суспензии, т/м ³	1,8	1,89

Было также установлено, что в результате применения магнетитового утяжелителя повышенной крупности расход его на фабрике сократился на 200–400 г/т обогащаемого угля, а потери в породе угольных и промпродуктовых фракций снизились на 0,1–0,2 %.

Таким образом, в результате проведенных исследований магнетитовых концентратов ГОКов Кривбасса, как утяжелителя для тяжелосредного обогащения каменных углей и антрацитов, установлено:

– применяемые к качеству утяжелителей магнетитовые концентраты не отвечают предъявляемым к ним требованиям по гранулометрическому составу, что приводит к большим потерям магнетита особенно при обогащении углей с легкоразмокаемой породой;

– диапазон крупности магнетитового концентрата должен находиться в пределах значений средневзвешенного диаметра частиц от 0,045 мм до 0,075 мм. В этом случае относительная магнитная проницаемость будет более 0,936;

– суспензия, приготовленная из магнетитового утяжелителя повышенной крупности $d = 0,0875$ мм с содержанием шлама 130–140 г/л, обладает идентичной гравитационной устойчивостью, что и суспензия с содержанием шлама 70–80 г/л, полученная из магнетита обычной крупности;

– применение более зернистого магнетита 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.

Следует также помнить, что на первых этапах развития тяжелосреднего обогащения для каждого из типов тяжелосредних сепараторов подбирался индивидуальный утяжелитель суспензии (табл. 1.13). В основных угледобываемых странах была произведена классификация магнетитовых утяжелителей по сортам крупности, а сортов крупности – по видам применения.

Следует иметь в виду, что увеличение глубины тяжелосреднего обогащения до 0,1 мм и менее предопределяет необходимость наличия всего диапазона крупности магнитного концентрата, особенно в случае высокой плотности разделения. С этой точки зрения, чем мельче исходный материал, тем тоньше должен быть магнетит: от 30 % – 0,044 мм для класса +13 мм, до 90 % – 0,044 мм для класса 0,1–1,0 мм.

В случае необходимости, на углеобогажительных фабриках можно производить доизмельчение магнетита в шаровой мельнице небольшой производительности, так как расход магнетита не большой и не должен превышать 1 кг на тонну обогащаемого угля. При наличии классификатора измельчение в шаровой мельнице можно производить в замкнутом цикле.

Кроме того, при необходимости, можно осуществлять классификацию магнетита в гидроциклонах с выделением двух (и более) классов крупности (рис. 1.11).

В общем случае, применение магнетита на углеобогажительной фабрике в качестве утяжелителя необходимо рассматривать с четырех точек зрения:

– непосредственно обогащение данного класса крупности угля;

– необходимости создания разности плотностей разделения в секциях трехпродуктовых гидроциклонов не менее 500–700 кг/м³;

– отмывки магнетита от продуктов разделения минимальным количеством воды на грохотах с достижением нормативной влажности надситных продуктов;

– полноты улавливания магнетита на магнитных сепараторах.

Правильный выбор гранулометрического состава магнетита влияет не только на показатели обогащения угля, но и определяет схему регенерации, тип применяемого оборудования, режим его работы и эффективность обогащения. С увеличением содержания тонких частиц в магнетите ухудшается отмывка утяжелителя от продуктов обогащения, снижается эффективность регенерации суспензии, возрастают ее вязкость и предельное напряжение сдвига.

Таблица 1.13

Диапазон крупности магнетита, применяемого для тяжелосредних сепараторов (по данным [13])

Тип сепаратора (страна)	Гранулометрическая характеристика магнетита						
Конусный сепаратор «Вемко» (США)	Крупность, мм	>0,25	>0,15	>0,1	>0,074	>0,044	<0,044
	Выход, %	0,1-0,5	1-5	10-20	15-20	20-25	40-50
Барабанный сепаратор «Нельсон-Девис» (США)	Крупность, мм	>0,2	0,1-0,2	0,075-0,1	0,045-0,075	0,083-0,045	<0,33
	Выход, %	1,7	14,0	14,7	15,1	7,2	47,3
Барабанный сепаратор СКБ (ФРГ)	Крупность, мм	>0,2	0,1-0,2	0,06-0,1	<0,6	-	-
	Выход, %	0,6	71,0	27,6	0,8	-	-
Сепараторы с ламинарным Ивеликом суспензии «Фогель» (ФРГ) «Ридли-Скоулз» (Великобритания)	100% крупностью <0,074 мм						
Сепаратор корытный (США)	90-95% крупностью <0,043 мм						
Конусный сепаратор «Дианамид» (Великобритания)	100% крупностью <0,065 мм						
Сепаратор «Тромп» (Великобритания)	100% крупностью <0,1 мм						
Сепаратор «Линк-Белт» (США)	75% крупностью <0,043 мм 100% крупностью <0,25 мм						
Сепаратор «Тромп» (США)	75% крупностью <0,043 мм Не более 5% крупностью >0,15 мм						
Сепаратор «Дрюбой» (Франция)	Крупность, мм	>0,1	0,04-0,1	0,02-0,04	<0,02	-	-
	Выход, %	0-10	40-50	50-40	0-10	-	-

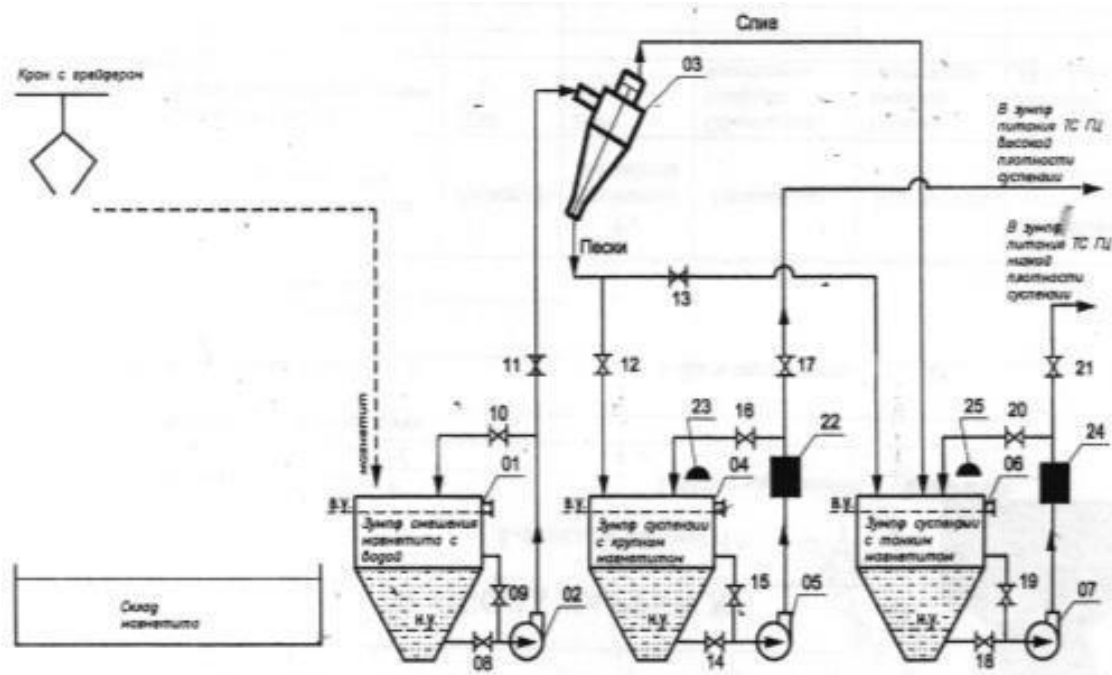


Рис. 1.11. Схема подготовки и дозирования магнетита

Увеличение крупности магнетита выше определенного предела также нецелесообразно. В этом случае значительно снижаются гравитационная устойчивость суспензии и магнитная восприимчивость утяжелителя при регенерации суспензии на магнитных сепараторах. Кроме того, увеличение крупности частиц магнетитового утяжелителя требует повышения скорости восходящего потока в обогащательном аппарате, что приводит к снижению эффективности разделения исходного угля вследствие выноса мелких породных частиц во всплывший продукт.

Форма частиц и механическая прочность утяжелителя влияют на вязкость суспензии, определяют степень износа оборудования и разрушение утяжелителя в процессе его циркуляции при обогащении угля. Суспензии, приготовленные из чистого магнетита даже при высокой их плотности (1800–2100 кг/м³), имеют невысокие вязкость и предельное напряжение сдвига. При добавлении к магнетиту угольных и глинистых шламов эти показатели значительно возрастают. Вязкость и предельное напряжение сдвига становятся тем больше, чем мельче утяжелитель и чем больше в нем шламов. При обогащении углей и антрацитов в суспензиях высокой плотности (2100–2200 кг/м³) с целью полного извлечения горючей массы возможно применение магнетитовых суспензий с добавкой ферросилиция, частицы которого имеют шарообразную форму, гладкую, зеркальную поверхность и повышенную твердость. Плотность гранулированного ферросилиция 6800–7200 кг/м³, он практически не подвержен коррозии. Максимальная плотность суспензии, приготовленной из гранулированного ферросилиция, равна 3300–3500 кг/м³. Такая суспензия в настоящее время применяется только при обогащении руд.

1.2.4. Источники потерь магнетита на углеобогачительных фабриках

В качестве утяжелителя для приготовления рабочей суспензии на углеобогащительных фабриках применяется магнетитовый концентрат, плотность которого должна соответствовать 4300–4600 кг/м³ с содержанием магнитной фракции более 93 %.

На обогатительных фабриках разгрузка, складирование и доставка магнетита, а также приготовление суспензии механизированы. Неудовлетворительная организация этих операций приводит к большим затратам ручного труда, чрезмерным потерям магнетита.

Повышенный расход магнетита при ведении технологического процесса на тяжелосредних установках обусловлен:

- нарушением технологии отмывки магнетита от продуктов обогащения и его улавливания из-за несовершенства применяемых ополаскивающих устройств, узкого фронта регенерации разбавленной суспензии, недостаточного количества слива электромагнитных сепараторов, подаваемого на ополаскивание;

- отсутствием систем сбора и возврата на регенерацию всех случайных сбросов, переливов, разбрызгиваний суспензий, выпусков из стояков и течей через сальниковые уплотнения суспензионных насосов;

- потерями тонких классов магнетита с хвостами регенерации при эксплуатации электромагнитных сепараторов на пониженных параметрах тока, особенно при регенерации разбавленной суспензии в одну стадию;

- отсутствием на ряде фабрик складов для хранения всего магнетита, разгрузка его на плохо оборудованные площадки у железнодорожных путей, где магнетит длительное время подвергается атмосферным воздействиям.

Рациональной считается форма доставки магнетита в железнодорожных вагонах непосредственно на склад. Разгрузка магнетита из вагонов на складе устраняет потери и засорение магнетита посторонними примесями. Вместимость склада должна удовлетворять потребность фабрики в магнетите на весь зимний период.

Для приготовления суспензии в помещении склада устанавливается емкость. Из траншей магнетит по мере необходимости выбирается грейфером, подвешенным на монорельсовой тележке, и подается на предохранительную решетку в емкость заполненную водой и барботируемую сжатым воздухом (рис. 1.12, а). Приготовленная суспензия, требуемой плотности, насосом перекачивается в сборник кондиционной суспензии тяжелосредней установки.

На обогатительных фабриках, где тяжелосредние установки внедрены в результате реконструкции, разгрузка магнетита из ж.д. вагонов осуществляется на площадки возле ж.д. путей, откуда магнетит автотранспортом доставляется в помещение, приспособленное для склада магнетита.

В этих помещениях смесительные воронки устанавливаются над железобетонным зумпфом емкостью 1,0–1,2 м³ с наклонным днищем, заглубленным ниже нулевой отметки на 0,6–0,7 м. Откачка накопившейся суспензии из зумпфа осуществляется насосом через вертикальный всасывающий патрубок с пробковым краном (рисунок 1.12, б) погруженным в зумпф на глубину не более 0,5 м при общей его длине 0,8 м [16]. На этих тяжелосредних установках теряется от 5 до 10 % магнетита при перегрузках и транспортировке на склад.

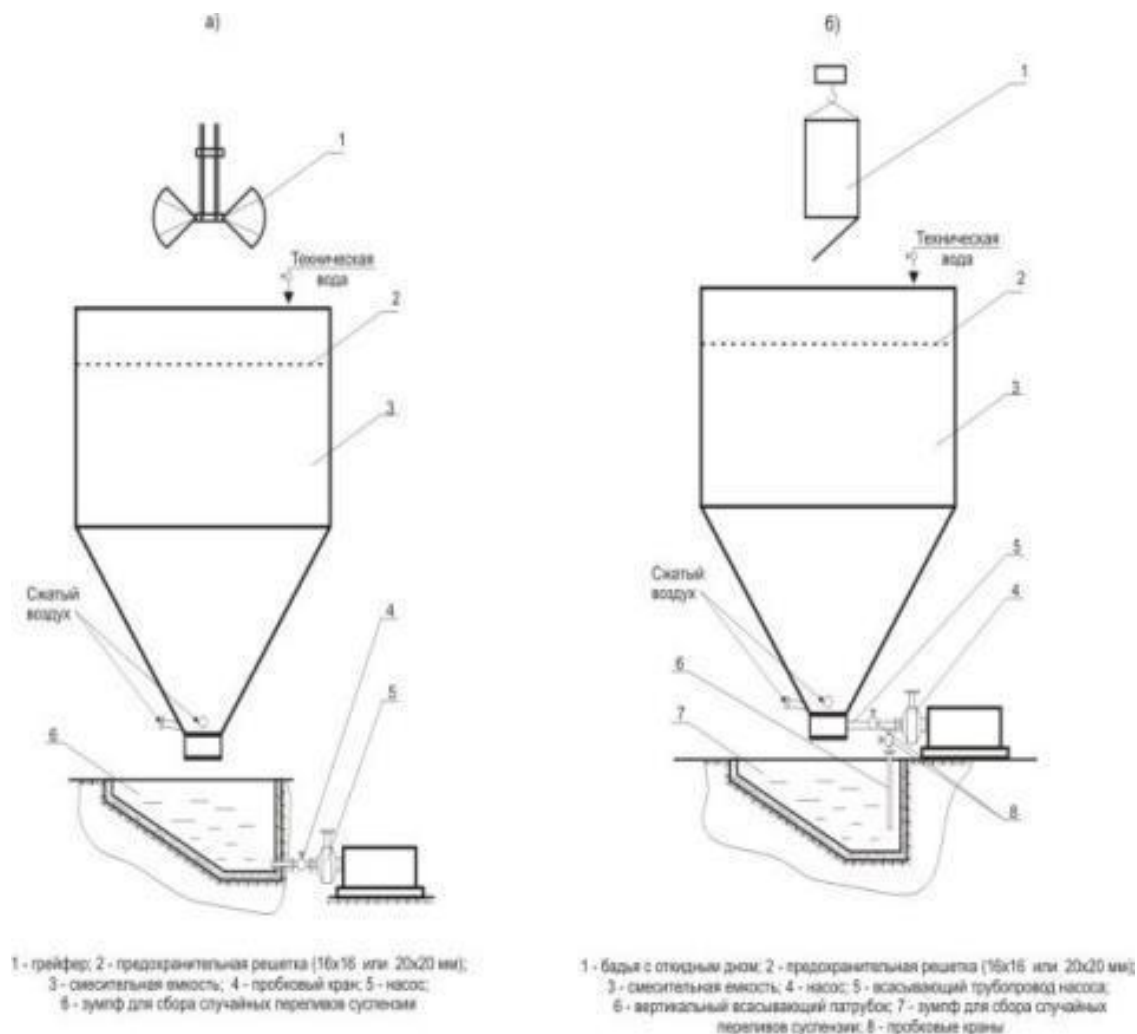


Рис. 1.12. Схемы установки с емкостями для приготовления и транспортирования магнетитовой суспензии

Общий расход магнетита складывается из безвозвратных потерь в ряде точек технологического цикла:

- при транспортировке, разгрузке и складировании;
- при приготовлении свежей суспензии;
- с продуктами обогащения;
- с отходами регенерации;
- с проливами суспензии, которые не возвращаются в технологический цикл регенерации.

Фактический общий расход магнетита определяется по отчетной документации фабрики, как количество полученного магнетитового концентрата за определенный период (например, за год), отнесенные к количеству перерабатываемого угля за тот же период в тяжелых средах.

Потери утяжелителя с продуктами обогащения и отходами регенерации определяются путем отбора проб, их обработки и соответствующих расчетов. При расчетах потерь магнетита необходим учет действительного содержания магнитных фракций. Для этой цели, во время опробования отбирают пробу рядового магнетита: набирают пробу массой 2–3 кг и сокращают до 100 г затем с помощью магнитного анализатора определяют содержание магнитных фракций в рядовом магнетите.

Определение потерь магнетита с продуктами обогащения

Для анализа продуктов обогащения на содержание магнетита используют пробы, отобранные с порогов дренажно-обезвоживающих грохотов. Подвергают анализу сухие остатки промывных вод, полученных в процессе обесшламливания проб продуктов обогащения при подготовке их к фракционному анализу.

С помощью магнитного анализатора определяют содержание магнитной фракции в сухих остатках, а затем рассчитывают содержание магнетита в продуктах обогащения:

$$\gamma_{np}^M = \frac{\gamma_n^M \cdot \gamma_c}{\gamma_p^M}, \quad (1.8)$$

где γ_c – выход сухого остатка от пробы продукта обогащения.

Здесь индекс "np" означает "продукт" и далее к нему добавляются индексы "к", "nn", "о" при обозначении концентрата, промпродукта или отходов соответственно.

Далее определяют общие потери магнетита с продуктами обогащения при обогащении угля в тяжелосредном сепараторе и гидроциклоне $M'_{ном}$ в расчете на 1 т исходного питания по формуле:

$$M'_{ном} = \left(\gamma_k \cdot \gamma_{прк}^M + \gamma_{nn} \cdot \gamma_{прnn}^M + \gamma_o \cdot \gamma_{про}^M \right) \cdot 1000, \text{ кг/т}, \quad (1.9)$$

где γ_k , γ_{nn} , γ_o – соответственно, выход концентрата, промпродукта и отходов от исходного.

Определение потерь магнетита с хвостами магнитных сепараторов

В период опробования тяжелосредных установок отбирают пробы хвостов магнитных сепараторов порциями по 0,5–1 л через равные промежутки времени из каждого магнитного сепаратора отдельно. Количество порций – не менее 30, каждая порция должна содержать продукт из всех хвостовых насадок магнитного сепаратора. При регенерации разбавленной суспензии в две стадии, для определения потерь магнетита отбирают пробы хвостов только второй стадии.

Определяют содержание твердого в хвостах C_m (кг/м³) и содержание магнитной фракции в сухом остатке γ_x^M (твердом).

Определяют часовую потерю магнетита (рядового) с хвостами магнитных сепараторов по формуле:

$$M_x = Q_n \cdot n_n \cdot C_m \cdot \frac{\gamma_x^M}{\gamma_p^M}, \text{ кг/час}, \quad (1.10)$$

где Q_n – производительность одной насадки для выпуска хвостов, м³/ч; n_n – количество насадок во всех параллельно включенных сепараторах, шт.

Потери магнетита с хвостами регенерации в расчете на 1 т исходного питания при непрерывной работе тяжелосредной установки в период опробования (без снятия нагрузки по питанию) $M'_{ном}$ определяют по формуле:

$$M'_{nom} = \frac{M_x}{G}, \text{ кг/т}, \quad (1.11)$$

где G – часовая производительность тяжелосредной установки по исходному питанию, т/ч.

В случае если в процессе опробования были перерывы в подаче исходного угля, рассчитанные таким образом потери магнетита с хвостами регенерации будут заниженными. Точное их определение затруднено, ввиду того, что состав питания магнитных сепараторов в переходном режиме (при снятой нагрузке и некоторое время после ее подачи) непрерывно меняется. В этом случае потери магнетита (в пересчете на непрерывный режим работы):

$$M''_{nom} \approx \frac{M_x}{G} \times \frac{t_{opr}}{t_{rab}}, \text{ кг/т}, \quad (1.12)$$

где t_{opr} , t_{rab} – продолжительность опробования и продолжительность работы с номинальной нагрузкой, час.

Общие потери магнетита на 1 т исходного питания составят:

$$M_{nom} = M'_{nom} + M''_{nom}, \text{ кг/т}, \quad (1.13)$$

Прочие потери магнетита (при транспортировке, приготовлении суспензии и др.) определяются вычитанием из общего расхода магнетита потерь с продуктами обогащения и отходами регенерации, отнесенными к количеству переработанного угля за отчетный период в тяжелых средах.

Потери магнетита при ведении технологического процесса компенсируются подачей свежеприготовленной суспензии в сборник кондиционной суспензии один раз в смену или по мере необходимости.

Годовая потребность в магнетите для обогатительной фабрики определяется произведением индивидуальной нормы расхода магнетита на объем производства, установленный для этой установки на планируемый год.

Нормативная потребность в магнетите на планируемый год [17]:

$$q_n^{Mn} = H_u^M \times Q_{mc}^n, \text{ т}, \quad (1.14)$$

где H_u^M – нормативный показатель, индивидуальная норма расхода магнетита, установленная для данной обогатительной фабрики, кг/т; Q_{mc}^n – планируемый годовой объем переработки в тяжелосредных аппаратах, тыс.т.

Сокращение технологических потерь магнетита на фабриках, применяющих тяжелосредное обогащение, возможно при регулярном проведении следующих организационно-технических мероприятий:

– постоянно следить за исправностью запорной арматуры и отсутствие течей суспензии в трубопроводах и сальниковых насосах;

- применение для перекачки суспензии специальных износостойких суспензионных насосов и запорной арматуры;
- ведение постоянного и строгого учета количества свежего магнетита, подаваемого со склада на фабрику и расходующего на производственные нужды;
- направление на регенерацию смылов и течей суспензии;
- ведение систематического контроля за качественной отмывкой магнетита, состоянием брызгальных устройств; обеспечение расхода на ополаскивание слива магнитных сепараторов в количестве $0,8-1,0 \text{ м}^3/\text{т}$ и технической воды на отмывке концентрата в количестве $0,2-0,3 \text{ м}^3/\text{т}$;
- ведение контроля за состоянием шпальтовых сит на обезвоживающих грохотах; размер щели должен быть не более $1-1,5 \text{ мм}$;
- создание достаточного фронта регенерации, систематический контроль потерь магнетита с отходами регенерации;
- на выпрямительных станциях электромагнитных сепараторов постоянно поддерживать параметры тока;
- на воронках кондиционной и некондиционной суспензии очищать от шлама и угля предохранительные решетки;
- установить датчики уровней в сборниках суспензии и обеспечить их постоянную эксплуатацию, чтобы исключить переливы суспензии из сборников при условии баланса расхода хвостов регенерации, отводящих в водно-шламовую схему и расхода чистой воды на ополаскивание концентрата;
- для устранения нетехнологических потерь магнетита необходимо предусматривать систему сбора и возврата на регенерацию всех случайных сбросов, переливов, выпусков из стоков и течей через сальниковые уплотнения суспензионных насосов, трубопроводов и запорной арматуры.

Для ориентировочных расчетов потери магнетита принимаются по табл. 1.14.

Большие значения потерь магнетита следует принимать при наличии размокаемых пород в рядовом угле. При содержании глинистых примесей в породе более 50 % приведенные в табл. 1.14 потери магнетита следует увеличить в 1,5 раза.

Таблица 1.14

Потери магнетита

Потери	Потери магнетита, кг/т	
	Крупный класс	Мелкий класс
С продуктами обогащения	0,2-0,4	1,0-1,4
С отходами регенерации	0,2-0,3	0,9-1,4
Прочие	0,1-0,2	0,1-0,2
Общие	0,5-0,9	2,0-3,0

1.3. Магнетитовая суспензия

1.3.1. Основные формулы для расчета параметров магнетитовых суспензий

Расчет основных параметров магнетитовой суспензии производится по формулам, основанным на балансе твердой и жидкой фаз в данном объеме. Твердая фаза в магнетитовой суспензии может быть представлена в виде магнетита или в виде смеси магнетита и угольного шлама.

В расчетных формулах приняты следующие обозначения:

δ – плотность, кг/м³;

δ_v – плотность воды, кг/м³;

δ_m – плотность твердого материала, кг/м³;

$\delta_{\text{м}}$ – плотность магнетита, кг/м³;

$\delta_{\text{ш}}$ – плотность шлама, кг/м³;

$\delta_{\text{р. у.}}$ – плотность рядового угля, кг/м³;

$\delta_{\text{с. м.}}$ – плотность магнетитовой суспензии, кг/м³;

δ_c – плотность суспензии, кг/м³;

V – объем, м³;

V_v – объем воды, м³;

V_m – объем твердого материала, м³;

$V_{\text{м}}$ – объем магнетита, м³;

$V_{\text{ш}}$ – объем шлама, м³;

$V_{\text{р. у.}}$ – объем рядового угля, м³;

V_c – объем суспензии, м³;

$V_{\text{с. м.}}$ – объем магнетитовой суспензии, м³;

M – масса, кг;

M_v – масса воды, кг;

M_m – масса твердого материала, кг;

$M_{\text{м}}$ – масса магнетита, кг;

$M_{\text{ш}}$ – масса шлама, кг;

$M_{\text{р. у.}}$ – масса рядового угля, кг;

$M_{\text{с. м.}}$ – масса магнетитовой суспензии, кг;

M_c – масса суспензии, кг;

C_m – содержание твердого в 1 м³ магнетитовой суспензии, кг/м³;

$C_{\text{м}}$ – содержание магнетита в 1 м³ магнетитовой суспензии, кг/м³;

$C\%$ – концентрация твердого по массе в магнетитовой суспензии, в долях единицы или в %;

$R = T: \mathcal{K}$ – отношение массовых количеств компонентов магнетитовой суспензии.

В ориентировочных расчетах рекомендуется принимать:

$\delta_g = 1000 \text{ кг/м}^3$ – плотность воды;

$\delta_m = 4600 \text{ кг/м}^3$ – средняя плотность магнетита;

$\delta_{ш1} = 1500 \text{ кг/м}^3$ – средняя плотность угольного шлама;

$\delta_{ш2} = 1700 \text{ кг/м}^3$ – средняя плотность антрацитового шлама.

Все параметры магнетитовой суспензии рекомендуется определять на единицу объема.

Плотность магнетитовой суспензии выбирают в зависимости от свойства обогащаемого угля и целей обогащения.

Плотность магнетитовой суспензии

$$\delta_{с.м.} = \delta_g + (\delta_m - \delta_g) \cdot C_m / \delta_m, \text{ кг/м}^3. \quad (1.15)$$

Принимая для воды $\delta_g = 1000 \text{ кг/м}^3$ получаем

$$\delta_{с.м.} = 1000 + (\delta_m - 1000) \cdot C_m / \delta_m, \text{ кг/м}^3. \quad (1.16)$$

Отсюда требуемое содержание магнетита

$$C_m = \frac{\delta_m (\delta_{с.м.} - 1000)}{\delta_m - 1000}, \text{ кг/м}^3. \quad (1.17)$$

Количество магнетита необходимое для приготовления объема 1 м^3 магнетитовой суспензии

$$P = 0,001 \cdot V_{с.м.}^P \cdot C_m, \text{ т.} \quad (1.18)$$

При подсчете плотности рабочей суспензии необходимо учитывать наличие в ней угольного шлама. В этом случае определяют среднюю плотность твердой фазы, исходя из баланса магнетита и шлама.

Плотность рабочей магнетитовой суспензии δ_c , образовавшейся из смеси магнетита и шлама

$$\delta_c = 1000 + M_m \frac{\delta_m - 1000}{\delta_m} + M_{ш} \frac{\delta_{ш} - 1000}{\delta_{ш}}, \text{ кг/м}^3. \quad (1.19)$$

В процессе эксплуатации тяжелосредных установок плотность рабочей магнетитовой суспензии может систематически снижаться, например, при обогащении мокрых углей, либо повышаться за счет уноса воды с продуктами обогащения и возврата суспензии более высокой плотности из цикла регенерации.

Расчет добавок для корректировки плотности суспензии производится следующим образом.

Если первоначальная плотность суспензии δ_c возросла до δ_{c1} , то к ее объему V_c нужно добавить низкоплотную суспензию (или воду) плотностью δ_{cn} ($\delta_{cn} < \delta_c < \delta_{c1}$).

Объем добавки пониженной плотности V_{cn} для восстановления первоначальной плотности магнетитовой суспензии

$$V_{cn} = V_c \frac{\delta_{c1} - \delta_c}{\delta_c - \delta_{cn}}, \text{ м}^3. \quad (1.20)$$

В случае понижения плотности рабочей суспензии до δ_{c2} требуется добавка высокоплотной суспензии (или концентрата магнитной регенерации) плотностью δ_{cv} ($\delta_{cv} < \delta_c < \delta_{c2}$) в объеме V_{cv}

$$V_{cv} = V_c \frac{\delta_c - \delta_{c2}}{\delta_{cv} - \delta_c}, \text{ м}^3. \quad (1.21)$$

1.3.2. Свойства магнетитовых суспензий

Наиболее важными физическими свойствами магнетитовых суспензий при гравитационном обогащении являются плотность, вязкость и гравитационная устойчивость.

Плотность суспензии – это отношение массы суспензии M_c к занимаемому ею объему V_c

$$\delta_c = M_c / V_c, \text{ кг/м}^3. \quad (1.22)$$

Плотность суспензии зависит от объемной концентрации и плотности магнетита δ_m

$$\delta_c = 1000 + (\delta_m - 1000)c, \text{ кг/м}^3 \quad (1.23)$$

откуда объемная концентрация магнетита

$$c = \frac{\delta_c - 1000}{\delta_m - 1000}, \text{ доля ед.} \quad (1.24)$$

Плотность магнетитовой суспензии выбирают в зависимости от свойства обогащаемого угля и целей обогащения. Она должна быть промежуточной между плотностями разделяемых компонентов. В практике обогащения углей обычно используются суспензии плотностью от 1350 до 2050 кг/м³.

Плотность суспензии является основным показателем, характеризующим граничную плотность разделения, которая зависит также от крупности обогащаемого угля, скорости потока суспензии в различных зонах обогатительного аппарата, зашламленности суспензии и дисперсности утяжелителя.

С технологической точки зрения различают два типа суспензии: кондиционную, или рабочую (суспензия заданной плотности, подаваемая из сборника в аппарат для обогащения), некондиционную или разбавленную (суспензия, получаемая после отмывки утяжелителя от

продуктов обогащения на обезвоживающих грохотах, случайных переливов и капельных вод, содержащих магнетит). В некондиционную суспензию подается также часть кондиционной суспензии для очистки ее в процессе регенерации от шлама. Плотность некондиционной суспензии обычно не превышает 1100 кг/м^3 .

Вязкость суспензии – это свойство ее оказывать сопротивление при перемещении слоев жидкости, включающих твердые частицы, относительно друг друга. Сопротивление скольжению оказывает не только внутреннее трение жидкости, обусловленное молекулярным притяжением, но также и трение взвешенных частиц друг о друга и о жидкость.

Вязкость разжиженных суспензий незначительно отличается от вязкости однородных жидкостей или растворов. С увеличением концентрации утяжелителя и его дисперсности повышаются плотность суспензии и ее способность оказывать сопротивление сдвигу отдельных слоев. При определенных условиях наблюдается структурирование суспензии, когда частицы утяжелителя связываются в одну общую сетчатую структуру. При объемном содержании утяжелителя 20–25 % проявляются структурно-механические свойства суспензии, а при содержании утяжелителя 40–44 % суспензия практически теряет подвижность. Эффективность обогащения в тяжелых средах в большой степени зависит от состояния среды разделения, характеризуемой реологическими свойствами суспензии – вязкостью и предельным напряжением сдвига.

Для определения вязкости суспензии в зависимости от объемной концентрации твердой фазы с учетом гидродинамического взаимодействия частиц утяжелителя наиболее приемлема эмпирическая формула Ванда

$$\mu_c = \mu_v (1 + 2,5C + 7,349C^2 + 16,2C^3), \quad (1.25)$$

где μ_c – вязкость суспензии, Па·с; μ_v – вязкость воды при температуре 20°C ; $\mu_v = 0,001$ Па·с; C – объемная концентрация утяжелителя, доли единиц.

Эта формула пригодна для суспензий при объемной концентрации твердой фазы от 0 до 0,444.

Различают динамическую и кинематическую вязкости.

Вязкость магнетитовой суспензии зависит от плотности, дисперсности утяжелителя, его содержания, дисперсности и петрографического состава угольного шлама. Суспензии магнетита плотностью до 2000 кг/м^3 имеют достаточно низкую вязкость (до $5,5 \cdot 10^{-3}$ Па·с). Содержание шлама в суспензии, особенно глинистого, является определяющим фактором при оценке пригодности суспензии. При высокой плотности суспензии накопление в ней тонких частиц угля и пород ведет к резкому возрастанию вязкости и предельного напряжения сдвига. Магнетитовые суспензии тех плотностей, которые обычно применяются при обогащении углей, относятся к структурно-вязким системам, обладающим в некоторой области (при содержании твердого более 27,5–32,5 %) пластической текучестью. В этой области резко ухудшается эффективность разделения обогащаемого материала.

Для магнетитовых суспензий вязкость не является постоянной величиной и изменяется в зависимости от касательного напряжения сдвига и градиента скорости среды: практически она прямо пропорциональна ее плотности. При критической плотности суспензии происходит резкое возрастание ее вязкости. Предельное напряжение сдвига и вязкость возрастают с увеличением плотности суспензии и содержания в ней тонких угольных и породных шламов.

Породные шламы в неразмокаемых породах влияют в меньшей степени, чем угольные, на вязкость и предельное напряжение сдвига суспензии. Наличие в породе глинистых сланцев и глины значительно повышает эти показатели. По данным многочисленных исследований,

установлено, что нормальные условия разделения для углей крупностью более 10(13) мм обеспечиваются при вязкости рабочей суспензии, не превышающей $7 \cdot 10^{-3}$ Па·с. Общее содержание твердой фазы в магнетитовой суспензии, включая шлам крупностью 0–1 мм, не должно превышать 32,5 % по объему. В этом случае обеспечивается поддержание вязкости суспензии на допустимом уровне при соотношениях магнетита и шлама, соответствующих данным табл. 1.15.

Таблица 1.15

Предельно допустимое содержание магнетита и шлама в суспензии, кг/м³

Плотность суспензии, кг/м ³	При обогащении угля		При обогащении антрацита	
	магнетита (минимум)	шлама (максимум)	магнетита (минимум)	шлама (максимум)
1400	355	370	-	-
1500	505	320	-	-
1600	645	280	595	330
1700	795	230	745	280
1800	945	190	905	220
1900	1095	130	1065	160
2000	1245	80	1225	100
2100	-	-	1375	50

При обогащении мелких классов углей в поле действия центробежных сил (в гидроциклонах) содержание шлама в рабочей суспензии может быть в 2–3 раза выше указанных норм – объемная концентрация твердой фазы может достигать 40 %, а вязкость – $4 \cdot 10^{-2}$ Па·с.

В промышленных условиях вязкость измеряют по времени истечения 500 мл суспензии из воронки через капилляр диаметром 5 мм и длиной 100 мм, пользуясь воронкообразным полевым вискозиметром СПВ-5 вместимостью 700 мл (рис. 1.13). Измеренная вязкость выражается в относительных единицах. Относительная вязкость определяется по формуле

$$\mu_{\text{отн}} = \mu_{\text{в}} \frac{\delta_{\text{с}} t_{\text{с}}}{\delta_{\text{в}} t_{\text{в}}}, \quad (1.26)$$

где $\mu_{\text{отн}}$ – относительная вязкость исследуемой суспензии, Па·с; $\mu_{\text{в}} = 0,001$ Па·с – вязкость воды при температуре 20°C; $\delta_{\text{с}}$ и $\delta_{\text{в}}$ – плотность соответственно суспензии и воды ($\delta_{\text{в}} = 1000$ кг/м³), кг/м³; $t_{\text{с}}$ и $t_{\text{в}}$ – время истечения соответственно суспензии и воды через капилляр, с.

В лабораторных условиях для определения реологических параметров суспензии наибольшее распространение получили капиллярные вискозиметры. ИОТТ и Укрнииуглеобогащением для измерения вязкости суспензии рекомендуется капиллярный вискозиметр, работающий под давлением.

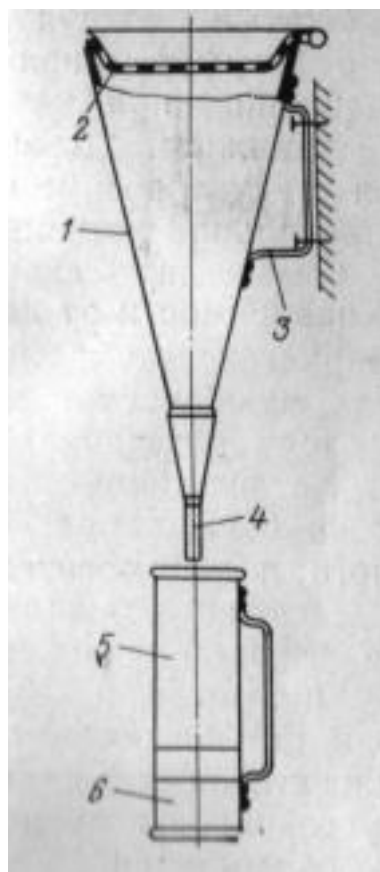


Рис. 1.13. Переносной вискозиметр СПВ-5:

1 – воронка диаметром 165 мм, длиной 440 мм; 2 – стека; 3 – ручка-кронштейн; 4 – капилляр 5×100 мм; 5, 6 – кружка вместимостью 500 см³ и 200 см³

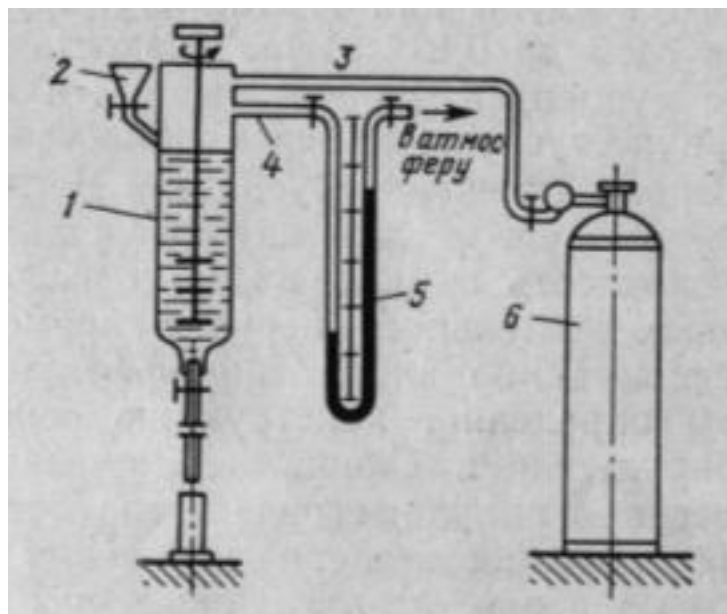


Рис. 1.14. Схема установки капиллярного вискозиметра: 1 – резервуар; 2 – воронка; 3, 4 – патрубки; 5 – манометр; 6 – баллон сжатого воздуха (азота)

Вискозиметр состоит из стеклянного герметичного резервуара с мешалкой (рис. 1.14). Суспензия вводится в вискозиметр через воронку, после чего воронка закрывается, и в резер-

вуар через патрубок от баллона подается сжатый воздух или азот. Резервуар патрубком сообщается с дифференциальным манометром, измеряющим внутреннее давление, при котором происходит истечение суспензии через капилляр. Давление сжатого воздуха или азота регулируется редуктором и изменяется от 0 до 0,122 МПа. Вязкость и предельное напряжение сдвига суспензии рассчитываются по изменению скорости истечения суспензии через капилляр в зависимости от давления. Время истечения суспензии регистрируется секундомером.

Устойчивость суспензии – это способность сохранять плотность в различных по высоте слоях в течение сравнительно длительного периода времени. Устойчивость суспензии существенно влияет на эффективность обогащения и во многом определяет конструкцию основного и вспомогательного оборудования. Скорость осаждения частиц утяжелителя зависит от гранулометрического состава твердой фазы, плотности суспензии, степени засорения ее шламами и формы отдельных зерен. Магнетитовые суспензии статически неустойчивы, в спокойном состоянии зерна магнетита осаждаются. Как низкая, так и чрезмерно высокая устойчивость суспензии отрицательно влияют на эффективность обогащения.

Вследствие расслоения малоустойчивой не загрязненной шламами суспензии в сепараторе фактическая плотность разделения угля может значительно отклоняться от плотности суспензии. С увеличением зашламленности устойчивость суспензии растет, однако одновременно увеличивается и ее вязкость, что снижает эффективность разделения угля и ухудшает отмывку частиц магнетита с поверхности продуктов обогащения.

Статическая устойчивость суспензии измеряется по скорости образования осветленного слоя в измерительном цилиндре за определенное время. При определении динамической устойчивости суспензии в сепараторе измеряется плотность ее в верхнем и нижнем слоях. Устойчивость магнетитовой суспензии оценивается величиной объема осветленной воды (% к общему объему) при отстаивании пульпы плотностью 2000 кг/м³ в цилиндре диаметром 50 мм и вместимостью 500 см³ в течение 5 мин. Магнетит считается пригодным, если объем чистой воды, образовавшийся за указанный промежуток времени, составляет 15–25 % для размагниченного материала и 25–40 % для намагниченного материала с хлопьями.

При обогащении углей в сепараторах необходимо обеспечить стабильность суспензии, в особенности постоянство ее плотности и вязкости.

В производственных условиях стабилизация магнетитовой суспензии осуществляется различными способами:

- подбором магнетита определенной крупности;

- повышением содержания шлама до определенного предела, границей которого является максимально допустимая вязкость;

- перемешиванием ее механизмами, используемыми для выгрузки продуктов обогащения;

- созданием вертикальных восходящих и горизонтальных транспортных потоков, подбором их оптимальной скорости;

- применением реагентов-пептизаторов для снижения вязкости суспензии при одновременном повышении ее устойчивости.

1.4. Подготовка угля к тяжелосреднему обогащению

1.4.1. Границы машинных классов при тяжелосреднем обогащении угля

Машинный класс – часть твердого полезного ископаемого определенной крупности, предназначенная для разделения на компоненты в обогатительном аппарате определенной конструкции.

Условно различают 6 машинных классов угля для обогащения:

- класс +13 мм в тяжелосредних сепараторах;
- класс 3-13 мм в отсадочных машинах, тяжелосредних гидроциклонах;
- класс 1–3 мм на винтовых сепараторах, концентрационных столах, гидросайзерах и тяжелосредних гидроциклонах;
- класс 0,5–1,0 мм на винтовых шлюзах;
- класс 0,005-0,5 мм в флотомашинах;
- класс -0,005 мм (илы) не предназначается для обогащения и направляется непосредственно в отходы.

Следовательно, для получения максимального технологического эффекта необходимо стремиться к обогащению угля пятью машинными классами [18–20].

Границы машинных классов могут изменяться в зависимости от технологической или экономической целесообразности.

Выделение машинных классов на углеобогатительных фабриках осуществляется в основном в узлах подготовительного грохочения, обесшламливания и обезиливания с помощью ситовой и гидравлической классификации.

Для этих операций используются грохоты и гидрогрохоты, неподвижные и подвижные сита, багер-зумпфы и гидроклассификаторы, гидроциклоны, классификаторы и сгустители.

Качество машинного класса оценивается величиной его верхней и нижней границ, а также величиной содержания в нем некондиционных по крупности частиц.

Рекомендациями по обогащению угля в магнетитовой суспензии [16] установлено следующие нижние границы крупности машинных классов:

для тяжелосредних сепараторов – 13 мм с возможностью ее снижения до 6 мм;

для тяжелосредних гидроциклонов – 0,5 мм с возможностью ее снижения до 0,2 мм.

Верхняя граница машинных классов ограничивается конструктивными параметрами обогатительных аппаратов.

Практика показала, что верхний предел крупности машинного класса для тяжелосредних сепараторов доходит до 300 мм, тяжелосредних гидроциклонов до 50 мм. При переобогащении в гидроциклонах промпродукта традиционным машинным классом является класс 0,5-13 мм. Промпродукт крупнее 13 мм дроблится до -13 мм.

Традиционно (исходя из необходимости получения сортового топлива) обогащение угля осуществляется двумя машинными классами: крупный машинный класс +13 мм обогащается в тяжелосредних сепараторах, мелкий машинный класс 0,5-13 мм – в тяжелосредних гидроциклонах. При содержании класса +50 мм в рядовом угле менее 15 % он может быть дроблен до крупности -50 мм и обогащаться в тяжелосреднем гидроциклоне одним машинным классом 0,5-50 мм, или в двух тяжелосредних гидроциклонах двумя машинными классами, например, 0,5-13(20) мм и 13(20)-50 мм.

1.4.2. Подготовка крупного угля к тяжелосреднему обогащению

Подготовка крупного угля к тяжелосреднему обогащению в сепараторах с магнетитовой суспензией представляет собой выделение из рядового угля крупного машинного класса крупностью +13 мм в узле подготовительного грохочения.

Подготовительное грохочение по указанной крупности может осуществляться сухим и мокрым способами на вибрационных грохотах и гидрогрохотах с неподвижной и комбинированной поверхностью.

Грохоты для сухого подготовительного грохочения описаны в [21, 22], мокрого в [23, 24], гидрогрохоты – в [25].

Технические характеристики оборудования для подготовительного грохочения углей приведены в табл. А1-А6, а общие виды некоторых специальных грохотов, вибрационных грохотов и гидрогрохотов – на рис. 1.15-1.17.

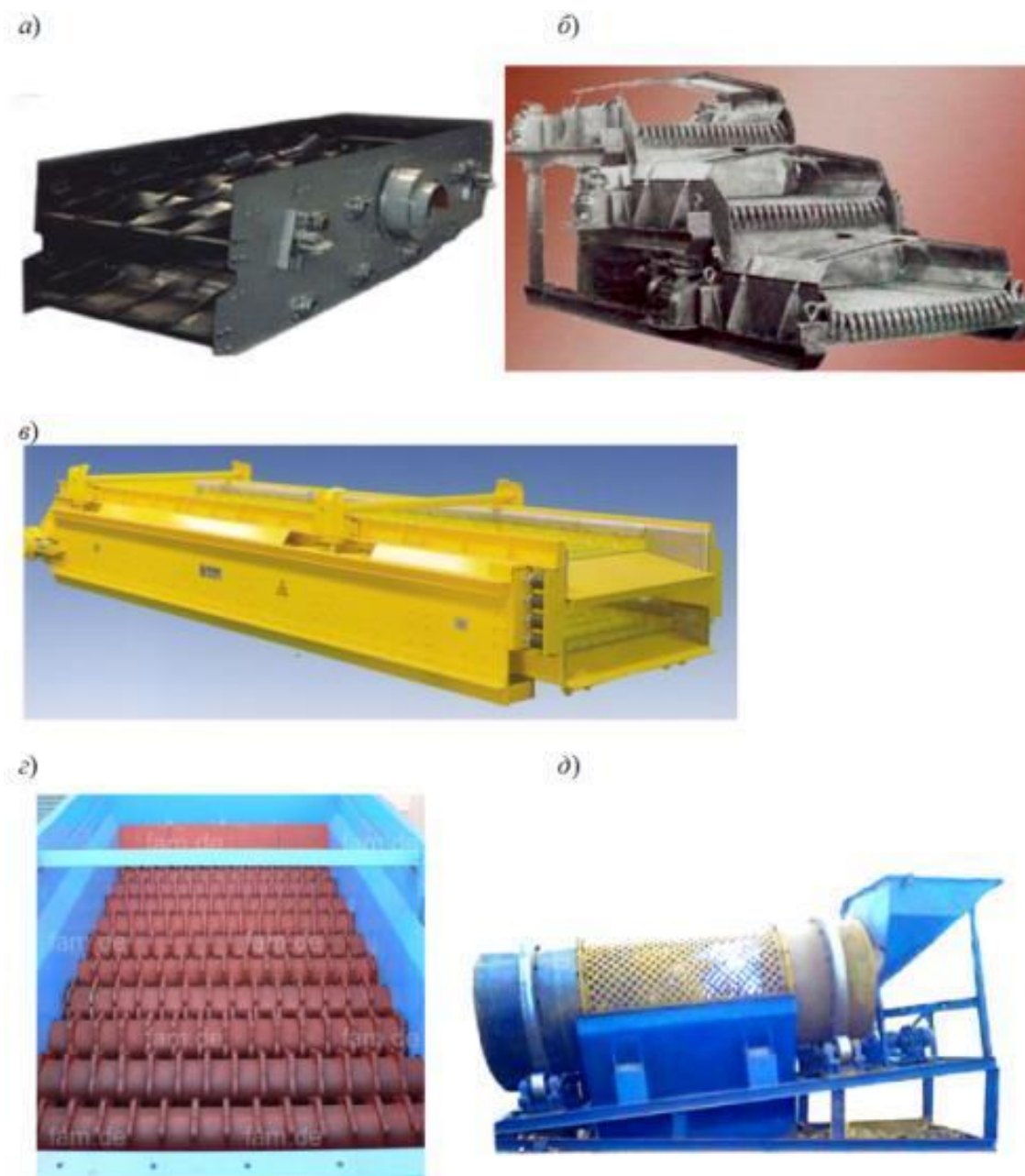


Рис. 1.15. Грохоты для сухого подготовительного грохочения угля:
 а – ГИЛ-52; б – ГШ1000; в – Ливелл; г – валковый; д – барабанный



Рис. 1.16. Грохоты для мокрого подготовительного грохочения угля:
 а – типа ГИСТ; б – типа ГИС; в – типа ГИСЛ; г – типа ГВЧ; д – типа «Банан»; е – типа «Тabor»

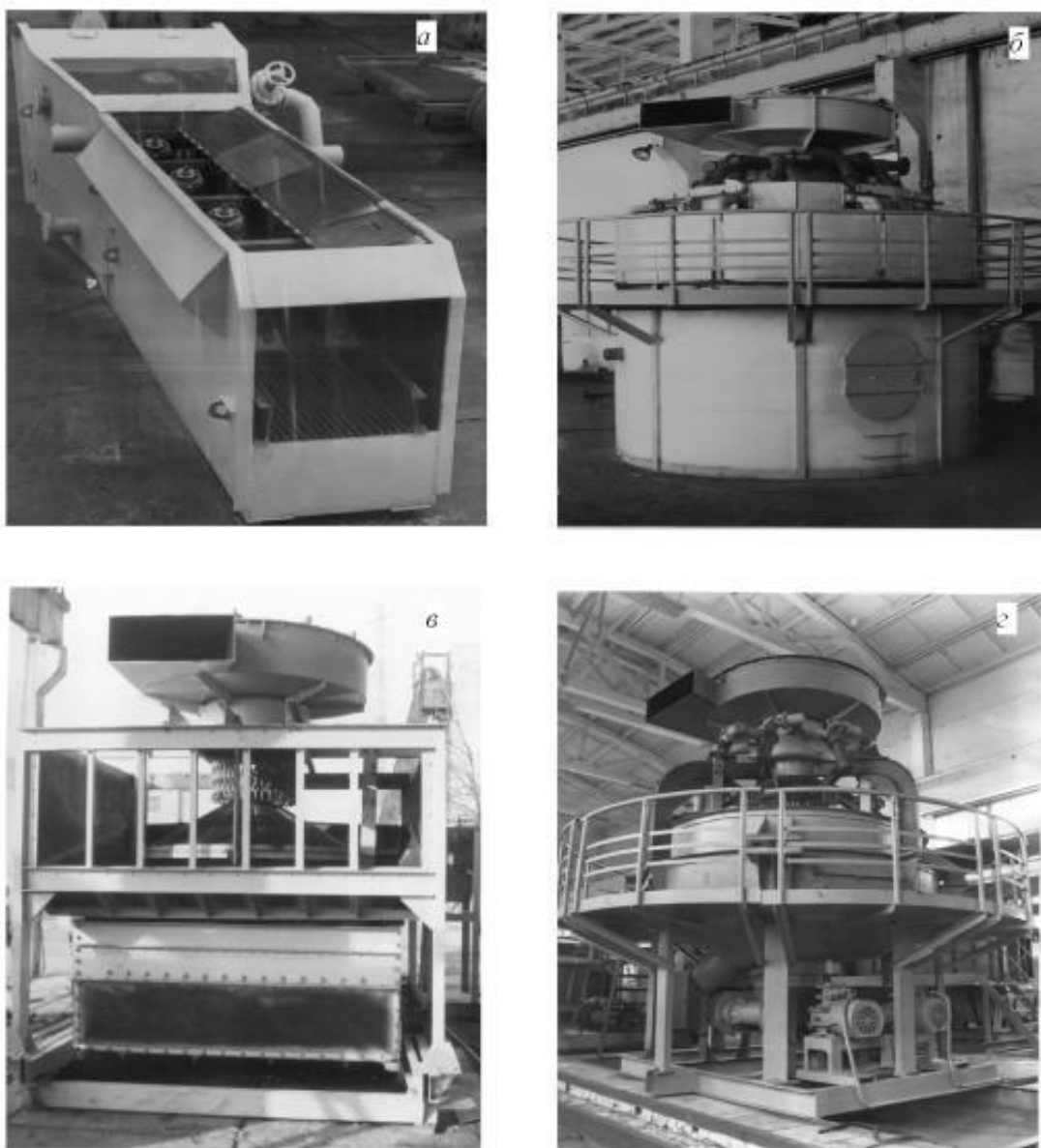


Рис. 1.17. Гидрогрохоты типа:
а – ГГН; б – ГНК; в – УМГ; г – ГГИК-К

Сухая классификация рекомендуется при нижнем пределе крупности машинного класса не менее 25 мм и влажности исходного угля не выше 7 %. При влажности исходного угля ниже 5 % сухая классификация может быть применена для машинного класса крупностью +13 мм.

При обогащении угля до нуля и 0,5 мм следует применять мокрую классификацию.

Во всех остальных случаях рекомендуется сухая классификация исходного угля с последующим обесшламливанием (мокрой классификацией) машинного класса.

Удельные нагрузки на классификационные грохоты при сухом подготовительном грохочении приведены в табл. 1.16.

Таблица 1.16

Удельные нагрузки на вибрационные классификационные грохоты при сухом подготовительном грохочении

Уголь	Размер отверстий сит, мм							
	Резонансные грохоты				Инерционные грохоты			
	6	10	13	25	6	10	13	25
Каменный	5,3	7,1	13,6	18,0	5,5	7,3	13,3	17,5
Антрацит	6,3	8,4	14,6	21,6	6,5	8,8	14,3	21,0

При мокрой классификации эти нагрузки возрастают для сит с отверстиями 25, 13, 10 и 6 мм соответственно в 1,5; 2; 2,5 и 2,8 раза.

Для мокрой классификации используется оборотная вода с содержанием шлама до 80 г/л. Для обесшламливания рекомендуется примерно одну треть воды подавать в приемный желоб грохота, остальную – через одно-два брызгальных устройства, расположенных над грохотами. Нормы расхода воды на мокрую классификацию приведены в табл. 1.17.

Таблица 1.17

Нормы расхода воды на мокрую классификацию

Размер отверстий сит, мм	Расход воды, м ³ /т	
	мокрая классификация исходного угля	обесшламливание крупного машинного класса
25	0,8-1,0	0,5-0,8
13	1,2-1,4	0,8-1,0
10	1,4-1,6	1,0-1,4
6	1,6-1,8	1,4-1,6

Удельные нагрузки на гидрогрохоты и удельные расходы воды на них приведены в табл. 1.18.

Подлежащий обогащению в магнетитовой суспензии крупный уголь не должен содержать сверх установленной нормы частицы, крупность которых меньше нижней границы крупности машинного класса. Особенно жестко ограничивается содержание частиц крупностью меньше 1 мм, которые составляют шлам.

Таблица 1.18

Удельные нагрузки и удельные расходы воды на гидрогрохоты

Тип гидрогрохота	Удельная нагрузка, т/(ч·м ²)	Удельный расход воды, м ³ /т	Давление воды, МПа
ГТЛ	100-150	1,5	0,1
ГТН	100-185	1,0-1,2	0,25
КПУ-800	100-150	1,5	0,1
ГНК	60-80	0,7-1,0	0,1
УМГ	40-50	0,8-1,0	0,1
ГТКИ-К	60	0,7-1,0	0,15

Это требование обосновано тем, что мелкие частицы, содержащиеся в машинном классе, являются наиболее вероятным источником засорения продуктов обогащения, а шламовые частицы, сверх того, ухудшают реологические свойства суспензии. При обогащении крупного угля содержание класса крупностью меньше 1 мм не должно составлять более 1,5–2%. Общее содержание частиц меньших, чем нижний предел крупности машинного класса, при расчетах рекомендуется принимать:

нижний предел крупности машинного

класса, мм	25	13	10	8	6
допустимое содержание мелких частиц, %	10	7-9	6-8	5-6	4-5
в т.ч. шлама крупностью 0-1 мм, %	2,0	2,0	1,5	1,5	1,5

Кроме того, на качество машинных классов при обогащении в тяжелосредних аппаратах накладывается ограничения по содержанию воды в них, излишек которой приводит к разбавлению кондиционной суспензии и снижению ее плотности. Влажность крупного машинного класса не должна превышать 10 %.

1.4.3. Подготовка мелкого угля к тяжелосреднему обогащению

Подготовка мелкого угля к тяжелосреднему обогащению в гидроциклонах с магнетитовой суспензией представляет собой выделение из подситного продукта узла подготовительного грохочения мелкого машинного класса крупностью 0,5(1–3) – 13 мм путем его обесшламливании и обезвоживания.

Обесшламливание мелкого угля осуществляется в основном мокрым способом на неподвижных и подвижных ситах, вибрационных грохотах, багер-элеваторах, смачивателях.

Обезвоживание осуществляется в элеваторах и вибрационных грохотах.

Оборудование для обесшламливания мелкого машинного класса на неподвижных и подвижных ситах описаны в [26–28], вибрационных грохотах – в [24, 29, 30], багер-элеваторах – в [31], обесшламливателях – в [32].

Оборудование для обезвоживания мелкого машинного класса на вибрационных грохотах описано в [33–35], багер-элеваторах – в [34, 35].

Технические характеристики этого оборудования приведены в табл. А7-А10, а общие виды некоторых сит, вибрационных грохотов, багер-элеваторов и смачивателей – на рис. 1.18-1.19.

Границы крупности мелкого машинного класса определяются применяемой технологией не только его, но и крупного машинного класса и шламовых продуктов.

Как правило, обесшламливание и обезвоживание мелкого машинного класса выполняется непосредственно в схеме самой гидроциклонной установки.

Для тяжелосредних гидроциклонов практикой установлены различные машинные классы, охватывающие как мелкие, так и средние классы угля и других твердых горючих ископаемых.

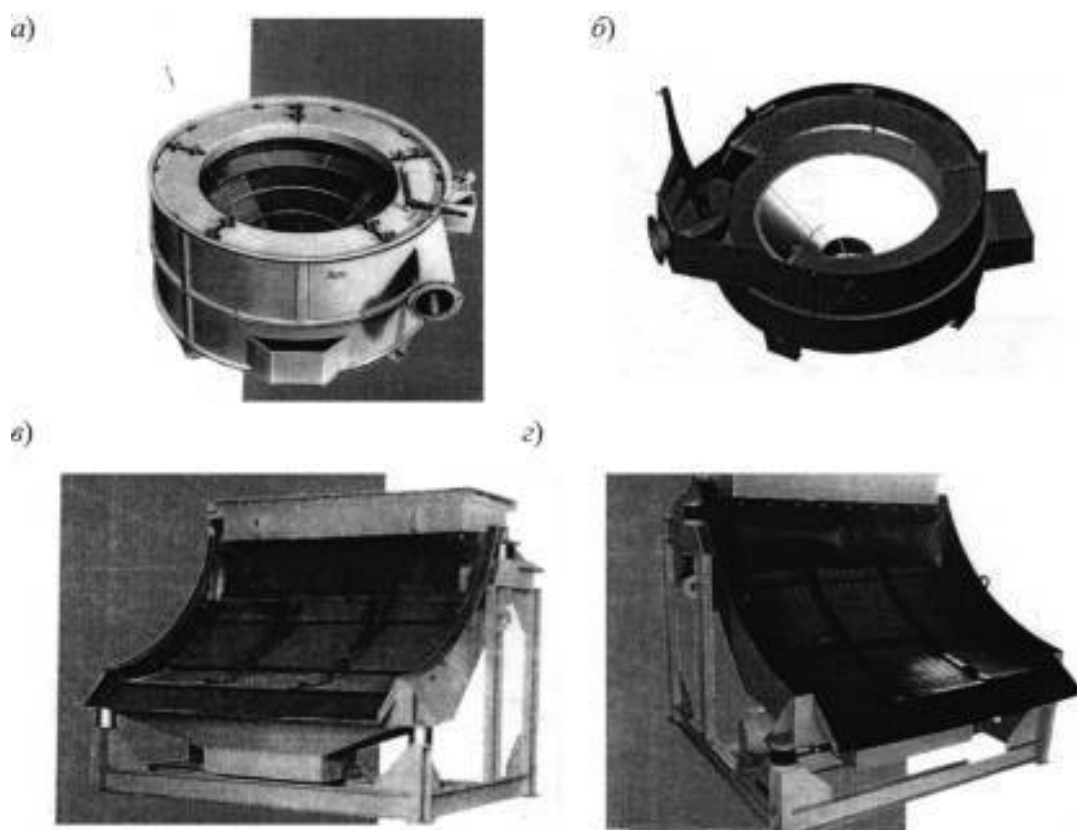


Рис. 1.18. Конусные и дуговые сита для обесшламливания мелкого машинного класса:
а – ГК; б – ОСО; в – СтДугд; г – СтВГд

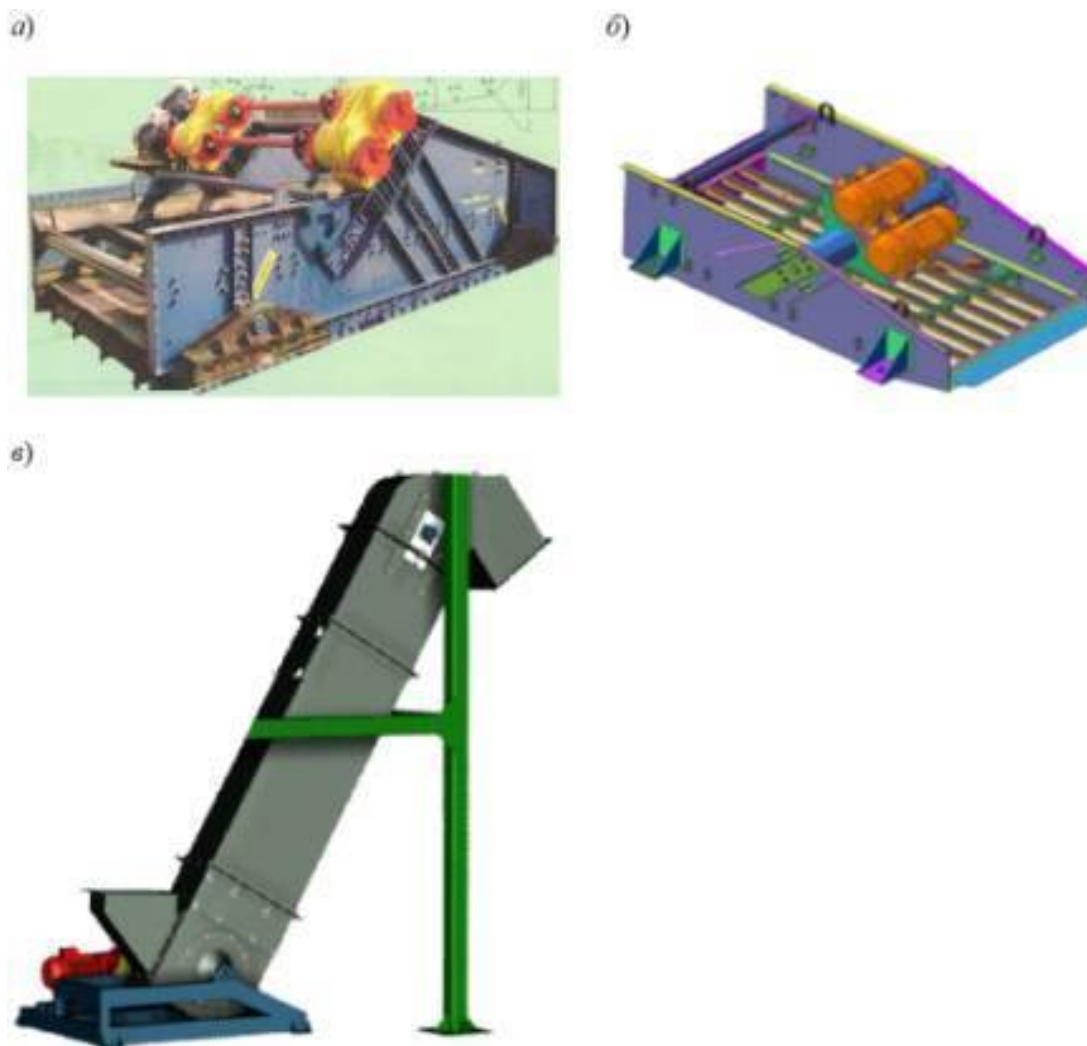


Рис. 1.19. Оборудование для обесшламливания и обезвоживания мелкого машинного класса:

а – типа ГИСЛ; *б* – типа ГВЧ; *в* – багер- элеватор

Параметрами обогащения в тяжелосредних гидроциклонах [36] рекомендуется для угля, антрацита и горючих сланцев применять машинный класс крупностью от 0,5–1 мм до 6, 13, 25, 40 мм либо от 6, 13 до 25, 40 мм. При переобогащении промпродукта крупность машинного класса рекомендуется в пределах от 0,5 до 6, 13 или 25 мм.

На зарубежных фабриках диапазон крупности обогащаемого материала еще шире: помимо перечисленных машинных классов применяются и другие, например, 2-30 мм, 5-50 мм и т. д.

При выборе нижнего предела крупности машинного класса, обогащаемого в гидроциклоне, исходят из ряда технологических требований:

машинный класс не должен содержать тонких зерен шлама, загрязняющего суспензию, по крайней мере его количество не должно заметно ухудшать реологические свойства суспензии;

учитывая, что эффективность обогащения снижается с уменьшением крупности зерен, нижняя граничная крупность не должна быть меньше размеров зерен, за пределами которых разделение уже не является достаточно эффективным.

На практике нижний предел крупности обычно принимают равным 0,5–1 мм. Это – минимальная крупность, при которой рационально вести мокрую классификацию на vibra-

ционных грохотах. Дальнейшее снижение граничной крупности невыгодно из-за уменьшения удельной производительности грохотов до низкого уровня.

По технологической эффективности нижний предел крупности зерен, обогащаемых в гидроциклонах, может быть принят равным примерно 0,2 мм. Показатель эффективности для этих зерен $E_{pm} = 0,20$ получен на промышленных гидроциклонах, что находится на уровне эффективности обогащения частиц такой крупности другими методами (например, на концентрационных столах).

На основании результатов работы гидроциклона ГТ-3/80 на ЦОФ «Ткварчельская» В.И. Кармазин и П.И. Пилов [37] провели расчет нижнего предела крупности зерен угля, эффективно обогащаемых в гидроциклоне. Ими получено значение нижнего предела крупности примерно 0,09 мм. Фактически на ЦОФ «Ткварчельская» в схеме раздельной регенерации из промывных вод выделяется с помощью классификационных гидроциклонов шлам крупностью более 0,2 мм и присаживается к соответствующим продуктам обогащения [38]. Показатель эффективности для этого шлама составляет в первой секции гидроциклона $E_{pm} = 0,18$, во второй секции – $E_{pm} = 0,195$. Изменение реологических свойств суспензии связано с ее засорением тонким шламом. Поэтому в технологических параметрах [36] указано предельное содержание в машинном классе тонкого шлама крупностью менее 0,5 мм, равное 5 %.

При обогащении по низкой плотности разделения (например, 1400 кг/м^3) даже значительное засорение суспензии шламом мало влияет на свойства суспензии, тогда как при обогащении по высокой плотности разделения (например, 2000 кг/м^3) содержание в суспензии шлама должно быть строго ограниченным (не более 80 кг/м^3).

Указывая нижнюю границу крупности машинного класса для тяжелосредних гидроциклонов при раздельной регенерации промывных вод в 0,2 мм, соответствующего глубине эффективного обогащения по крупности, следует отметить, что эти зерна намного крупнее зерен магнетита. Так, например, для гидроциклонной установки ЦОФ «Ткварчельская» среднединамический размер зерен магнетита, выходящего в слив вместе с концентратом, составляет 0,05 мм [37]. Если зерна шлама крупнее 0,2 мм мало влияют на реологические свойства суспензии, то увеличение их содержания в суспензии сопровождается одновременным увеличением количества более тонких частиц, ухудшающим реологические параметры суспензии. В ряде случаев при высокой плотности разделения для снижения содержания шлама в суспензии прибегают к увеличению нижнего предела крупности машинного класса до 1 и даже 1,5–2 мм.

Определение верхнего предела крупности машинного класса, обогащаемого в тяжелосредних гидроциклонах, связано как с технико-экономическими соображениями, так и с конструкцией аппарата (размер проходных сечений патрубков).

В тех случаях, когда материал данной крупности может быть обогащен с той же эффективностью в тяжелосредних сепараторах, отличающихся более высокой единичной производительностью и меньшими производственными затратами, чем тяжелосредние гидроциклоны, следует отдать предпочтение гравитационному обогащению. Для этих условий верхняя граница машинного класса, обогащаемого в гидроциклонах, будет определяться нижней границей машинного класса, обогащаемого в сепараторах (обычно 13 мм либо 25 мм). Следует учитывать, что эффективность обогащения узких классов крупности в гидроциклоне несколько выше, чем в сепараторе, кроме того для зерен близких к граничной крупности машинных классов это различие в эффективности заметно возрастает с увеличением вязкости рабочей среды (из-за высокой плотности разделения или значительного содержания шлама). Иногда выгодно принимать верхний предел машинного класса для гидроциклонов в 25(30), 40(50) мм, додрабливая более крупный уголь. В этом случае обогащение класса +0,5 мм производится одним машинным классом. Высокие технологические показатели могут быть получены при любом верхнем размере машинного класса, если этот размер не выходит за пределы техни-

ческих возможностей гидроциклонов, т. е. если обогащаемый материал не содержит кусков, которые могут перекрыть внутреннее сечение патрубков аппарата.

Такие схемы являются целесообразными в связи с тем, что с ростом механизации добычи количество крупных классов в угле настолько сократилось, что их обогащение самостоятельным машинным классом стало менее экономичным, чем дробление и совместное обогащение с мелкими и средними классами. В этих схемах наиболее распространен класс 0,5-30 мм, иногда применяются классы 0,5-40 и 0,5-50 мм.

В зарубежной практике в технологических схемах принято сочетание тяжелосредних и водных обогатительных гидроциклонов. Для таких схем нижний предел машинного класса, обогащаемого в тяжелосредних гидроциклонах, принимается равным 2; 2,5; 3 или 5 мм. Мокрая классификация на грохотах по такой граничной крупности является более высокопроизводительной и эффективной, чем обесшламмливание по крупности 0,5 мм, что составляет преимущество использования этих машинных классов. Применение нижнего предела крупности машинного класса для тяжелосредних гидроциклонов 2–5 мм можно рекомендовать только для углей легкой обогатимости, иначе более низкая эффективность водных гидроциклонов ухудшит общие технико-экономические показатели процесса.

В схемах имеет место и обогащение в тяжелосредних гидроциклонах двумя машинными классами, например, 2-20 и 20–50 мм.

При обогащении антрацита тяжелосредние гидроциклоны используются для сорта АС, имеющего крупность 6-13 мм, или сортов АС и АО крупностью от 6 до 25 мм.

Наибольшее распространение получили три способа обесшламмливания: мокрая классификация на грохотах, гидравлическая классификация в багер-зумпфах, комбинированный способ с последовательной классификацией в багер-зумпфах и на грохотах (рис. 1.20). Выбор способа обесшламмливания, как правило, связан с характером предшествующей ей классификации и с условиями транспортирования мелкого угля на гидроциклонную установку.

Для обогатительных фабрик является естественным подъем исходного угля на высоту, обеспечивающую дальнейшее самотечное движение его через обогатительные машины. Однако в случае применения тяжелосредних гидроциклонов такая система, как правило, становится неосуществимой. Установка с гидростатической подачей питания в гидроциклоны имеет высоту около 25 м, что делает нерациональным размещение над ней классификационных грохотов. Поэтому чаще мелкий уголь поднимается на гидроциклонную установку специальным транспортом.

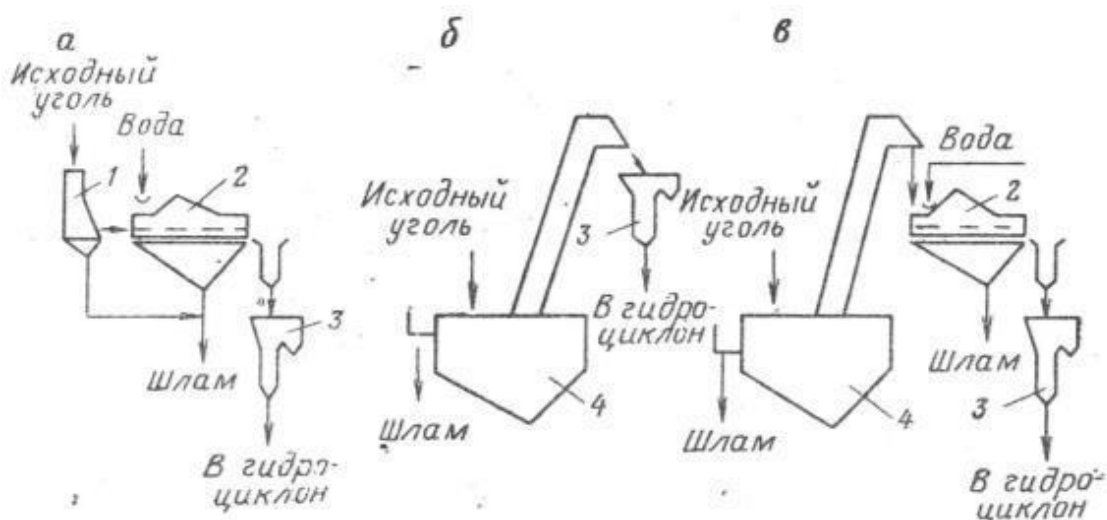


Рис. 1.20. Схемы обесшламмливания машинного класса перед обогащением в гидроциклонах:

а – мокрая классификация на грохотах; *б* – гидравлическая классификация в багер-зумпфах;

в – комбинированная классификация в багер-зумпфах и на грохотах; 1 – дуговой грохот; 2 – вибрационный грохот; 3 – смеситель; 4 – багер-зумпф

На рис. 1.21 представлены схемы подготовки угля, отличающиеся в основном компоновкой оборудования.

Схемы (рис. 1.21, *а* и 1.21, *б*) применяются при сухой классификации исходного угля. Подача мелкого угля на дешламационный грохот осуществляется через смесительный желоб, в котором сыпучий поток превращается в пульпу. Для подъема угля используется конвейерный транспорт или элеватор. Схема (рис. 1.21, *в*) применяется как при сухой, так и при мокрой классификации. Смесительный желоб в ней заменяется дуговым грохотом, а для подачи угля на обогащение применяется насос. Использование схемы (рис. 1.21, *г*) наиболее рационально при мокрой классификации.

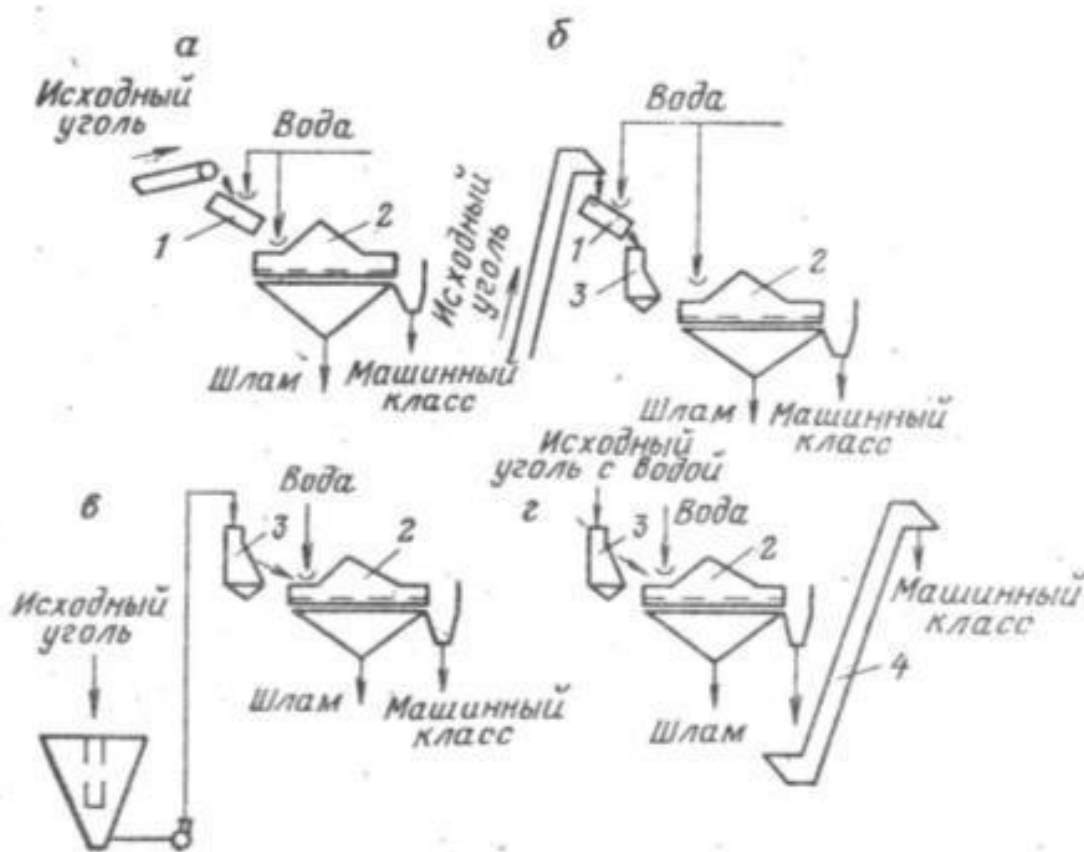


Рис. 1.21. Схемы подачи угля на дешламацию перед обогащением в гидроциклонах:

а, б – при сухой классификации; *в, г* – при мокрой классификации;

1 – желоб; 2 – вибрационный грохот; 3 – дуговой грохот; 4 – элеватор

Наиболее широко применяется технология обесшламливания на грохотах. Как правило, они устанавливаются совместно с дуговыми грохотами, так как независимо от системы классификации мелкий уголь подается на обесшламливание в виде пульпы. Количество воды, используемой для обесшламливания, зависит от системы транспортирования. При сухом транспортировании и раздельной подаче угля и воды в смесительный желоб на 1 т твердого материала расходуется 2–3 м³ воды, около одной трети общего количества подается через брызгала на грохоте. При гидравлической подаче угля расход воды повышается до 3–4 м³/т. Кроме повы-

шенного расхода воды насосная подача имеет еще один существенный недостаток – переизмельчение угля. Интенсивность измельчения зависит от физических свойств угля и породы и может быть весьма значительной.

Производительность дешламационных грохотов, обеспечивающая требуемую чистоту машинного класса и достаточное его обезвоживание, зависит от крупности обогащаемого материала.

На современных инерционных грохотах со щелевидными ситами с размером щели 0,5 мм приняты следующие нагрузки, т/м²:

Обесшламливание класса 0-6 мм	4
Обесшламливание класса 0-13 мм	6,5
Обесшламливание класса 0-25(30) мм	9

Производительность дуговых грохотов согласуется с нагрузкой вибрационных грохотов и определяется с помощью следующих эмпирических зависимостей [36]:

$$Q_{ж} = \frac{Q_t}{(0,25 \div 0,5)}, \text{ м}^3/\text{ч}$$

и

$$Q_{ж} = 200Fv, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (1.27)$$

где Q_m и $Q_{ж}$ – производительность гидроциклонной установки по твердому углю (т/ч) и по пульпе (м³/ч); F – площадь живого сечения сита, м²; v – скорость подачи пульпы, м/с.

Мокрая классификация на щелевидных ситах, которая используется для обесшламливания угля, имеет одну особенность, весьма существенную как для обогащения машинного класса, так и для шламовой системы фабрики: заданная чистота надрешетного продукта достигается при значительных потерях этого продукта с подситным шламом. По данным института «Укрниуглеобогащение» [38], содержание зерен, превышающих по крупности номинальный размер щели дешламационных грохотов, составляет на фабриках, обогащающих коксующиеся угли, 12,5 %, а на фабриках, обогащающих антрациты, 25 %. Засорение подрешетного продукта является как следствием наличия в угле плоских частиц, проходящих через щелевидное сито, так и следствием износа сит.

С учетом допускаемого засорения надрешетного продукта шламом и потерь со шламом более крупного материала, количество машинного класса, поступающего на обогащение после обесшламливания, составит [36]:

$$Q = \frac{Q_{общ} (80 - \alpha)}{75}, \text{ т/ч} \quad (1.28)$$

где Q и $Q_{общ}$ – нагрузка соответственно на гидроциклоны и грохоты; α – содержание в исходном продукте дешламации зерен, меньших, чем нижний предел крупности машинного класса.

Унос жидкости с надрешетным продуктом колеблется в пределах 1,0–0,4 м³/т. Меньшее значение относится к случаю, когда площадь сита обеспечивает сброс основного потока жидкости до разгрузочного конца. При подаче разбавленного питания и полном сбросе основного потока пульпы под решето, к.п.д. дугового сита может достигать 80–90 %.

Крупность граничного зерна классификации на дуговых ситах с поперечными щелями приблизительно в два раза меньше ширины щелей. Поэтому для обесшламливания угля, например, по зерну 0,5 мм ширина щели должна быть принята 1 мм.

Ширина дуговых сит, установленных перед обесшламливающими и обезвоживающими грохотами, должна быть равна ширине грохота $\pm 0,2$ м. Перед одним грохотом могут устанавливаться два сита.

При последовательной компоновке двух дуговых сит, которая рекомендуется для схем с переобогащением перебивочного продукта, удельная нагрузка по отделяемой суспензии составляет 45–50 м³/ч на 1 м ширины сита.

В комплексе с гидроциклоном диаметром 500 мм обычно устанавливаются последовательно два дуговых сита шириной 600 мм.

Влажность обесшламленного материала после грохотов принимать в зависимости от крупности в пределах 18–23 %.

При содержании шлама в оборотной воде, не превышающем 100–120 г/л и отсутствии в рядовом угле глинистых, размокающих пород, в схемах гидроциклонных установок могут применяться багер-зумпфы, совмещающие обесшламливание угля и транспортирование его на обогащение.

Размеры элеватора определяются количеством обесшламленного угля, а площадь багер-зумпфа зависит от размера граничного зерна классификации. При обесшламливании по крупности 0,5 мм допустимая нагрузка составляет 15–20 м³/час на м² площади багер-зумпфа. Содержание класса +0,5 мм в сливе не превышает 5–6%. Содержание класса 0–0,5 мм после обесшламливания в багер-зумпфах составляет 15–17 %. влажность осадка багер-зумпфа следует принимать в пределах 25–30 %.

Количество шлама, образующегося при обесшламливании, принимать при самотечной подаче материала 1,5 % и при насосной подаче до 10 % от поступающего.

Подача мелкого машинного класса в тяжелосредний гидроциклон осуществляется вместе с магнетитовой суспензией под геометрическим напором пульпы не менее 9 диаметров гидроциклона. Для гидроциклонов с безнапорной подачей угля, в которых рабочий напор суспензии обеспечивается насосом, приняты несколько большие давления – 0,12–0,15 МПа.

При обогащении мелкого машинного класса в тяжелосредних гидроциклонах содержание шлама крупностью 0–0,5 мм в нем не должно превышать 5 % при совместной регенерации промывочных вод от всех продуктов обогащения и выведении на регенерацию 10–15 % рабочей суспензии и 10 % при отдельной регенерации промывочных вод и выведении на регенерацию 30–40 % рабочей суспензии.

Для тщательного обесшламливания мелкого угля над обезвоживающими грохотами устанавливают одно-два брызгальных устройства, к которым подводят чистую добавочную воду с содержанием твердого не выше 20–30 г/л.

Влажность обесшламленного мелкого машинного класса не должна превышать 15 % для центрифуг, 23 % для грохотов, 30 % для багер-элеваторов – чем меньше, тем лучше.

1.4.4. Подготовка угольного шлама к тяжелосреднему обогащению

Подготовка угольного шлама к тяжелосреднему обогащению в гидроциклонах с магнетитовой суспензией представляет собой выделение из подситного продукта узла обесшламливания мелкого машинного класса илистой составляющей крупностью менее 0,1 мм.

Согласно [39–41], класс менее 0,1 мм имеет низкую эффективность разделения в гидроциклонах с магнетитовой суспензией и почти с одинаковой зольностью распределяется по продуктам обогащения пропорционально их массовым потокам. Поэтому, чтобы не допустить озоления концентрата и повышения потерь угля с отходами, этот класс должен быть удален из продуктов обогащения.

Обогащение угольного шлама может осуществляться одним или двумя машинными классами. В первом случае крупность машинного класса 0,1–3 мм, во втором – 0,5–3 мм и 0,1–0,5 мм.

Удаление класса 0–0,1 мм можно осуществлять до операции обогащения (из исходного продукта тяжелосредних гидроциклонов перед смешиванием его с магнетитовой суспензией), после операции обогащения (из продуктов обогащения при отмывке магнетита и их обезвоживании) и после регенерации магнетитовой суспензии (из шламовой воды после удаления магнетита на электромагнитных сепараторах).

Для удаления класса 0–0,1 мм в зависимости от типа исходного продукта, его крупности, количества и разубоженности применяют специальные аппараты, высокочастотные грохоты, гидроциклоны и сгустители.

Специальные аппараты для тонкого грохочения описаны в [42–45], высокочастотные грохоты в [46–49], гидроциклоны в [50–53], сгустители в [54–57].

Технические характеристики оборудования для тонкой классификации угольных шламов приведены в табл. [А8 – А15], а общие виды некоторых специальных аппаратов, высокочастотных грохотов, гидроциклонов и сгустителей – на рис. 1.22–1.25.

Основным и наиболее распространенными аппаратами при классификации угольных шламов являются высокочастотные грохоты и гидроциклоны.

При тонком грохочении угольных шламов перевод частиц меньше крупности разделения в подситный продукт осуществляется посредством воды: чем меньше содержание твердого в исходном продукте, тем выше извлечение этих частиц. Рекомендуемое содержание твердого в исходном продукте должно находиться на уровне 200–300 г/л или 15–20 % по массе. С этой точки зрения грохоты для тонкого грохочения должны иметь большую ширину, а длину не более 1,5 мм. В противном случае, при большой длине грохота необходимо добавлять большее количество воды на сито, при ее незначительном промывочном эффекте. При необходимости иметь большую длину ситовой поверхности между ее участками устанавливаются так называемые желоба репульпации, в которые подается чистая вода. Вода подается противотоком движению надситного продукта грохота.

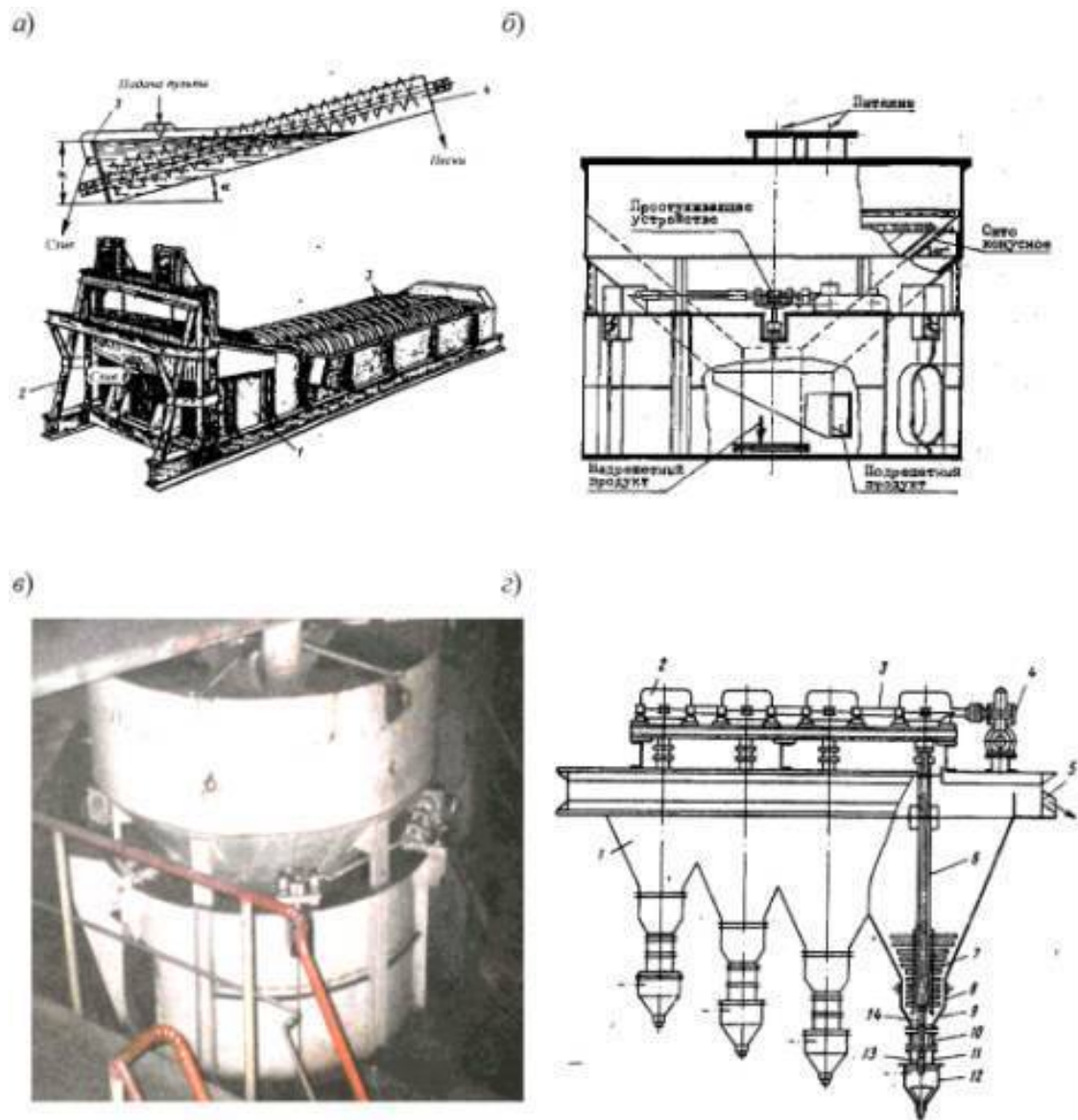
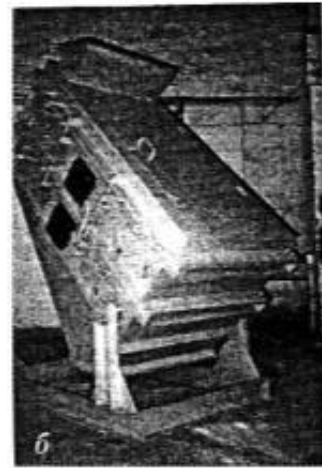


Рис. 1.22. Специальные аппараты:

а – механический спиральный классификатор; *б* – грохот ГК8 с простукиванием сита;
в – цилиндрикоконический сгуститель; *г* – гидравлический камерный классификатор



а)



б)



в)



Рис. 1.23. Высокочастотные грохоты для классификации угольных шламов:
а – грохот с непосредственным возбуждением сита; б – поличастотный грохот;
в – репульпирующий грохот Деррика; г – грохот Stack SizerTM; д – типа ZGP-S

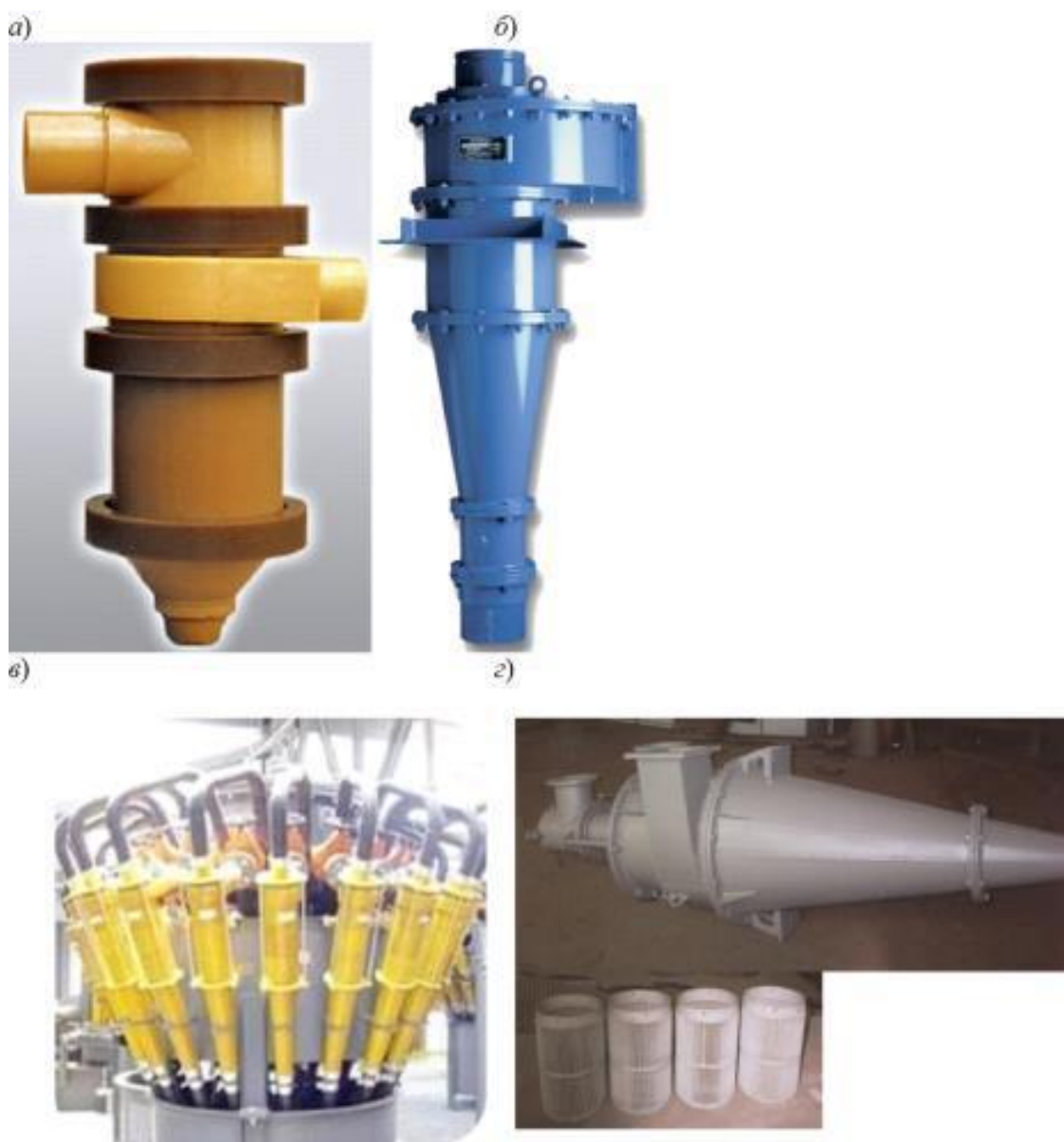


Рис. 1.24. Гидроциклоны для классификации угольных шламов:
а – ГЦ; *б* – типа «Кребс»; *в* – батарейные гидроциклоны типа БГЦ;
г – циклонно-ситовый классификатор ЦСК-600 и его сита



Рис. 1.25. Сгустители для классификации угольных шламов:
а – радиальный; б – конический; в – пластинчатый

При тонком грохочении должны соблюдаться следующие принципы:

- 1) для прохождения тонких частиц через сита необходимо достаточное количество воды и высокочастотная вибрация;
- 2) исходный продукт должен подаваться на ситовую панель грохота тонким слоем;
- 3) надситный продукт должен быстро удаляться с сита, чтобы эффективная область сита и грохота оставалась свободной, поэтому длина сита должна быть короткой;
- 4) ширина грохота – наиболее важный фактор, определяющий его производительность.

Нагрузка на грохоты типа «Derrick» при классификации угольных шламов с содержанием твердого в исходной пульпе не более 300 г/л составляют: при щели отверстий 0,075 мм – 3,5 т/ч на 1 деку, при щели отверстий 0,1 мм – 8,0 т/ч на 1 деку, при щели отверстий 0,2 мм – 16 т/ч на 1 деку. При этом расход чистой воды для ополаскивания находится в пределах 150–200 л/ч на 1 деку.

При классификации угольных шламов в гидроциклонах их номинальная производительность соответствует паспортной, а эффективность классификации и граничная крупность разделения определяется диаметром гидроциклона, давлением подачи исходной пульпы, гранулометрическим составом угольного шлама, содержанием твердого в исходной пульпе, диаметрами песковой и сливной насадок и их соотношением с диаметром входного патрубка.

Кроме того, на эффективность классификации и величину граничной крупности разделения влияют следующие конструктивные параметры гидроциклона:

- диаметр и глубина погружения сливного стакана;
- длина цилиндрической части гидроциклона;
- угол конусности и длина конической части гидроциклона;
- длина сливного патрубка.

Наиболее полное исследование влияния основных переменных факторов гидроциклона на эффективность разделения при классификации материала проведено Келсаллом. При исследовании использовались смеси зерен сферической формы одинаковой и определенной плотности и крупности в гидроциклоне диаметром 76 мм.

Основные выводы, сделанные Келсаллом [10, 11], можно сформулировать следующим образом:

1) уменьшение диаметра питающего отверстия (с 15,9 до 6,3 мм) обеспечивает заметное увеличение эффективности классификации;

2) длинное, узкое, прямоугольное питающее отверстие по сравнению с круглым отверстием равной площади не обеспечивает повышение (значительное) эффективности классификации;

3) лучшая эффективность разделения частиц вероятнее всего получается при максимальной скорости прохождения жидкости через отверстие питания;

4) с уменьшением диаметра сливного отверстия эффективность разделения тонких частиц увеличивается; при классификации более крупного материала эффективность повышается в случае уменьшения (до определенного предела) диаметра сливного отверстия, при дальнейшем уменьшении диаметра сливного отверстия эффективность разделения падает;

5) уменьшение длины сливной трубки приводит к повышению эффективности разделения тонких частиц и снижению эффективности разделения крупных частиц (иногда до 10 % в случае чрезмерного уменьшения длины сливной трубки);

6) уменьшение диаметра песковой насадки снижает эффективность разделения частиц всех размеров;

7) существует определенная зависимость между давлением питания и эффективностью разделения.

С увеличением диаметра гидроциклона его производительность повышается, но при этом закрупляется слив, в связи с чем снижается эффективность классификации.

Однако при работе гидроциклонов большого диаметра (более 750 мм) на разжиженных пульпах в операциях обесшламливания содержание крупных частиц в сливе может быть снижено.

Диаметр питающего отверстия обычно составляет 0,1–0,25, а диаметр сливного патрубка 0,2–0,3 диаметра гидроциклона, отношение диаметра песковых насадок к диаметру сливного патрубка составляет 0,4–0,9. Для снижения крупности частиц в сливе устанавливают максимальное значение этого соотношения. Для этих же целей применяют гидроциклоны с углом конусности до 5–10 град., работающих на разжиженных пульпах. Снижение крупности твердого в сливе достигается также на гидроциклонах сравнительно малых размеров.

Уменьшение диаметра песковой насадки приводит к увеличению твердого в песках и к увеличению выхода и крупности слива. Чрезмерное уменьшение диаметра песковой насадки может привести к забиванию насадки.

При классификации угольных шламов оптимальный вид потока сгущенного продукта на выходе из песковой насадки – веерный.

Сливная труба является продолжением сливного патрубка и ее диаметр должен быть больше диаметра сливного патрубка.

При большом перепаде высот концов сливной трубы она может действовать как сифон и засасывать в слив пульпу с содержанием сгущенного продукта. Для удовлетворительной работы гидроциклона применяют гидрозатвор, т. е. конец сливной трубы погружают в бачок, расположенный примерно на уровне песковой насадки.

Для получения тонких сливов давление подачи питания в гидроциклон должно составлять не менее 0,15 и 0,2 МПа и обязательно постоянным.

Влияние диаметра гидроциклона

С увеличением диаметра гидроциклона возрастает его производительность.

Для получения одинаковых технологических показателей в гидроциклонах различных диаметров необходимо увеличить давление на входе в аппарат. Ориентировочно одинаковые технологические показатели в гидроциклонах различных диаметров могут быть получены при условии:

$$\frac{\Delta H_1}{\Delta H_2} = \frac{D_1}{D_2}, \quad (1.29)$$

Где ΔH – потери напора в гидроциклонах диаметрами D_1 и D_2 .

При увеличении размеров аппарата и соблюдении приведенного соотношения технологические показатели обычно несколько улучшаются. Это явление вызвано масштабным эффектом, физическая основа которого заключается в снижении относительной шероховатости внутренней поверхности аппарата. Относительная шероховатость поверхности гидроциклона $\varepsilon = l/D$, где l – средняя высота выступов на внутренней поверхности аппарата. Так как качество поверхности гидроциклона с малым и большим диаметрами одинаковое, то относительная шероховатость ε с увеличением диаметра будет снижаться и, следовательно, гидродинамические характеристики улучшаться.

Влияние давления

Давление питания определяет количество потока, проходящего через гидроциклон, обуславливает скорость движения жидкости и твердых частиц и определяет время пребывания материала в аппарате. Поэтому давление питания играет важную роль в определении производительности гидроциклона, эффективности обогащения или классификации.

При постоянных размерах питающего патрубка и сливного насадка с увеличением давления на входе производительность гидроциклона возрастает. Этот фактор определяет также эффективность работы гидроциклона при классификации и сгущении пульпы. При прочих равных условиях, с увеличением давления на входе снижается крупность частиц в сливе и уменьшается размер граничного зерна разделения. В зависимости от диаметра гидроциклонов и технических требований напоры на входе в аппарат могут находиться в пределах 0,08-0,3 МПа. Так, если гидроциклоны используются для сгущения и классификации первичных шламовых вод, напор для ГЦ-600 равен 0,08, для ГЦ-900 – 0,1 и для ГЦ-1200 – 0,2 МПа. При применении гидроциклонов для сгущения и классификации тонких шламов напор соответственно равен: 0,1, 0,15 и 0,3 МПа.

При сгущении и классификации антрацитовых шламов напор на входе в аппарат может быть несколько ниже (на 0,01-0,02 МПа), чем для угольных шламов в связи с их повышенной плотностью. Пульпа в гидроциклон может поступать самотеком или подаваться насосом. Следует отметить, что при классификации и сгущении в гидроциклонах соблюдение постоянного давления на входе особенно важно. Всякое колебание давления вызывает снижение эффективности классификации. При поступлении пульпы самотеком давление колеблется в значительно меньшей степени, поэтому такая подача более предпочтительна, хотя для создания необходи-

мого напора в этом случае нужен достаточный перепад высот. Питание гидроциклона при этом осуществляется через приемную воронку.

Расчет необходимой геодезической высоты между уровнем жидкости в приемной воронке и осью питающего патрубка гидроциклона может быть произведен по следующему уравнению:

$$H = \frac{v^2}{2g} \left(\frac{L}{d} \lambda + \sum_{i=1}^{i=n} \xi_i + \xi_{\text{цикл}} + 1 \right), \quad (1.30)$$

где v – скорость течения жидкости в трубопроводе, м/сек; L – длина трубопровода, м; d – диаметр сечения трубы, м; λ – коэффициент сопротивления трения единицы относительной длины трубы; ξ_i – местные коэффициенты сопротивления (вход в трубопровод, задвижки, повороты трубопровода); $\xi_{\text{цикл}}$ – коэффициент сопротивления гидроциклона; g – ускорение силы тяжести, м/сек².

Скорость определяется по производительности гидроциклона

$$v = \frac{4Q}{\pi d^2}, \text{ м/сек.}, \quad (1.31)$$

где Q – производительность, м³/сек.

Коэффициент сопротивления трения для труб

Ø200 мм, $\lambda = 0,026$,
Ø250 мм, $\lambda = 0,024$,
Ø300 мм, $\lambda = 0,023$.

Местный коэффициент сопротивления, характеризующий потери напора при выходе жидкости из приемной воронки в трубопровод —, в зависимости от угла конусности круглой воронки может иметь следующие значения

α°	40°	45°	60°	80°
$\xi_{\text{воронка}}$	0,28	0,30	0,32	0,35

Коэффициент сопротивления задвижек и колен трубопровода зависит от их конструктивных параметров. Для задвижек типа «Лудло» при полном открытии $\xi = 0,15$. Коэффициент сопротивления колен в трубопроводе может быть определен по справочнику гидравлических сопротивлений.

Для обеспечения прохождения необходимого количества пульпы через приемную воронку и предотвращения закручивания в ней жидкости, критическое значение напора H_k должно быть меньше необходимого напора H (высота столба между уровнем жидкости в воронке и началом трубопровода).

Напор H в воронке определяется по формуле:

$$H = \frac{q^2}{(\mu S)^2 2g}, \text{ м}, \quad (1.32)$$

где q – секундный расход, $\text{м}^3/\text{сек.}$; μ – коэффициент расхода; S – сечение выходного отверстия, м^2 ; g – ускорение силы тяжести, $\text{м}/\text{сек.}$

При $L/d \geq 50$ коэффициент расхода (L – длина трубопровода, м).

Критическое значение напора H_k определяется по уравнению:

$$H_k = 0,5d \left(\frac{v_o}{\sqrt{dg}} \right)^{0,55}, \text{ м}, \quad (1.33)$$

$$\text{где } v_o = \frac{q}{\varepsilon \frac{\pi d^2}{4}}, \text{ м/сек.}$$

Здесь ε – коэффициент сжатия ($\varepsilon \approx 90,0$). При $H_k < H$ закручивание жидкости в воронке приводит к уменьшению пропускной способности трубопровода и падению напора на входе в гидроциклон.

Учитывая неравномерность поступления пульпы в приемную воронку, необходимо чтобы высота уровня жидкости в ней превышала критическую в 2–3 раза.

Влияние диаметров разгрузочных отверстий

В практике углеобогащения при классификации шламов принято в основном регулирование работы гидроциклонов с помощью песковых насадок. Диаметр насадка для выпуска сгущенного продукта является одним из основных конструктивных параметров, оказывающих наибольшее влияние на работу гидроциклонов. С уменьшением диаметра нижнего насадка увеличивается содержание твердого в сгущенном продукте. Граничный размер разделения при сгущении до 500–600 г/л остается постоянным; при дальнейшем увеличении степени сгущения размер граничного зерна разделения также увеличивается. Таким образом, с помощью насадка для выпуска сгущенного продукта можно регулировать чистоту слива. Размер насадка по существу является единственным параметром, изменяя который можно регулировать работу гидроциклона в промышленных условиях. Однако надо помнить, что чрезмерное уменьшение диаметра нижнего насадка может привести к его забиванию. Слишком большое увеличение диаметра насадка также нежелательно, так как в этом случае разделение в гидроциклоне прекращается. Необходимо соблюдать следующее условие: наибольший размер насадка для выпуска сгущенного продукта должен быть меньше диаметра сливного стакана.

Если необходимо изменить содержание твердого в сгущенном продукте с G_1 на G_2 , то оптимальный диаметр насадка может быть ориентировочно определен по соотношению:

$$\frac{d_1^2}{d_2^2} = \frac{G_2}{G_1}, \quad (1.34)$$

где d_1 и d_2 – диаметры насадков, соответствующие содержанию твердого в сгущенном продукте C_1 и C_2 .

Приведенное соотношение можно использовать для расчета необходимого диаметра насадка при содержании твердого в сгущенном продукте не более 700 г/л для коксующихся углей и не более 900 г/л для антрацитов.

Влияние высоты и диаметра сливного стакана

Изменение диаметра сливного стакана влияет на все показатели работы гидроциклона. Так, при постоянном напоре на входе увеличение диаметра сливного стакана повышает производительность аппарата, а при постоянной производительности – уменьшает давление на входе. Обычно диаметр сливного стакана подбирают в период наладки гидроциклона и в дальнейшем он остается постоянным. Лучшие результаты получают, если диаметр сливного стакана составляет 0,2–0,4 диаметра цилиндрической части гидроциклона.

Глубина погружения сливного стакана также оказывает существенное влияние на работу гидроциклона: чем глубже погружен сливной стакан, тем крупнее зерна в сливе. Глубина погружения обычно ограничивается нижним краем цилиндрической части гидроциклона. Минимальное погружение – на 1,5 диаметра входного отверстия ниже оси входного отверстия.

Влияние длины сливной трубы

Трубопровод является гидравлическим сопротивлением на пути движения пульпы. Чем длиннее отводная труба, тем больше сопротивление она оказывает и тем хуже работает гидроциклон. Ухудшение технологических показателей характеризуется уменьшением содержания твердого в сгущенном продукте по мере увеличения гидравлического сопротивления отводящего слив трубопровода.

Чем ниже опущен конец отводной трубы по отношению к гидроциклону, тем интенсивнее подсасываются воздух и жидкость через насадок для выпуска сгущенного продукта. При большом перепаде высот между окончанием сливной трубы и гидроциклонов возможно засасывание в слив сгущенного продукта, при этом в отдельных случаях наблюдается прекращение его выпуска. Для нормальной работы гидроциклона отводная труба должна быть как можно короче и не должна опускаться ниже конической части аппарата. Если же необходима труба большой длины, то ее следует разорвать в 1,5–2,0 м от сливного патрубка гидроциклона и в месте разрыва установить воронку; диаметр отводной трубы должен быть равен или больше диаметра сливного стакана.

Процесс классификации наиболее эффективно протекает при некотором разрежении на сливной линии. Естественно, что в этих условиях необходимо принимать во внимание величину вакуума, создаваемого сливной трубой перед сливным стаканом, так как с увеличением последнего растет как общая пропускная способность аппарата, так и в первую очередь объемная производительность по сливу.

Исследования показали, что граничное зерно разделения с увеличением длины сливной трубы будет увеличиваться при одинаковых скоростях пульпы на входе в гидроциклон.

Влияние угла конусности

Гидроциклоны, применяемые в промышленности, имеют самые различные углы конусности от 5° до 60–70°. Практически установлено, что наиболее приемлемые результаты классификации и сгущения получены в гидроциклонах с углом конусности 10–20°.

Влияние угла наклона гидроциклона

Угол наклона оси гидроциклона к горизонтальной плоскости оказывает некоторое влияние на работу гидроциклонов, особенно при небольших напорах. При переходе от горизонтального к вертикальному расположению аппарата все большее значение приобретает сила тяжести. Степень сгущения нижнего продукта при этом уменьшается, производительность гидроциклона по сгущенному возрастает, а по сливу несколько падает.

В результате проведенных исследований и промышленной эксплуатации выявлено, что оптимальным углом наклона гидроциклона к горизонту является угол 30–40°. При этом достигается максимальная общая производительность, максимальное извлечение твердой фазы в сгущенный продукт и минимальный размер граничного зерна.

Согласно [22] с ростом напора влияние угла наклона гидроциклона на процесс разделения зерен полезных ископаемых быстро уменьшается (при избыточном давлении более 0,1 МПа увеличение фактора разделения составляет всего лишь 5 %). Однако при сравнительно небольших напорах значение горизонтального расположения аппарата возрастает (при избыточном давлении 0,03–0,04 МПа фактор разделения возрастает на 24–18 %, а производительность – на 9,6–8,5 %).

Влияние угла наклона гидроциклона на процесс разделения возрастает с увеличением его диаметра, а также возрастанием расстояния между осями питающего и сливного патрубков при постоянном напоре.

В случае, когда энергия положения исходной пульпы относительно сливного патрубка характеризуется половиной диаметра гидроциклона, влияние угла наклона гидроциклона на его производительность и фактор разделения уменьшаются.

Минимальное значение фактора разделения наблюдается при вертикальном расположении гидроциклона. При горизонтальном расположении гидроциклона – максимальное.

Влияние гранулометрического состава исходной пульпы

Содержание твердого в исходном продукте и его гранулометрический состав определяют производительность гидроциклона по твердому. Объемную производительность гидроциклона можно принять практически постоянной, не зависящей от содержания и гранулометрического состава твердого в исходном продукте. Производительность по твердому может изменяться в широких пределах и ограничивается пропускной способностью нижнего насадка. Максимальная производительность по сгущенному продукту (в т/ч твердого) составляет: для гидроциклона Ø630 мм – 30, Ø900 мм – 60–70 и Ø1200 мм – 100–120.

Если количество твердого в исходном продукте крупностью больше размера граничного зерна разделения будет превышать указанные цифры, то может произойти зашламовка нижнего насадка и попадание крупнозернистого шлама в слив. В этом случае для предотвращения зашламовки и загрязнения слива необходимо снизить объемную производительность гидроциклона, уменьшив сечение входного патрубка. Для этого в гидроциклонах последних конструкций предусмотрено регулирующее устройство, позволяющее перекрывать до 70 % сечения входного патрубка.

При работе гидроциклонов на различных углеобогащательных фабриках в различных точках водно-шламовой схемы ситовый состав исходной пульпы изменяется в широких пределах. Если гидроциклоны используются для классификации первичных шламов, гранулометрический состав твердого пульпы представлен более крупными частицами, чем при классификации вторичных шламов. При этом крупность слива и содержание твердого в сгущенном продукте выше в первом случае, чем во втором. Это связано с тем, что в первом случае необходимо разгрузить большее количество материала через нижний насадок. При значительном количестве твердого, разгружаемого через насадок, возможно попадание в слив частиц крупнозернистого шлама. Если даже увеличить размер нижнего насадка, часть крупных частиц попадает в слив, увлеченная восходящим потоком. Поэтому крупнозернистые материалы с целью получения тонкого слива следует классифицировать в две стадии (с перечисткой слива).

Влияние вязкости и плотности исходной пульпы

Вязкость пульпы существенного влияния на работу гидроциклона не оказывает, с увеличением фактора разделения влияние ее снижается.

С увеличением плотности твердой фазы пульпы уменьшается размер граничного зерна разделения и уменьшается содержание твердого в сливе. Поэтому гидроциклоны, работающие

на антрацитовых шламах, дают лучшие технологические показатели, чем при работе на углях низкой и средней стадии метаморфизма. Для антрацитов граничное зерно разделения равно 0,08-0,15 мм, а для коксующихся углей 0,15-0,3 мм.

Влияние содержания твердого в исходной пульпе

Увеличение содержания твердого в исходном продукте требует повышения напора пульпы на входе в гидроциклон и определяет производительность гидроциклона по твердому. Со снижением содержания твердого в исходном уменьшается граничная крупность разделения. Однако при напоре более 0,1 МПа изменение содержания твердого в исходном мало влияет на конечные результаты процессов, связанных с классификацией шлама.

Принципы регулировки процесса разделения минеральных зерен в гидроциклоне

Если в сливе гидроциклона при нормальной нагрузке содержатся частицы угля крупнее заданного размера, например, при классификации вторичных шламов частицы крупнее 0,5 мм, и при этом получают сгущенный продукт с большим содержанием твердой фазы, необходимо увеличить размер нижнего насадка и, наоборот, если сгущенный продукт слишком разбавлен, размер нижней насадки следует уменьшить. К уменьшению нижней насадки необходимо прибегнуть и в том случае, если нужно повысить крупность частиц в сливе. Неполадки в работе гидроциклона связаны, в основном, с их зашламовкой. Если прекращается выдача сгущенного продукта, а слив продолжает идти, и манометр, установленный на питающем патрубке, показывает прежнее давление на входе, значит нижняя насадка зашламовалась.

Прекращение выдачи слива или резкое сокращение его количества (при изменившихся показателях манометров) указывает на зашламовку питающего патрубка.

Если стрелка манометра стоит на нуле или остановилась на некотором делении, а слив и сгущенный продукт продолжают поступать, значит забита трубка манометра и ее необходимо прочистить.

Периодическое изменение давления на входе от максимума до минимума указывают на то, что насос, подающий пульпу в гидроциклон, работает не в оптимальном режиме и его необходимо отрегулировать.

На различных обогатительных фабриках объем моечных вод и производительность насосов могут изменяться в значительных пределах. Объем воды, находящейся в обороте, определяет требуемую производительность гидроциклонов. Поскольку гидроциклоны могут давать устойчивые технологические показатели при определенном напоре на входе, то при недостаточном объеме пульпы, поступающей в аппарат, технологические показатели ухудшаются. В тех случаях, когда объем пульпы, поступающей в гидроциклон, не обеспечивает необходимого напора, следует уменьшить производительность аппарата по пульпе. Для этого на входе в гидроциклон предусмотрена задвижка, позволяющая перекрывать сечение входного патрубка и поддерживать напор в необходимых пределах.

Уменьшение сечения входного патрубка позволяет уменьшить производительность по пульпе, сохранив необходимую скорость входа пульпы в загрузочную камеру. Это обеспечивает получение требуемых технологических показателей (сгущение, осветление и размер граничного зерна разделения).

Влияние длины цилиндрической части гидроциклона

Исследованиями установлено, что действия центробежной силы на распределение частиц по крупности и плотности заканчивается после третьего витка потока материала в гидроциклоне. Следовательно, минимальная длина цилиндрической части гидроциклона должна быть не менее 3-х диаметров входного отверстия. Дальнейшее увеличение длины цилиндрической части не влияет на показатели разделения гидроциклона.

Влияние длины конической части гидроциклона

При увеличении длины конической части гидроциклона увеличивается время нахождения материала в аппарате, тем самым удлиняется путь частиц больше крупности разделения и

снижается их вероятность попадания в сливной продукт. Сливной продукт становится более тонким и, тем самым, снижается граничная крупность разделения. Следует иметь в виду, что при одном и том же диаметре гидроциклона длина его конической части зависит от угла конусности.

Не зависимо от способа классификации угольного шлама (тонкое грохочение или классификация в гидроциклонах) содержание класса 0–0,1 мм в машинном классе крупностью 0,1–3 мм должно быть не более 15 %, в классе 0,5–3 мм – не более 10 %, в классе 0,1–0,5 мм – не более 20 %.

При выборе способа классификации угольного шлама необходимо иметь в виду ту особенность, что гидроциклон работает с двумя факторами разделения (крупность и плотность), а грохот с одним (крупность) [1]. Следовательно, если необходима большая производительность (без четкой классификации), то выбирают гидроциклон, если необходима точная классификация – выбирают грохот [46]. При необходимости используется последовательная установка гидроциклона и грохота. В этом случае основная масса класса 0–0,1 мм (или меньше) уходит в слив гидроциклона, а сгущенный продукт доводится до кондиции на высокочастотных грохотах с добавлением (при необходимости) воды для разбавления исходного продукта грохота и воды для промывки надситного продукта.

Вторым технологическим показателем подготовки угольного шлама к тяжелосредному обогащению в гидроциклонах является влажность машинного класса.

Для обезвоживания полученных из угольного шлама машинных классов используются высокочастотные грохоты, которые описаны в [58–61].

Технические характеристики высокочастотных грохотов для обезвоживания угольных шламов приведены в табл. (А10), а общие виды некоторых высокочастотных грохотов на рис. 1.23, 1.26.

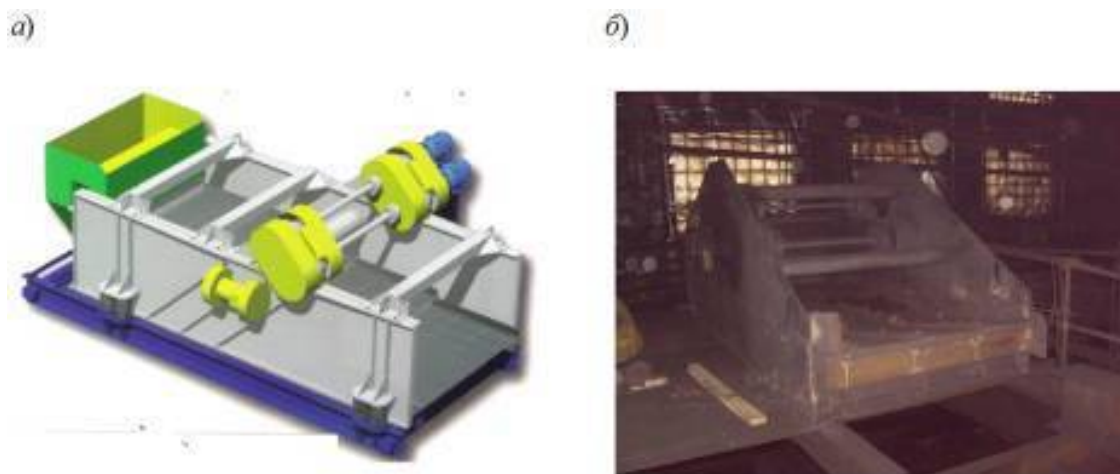


Рис. 1.26. Общие виды оборудования, применяемого для обезвоживания машинных классов угольного шлама перед тяжелосредным обогащением в гидроциклонах:

а – грохот вибрационный ГВБ-32; б – грохот высокочастотный ГВЧ-41М

Известно [35], что эффективность обезвоживания угольной мелочи зависит от физико-химических свойств обрабатываемого материала и от совершенства, применяемого для обезвоживания оборудования.

Основными факторами, характеризующими способность угля удерживать влагу, являются: гранулометрический состав (пределы крупности и распределения отдельных узких классов), характер расположения частиц в массе обезвоживаемого продукта (укладка частиц в слое) и физико-химические свойства поверхности угольных частиц.

Основными факторами, характеризующими совершенство применяемого для обезвоживания оборудования, являются: фактор разделения, время обезвоживания и унос твердого с удаляемой водой.

При выборе обезвоживаемого оборудования большое значение имеют количество обезвоживаемого материала и цель, с которой он обезвоживается.

Желательно обезвоживание машинного класса проводить в одну стадию. При необходимости возможна комплектация обезвоживаемого оборудования в две стадии, при этом оборудование должно быть разнотипным. При этом необходимо помнить, что цель данного обезвоживания машинного класса не его транспортировка, а обогащение в магнетитовой суспензии.

При применении высокочастотных грохотов для обезвоживания угольных шламов необходимо исходить из следующего:

- эффективность обезвоживания определяется длиной просеивающей поверхности и временем пребывания на ней материала;
- вибрации ситовой поверхности с одной стороны разрушают пленки воды на отверстиях, с другой стороны – уменьшают значение коэффициента истечения воды из отверстий;
- чем меньше крупность обезвоживаемого материала, тем меньше должна быть амплитуда колебаний и больше их частота;
- в средней части длины ситовой поверхности должны быть приспособления для разлома слоя надситного продукта;
- применение промывочной (чистой) воды способствует снижению влажности надситного продукта за счет удаления илистых частиц в подситный продукт;
- на последнем участке ситовой поверхности должен быть предусмотрен режим виброуплотнения надситного продукта с целью уменьшения порового пространства между частицами и отжима, таким образом, части поровой воды;
- с уменьшением размера отверстий уменьшается значение коэффициента истечения жидкости из отверстий, снижается коэффициент «живого» сечения обезвоживающей поверхности, что приводит не только к значительному снижению удельных нагрузок, но и увеличению вероятности забивки отверстий.

Независимо от способа обезвоживания влажность обезвоженного машинного класса угольного шлама крупностью 0,1–3 мм должна быть не более 30 %, класса 0,5–3 мм – не более 25 %, класса 0,1–0,5 мм – не более 35 %.

1.5. Оценка эффективности и расчет ожидаемых результатов тяжелосреднего обогащения

1.5.1. Оценка эффективности по показателям засорения продуктов обогащения

Это один из наиболее простых способов оценки, которым пользуются как для оперативного контроля работы обогатительных машин, так и для расчета ожидаемых показателей обогащения. Сущность способа заключается в отборе от всех продуктов обогащения обогатительного аппарата представительных проб и расслоения их в тяжелых жидкостях. Полученные данные сравниваются с результатами обогащения в контрольном (эталонном) аппарате. Контрольными могут быть результаты, полученные на этом же аппарате при оптимальном режиме его работы в условиях этой фабрики, либо результаты испытаний головного образца этого аппарата в условиях действующей фабрики или на специальной установке.

Оценку работы аппарата производят по количеству посторонних фракций, попавших в продукты обогащения. При разделении исходного угля на два продукта (концентрат и породу) посторонними фракциями для концентрата являются фракции выше принятой плотности разделения, а для породы – ниже этой плотности. При разделении исходного угля на три продукта по двум плотностям посторонними фракциями являются для концентрата – фракции промпродуктовые и породные, для промпродукта – фракции концентратные и породные, для породы – фракции концентратные и промпродуктовые.

Выход посторонних фракций рассчитывается в процентах от соответствующего продукта. Увеличение содержания посторонних фракций в фактически получаемых продуктах обогащения свидетельствует об ухудшении процесса обогащения, вызываемом рядом причин.

Нормы содержания посторонних фракций в продуктах обогащения сепараторов и гидроциклонов с тяжелой средой в зависимости от обогатимости и крупности углей приведены в табл. 1.19 и 1.20. Эти нормы соответствуют [74]. В случае необходимости могут быть установленные нормы засорения исходя из своих плотностей разделения и имеющих место производственных условий. Нормы засорения при обогащении угольного шлама, например, на винтовых сепараторах приведены в табл. 1.21 и 1.22. При обогащении угольного шлама в тяжелосредних гидроциклонах нормы засорений продуктов обогащения должны быть установлены опытным путем (к настоящему времени пока еще нет достаточного статистического материала для установления официальных норм засорения продуктов обогащения при обогащении угольных шламов в тяжелосредних гидроциклонах).

Таблица 1.19

Нормативы предельного содержания посторонних фракций в продуктах обогащения при обогащении в тяжелых средах с выделением трех продуктов

Плотность разделения, кг/м ³	Предельное содержание посторонних фракций в концентрате, %		Предельное содержание посторонних фракций в промпродукте, %		Предельное содержание посторонних фракций в отходах, %	
	средних $\gamma_{с(к)}$	тяжелых $\gamma_{т(к)}$	легких $\gamma_{л(п)}$	тяжелых $\gamma_{т(п)}$	легких $\gamma_{л(о)}$	средних $\gamma_{с(о)}$
Тяжелосредные сепараторы						
1400/1800	0,2	-	8,0	8,0	0,2	0,3
1500/1800	0,2	-	10,0	10,0	0	0,4
1500/1900	0,3	0,2	11,0	11,0	-	0,8
1600/2000	0,4	0,3	12,0	12,0	-	1,1
Тяжелосредные гидроциклоны						
1400/1800	5,0	-	10,0	8,0	0,3	0,7
1500/1800	3,0	0,3	8,0	12,0	0,2	1,2
1500/1900	2,0	0,5	7,0	16,0	0,1	2,1

Таблица 1.20

Нормативы предельного содержания посторонних фракций в продуктах обогащения при обогащении в тяжелых средах с выделением двух продуктов

Плотность разделения, кг/м ³	Предельное содержание посторонних фракций в концентрате, %		Предельное содержание посторонних фракций в отходах, %	
	средних $\gamma_{с(к)}$	тяжелых $\gamma_{т(к)}$	легких $\gamma_{л(о)}$	средних $\gamma_{с(о)}$
Тяжелосредные сепараторы				
1400	3,0	-	0,3	-
1500	2,7	0,3	0,3	0,1
1600	2,0	0,5	0,3	0,2
1700	0,8	1,2	0,3	0,3
1800	-	1,5	0,2	0,8
1900	-	1,5	0,1	1,1
2000	-	1,5	-	1,5
2100	-	1,5	-	1,5
Тяжелосредные гидроциклоны				
1400	2,5	-	0,4	0,1
1500	2,0	0,1	0,3	0,4
1600	1,2	0,3	0,2	0,6
1700	0,5	0,5	0,1	1,0
1800	-	0,7	0,1	1,2
1900	-	0,8	-	1,5
2000	-	0,9	-	1,6
2100	-	1,0	-	1,8

Таблица 1.21

Нормативы предельного содержания посторонних фракций в продуктах обогащения при обогащении на винтовых сепараторах с выделением трех продуктов

Плотность разделения, кг/м ³	Предельное содержание посторонних фракций в концентрате, %		Предельное содержание посторонних фракций в промпродукте, %		Предельное содержание посторонних фракций в отходах, %	
	средний $\gamma_{c(k)}$	тяжелых $\gamma_{т(к)}$	легких $\gamma_{л(п)}$	тяжелых $\gamma_{т(п)}$	легких $\gamma_{л(о)}$	средних $\gamma_{с(о)}$
Легкая	1	3	10	10	4	3
Средняя	3	2	15	15	2	5
Трудная	5	1	20	25	-	7
Очень трудная	10	-	25	35	-	10

Таблица 1.22

Нормативы предельного содержания посторонних фракций в продуктах обогащения при обогащении на винтовых сепараторах с выделением двух продуктов

Плотность разделения, кг/м ³	Предельное содержание посторонних фракций в концентрате, %		Предельное содержание посторонних фракций в отходах, %	
	средний $\gamma_{c(k)}$	тяжелых $\gamma_{т(к)}$	легких $\gamma_{л(о)}$	средних $\gamma_{с(о)}$
Легкая	2,8	7,0	2,8	1,5
Средняя	9,5	3,5	2,0	3,0
Трудная	15,0	1,4	1,2	5,5
Очень трудная	30,0	0,5	0,8	10,0

Расчет практических показателей конечных продуктов производится с учетом допустимых засорений посторонними фракциями, величина которых принимается по табл.1.19-1.20.

Для обогащения крупного машинного класса с выделением трех продуктов при плотностях разделения 1500 и 1800 кг/м³ для каменных углей и 1800 и 2000 кг/м³ – для антрацитов:

- $\gamma_{C(k)}^*$ - засорение крупного концентрата средними фракциями, %;
- $\gamma_{T(k)}^*$ - засорение крупного концентрата тяжелыми фракциями, %;
- $\gamma_{L(m)}^*$ - засорение крупного промпродукта легкими фракциями, %;
- $\gamma_{T(m)}^*$ - засорение крупного промпродукта тяжелыми фракциями, %;
- $\gamma_{L(o)}^*$ - засорение крупных отходов легкими фракциями, %;
- $\gamma_{C(o)}^*$ - засорение крупных отходов средними фракциями, %.

Для обогащения крупного машинного класса с выделением двух продуктов при плотности разделения 1800 кг/м³ для каменных углей и 2000 кг/м³ для антрацитов:

- $\gamma_{C(k)}^*$ - засорение крупного концентрата средними фракциями, %;
- $\gamma_{T(k)}^*$ - засорение крупного концентрата тяжелыми фракциями, %;
- $\gamma_{L(o)}^*$ - засорение крупных отходов легкими фракциями, %;
- $\gamma_{C(o)}^*$ - засорение крупных отходов средними фракциями, %.

Для обогащения мелкого машинного класса с выделением трех продуктов при плотностях разделения 1500 и 1800 кг/м³ для каменных углей и 1800 и 2000 кг/м³ – для антрацитов:

- $\gamma_{C(\kappa)}^M$ - засорение мелкого концентрата средними фракциями, %;
- $\gamma_{T(\kappa)}^M$ - засорение мелкого концентрата тяжелыми фракциями, %;
- $\gamma_{\Lambda(m)}^M$ - засорение мелкого промпродукта легкими фракциями, %;
- $\gamma_{T(m)}^M$ - засорение мелкого промпродукта тяжелыми фракциями, %;
- $\gamma_{\Lambda(o)}^M$ - засорение мелких отходов легкими фракциями, %;
- $\gamma_{C(o)}^M$ - засорение мелких отходов средними фракциями, %.

Для обогащения мелкого машинного класса с выделением двух продуктов при плотности разделения 1800 кг/м³ для каменных углей и 2000 кг/м³ для антрацитов:

- $\gamma_{C(\kappa)}^M$ - засорение мелкого концентрата средними фракциями, %;
- $\gamma_{T(\kappa)}^M$ - засорение мелкого концентрата тяжелыми фракциями, %;
- $\gamma_{\Lambda(o)}^M$ - засорение мелких отходов легкими фракциями, %;
- $\gamma_{C(o)}^M$ - засорение мелких отходов средними фракциями, %.

Для обогащения шламового продукта методом винтовой (или иной) сепарации с выделением трех продуктов при плотностях разделения 1500 и 1800 кг/м³ для каменных углей, и 1800 и 2000 кг/м³ – для антрацитов:

- $\gamma_{C(\kappa)}^{MBC}$ - засорение концентрата MBC средними фракциями, %;
- $\gamma_{T(\kappa)}^{MBC}$ - засорение концентрата MBC тяжелыми фракциями, %;
- $\gamma_{\Lambda(m)}^{MBC}$ - засорение промпродукта MBC легкими фракциями, %;
- $\gamma_{T(m)}^{MBC}$ - засорение промпродукта MBC тяжелыми фракциями, %;
- $\gamma_{\Lambda(o)}^{MBC}$ - засорение отходов MBC легкими фракциями, %;
- $\gamma_{C(o)}^{MBC}$ - засорение отходов MBC средними фракциями, %.

Для обогащения шламового продукта методом винтовой (или иной) сепарации с выделением двух продуктов при плотности разделения 1800 кг/м³ для каменных углей и 2000 кг/м³ для антрацитов:

- $\gamma_{C(\kappa)}^{MBC}$ - засорение концентрата MBC средними фракциями, %;
- $\gamma_{T(\kappa)}^{MBC}$ - засорение концентрата MBC тяжелыми фракциями, %;
- $\gamma_{\Lambda(o)}^{MBC}$ - засорение отходов MBC легкими фракциями, %;
- $\gamma_{C(o)}^{MBC}$ - засорение отходов MBC средними фракциями, %.

По принятым засорениям определяются выходы и зольности продуктов обогащения машинных классов крупностью +13, 1-13, 0,5(0,1)-1 мм и -1 мм.

Выход и зольность продуктов обогащения крупного машинного класса при выделении трех продуктов

1) выход и зольность крупного концентрата

$$\gamma_{\kappa}^{\kappa} = \gamma'_{>13, <1500} - \frac{(\gamma_{\Lambda(mm)}^{\kappa} \cdot \gamma'_{>13, 1500-1800} + \gamma_{\Lambda(o)}^{\kappa} \cdot \gamma'_{>13, >1800})}{100} + \frac{(\gamma_{C(\kappa)}^{\kappa} + \gamma_{T(\kappa)}^{\kappa}) \cdot \gamma'_{>13, <1500}}{100},$$

$$A_{\kappa}^{dk} = \frac{(100 - \gamma_{C(\kappa)}^{\kappa} - \gamma_{T(\kappa)}^{\kappa}) \cdot A'_{>13, <1500} + \gamma_{C(\kappa)}^{\kappa} \cdot A'_{>13, 1500-1800} + \gamma_{T(\kappa)}^{\kappa} \cdot A'_{>13, >1800}}{100}, \%;$$

2) выход и зольность крупного промпродукта

$$\gamma_{nn}^{\kappa} = \gamma'_{>13, 1500-1800} - \frac{(\gamma_{C(\kappa)}^{\kappa} \cdot \gamma'_{>13, <1500} + \gamma_{C(o)}^{\kappa} \cdot \gamma'_{>13, >1800})}{100} +$$

$$+ \frac{(\gamma_{\Lambda(mm)}^{\kappa} + \gamma_{T(mm)}^{\kappa}) \cdot \gamma'_{>13, 1500-1800}}{100}, \%;$$

$$A_{nn}^{dk} = \frac{(100 - \gamma_{\Lambda(mm)}^{\kappa} - \gamma_{T(mm)}^{\kappa}) \cdot A'_{>13, 1500-1800} + \gamma_{\Lambda(mm)}^{\kappa} \cdot A'_{>13, <1500} + \gamma_{T(mm)}^{\kappa} \cdot A'_{>13, >1800}}{100}, \%;$$

3) выход и зольность крупных отходов определяется по материальному и зольному балансам крупного машинного класса

$$\gamma_O^{\kappa} = \gamma'_{>13} - \gamma_{\kappa}^{\kappa} - \gamma_{nn}^{\kappa}, \%;$$

$$A_O^{dk} = \left(\gamma'_{>13} \cdot A'_{>13} - \gamma_{\kappa}^{\kappa} \cdot A_{\kappa}^{dk} - \gamma_{nn}^{\kappa} \cdot A_{nn}^{dk} \right) : \gamma_O^{\kappa}, \%.$$

Выход и зольность продуктов обогащения крупного машинного класса при выделении двух продуктов:

1) выход и зольность крупного концентрата

$$\gamma_K^{\kappa} = \gamma'_{>13, <1500} + \gamma'_{>13, 1500-1800} - \frac{\gamma'_{>13, >1800} (\gamma_{\Lambda(o)}^{\kappa} + \gamma_{C(o)}^{\kappa})}{100} +$$

$$+ \frac{(\gamma'_{>13, <1500} + \gamma'_{>13, 1500-1800}) \cdot \gamma_{T(\kappa)}^{\kappa}}{100}, \text{ \%};$$

$$A_K^{d\kappa} = \left[\left(\gamma'_{>13, <1500} - \frac{\gamma'_{>13, >1800} \cdot \gamma_{\Lambda(o)}^{\kappa}}{100} \right) \cdot A'_{>13, <1500} + \right.$$

$$+ \left(\gamma'_{>13, 1500-1800} - \frac{\gamma'_{>13, >1800} \cdot \gamma_{C(o)}^{\kappa}}{100} \right) \cdot A'_{>13, 1500-1800} +$$

$$\left. + \frac{(\gamma'_{>13, <1500} + \gamma'_{>13, 1500-1800}) \cdot \gamma_{T(\kappa)}^{\kappa} \cdot A'_{>13, >1800}}{100} \right] : \gamma_o^{\kappa}, \text{ \%};$$

2) выход и зольность крупных отходов

$$\gamma_O^{\kappa} = \gamma'_{>13} - \gamma_K^{\kappa}, \text{ \%};$$

$$A_O^{d\kappa} = \left(\gamma'_{>13} \cdot A'_{>13} - \gamma_K^{\kappa} \cdot A_K^{d\kappa} \right) : \gamma_O^{\kappa}, \text{ \%}.$$

Выход и зольность продуктов обогащения мелкого машинного класса с выделением трех продуктов:

1) выход и зольность мелкого концентрата

$$\gamma_K^{\mu} = \gamma'_{1-13, <1500} - \frac{(\gamma_{\Lambda(\mu\mu)}^{\mu} \cdot \gamma'_{1-13, 1500-1800} + \gamma_{\Lambda(o)}^{\mu} \cdot \gamma'_{1-13, >1800})}{100} +$$

$$+ \frac{(\gamma_{C(\kappa)}^{\mu} + \gamma_{T(\kappa)}^{\mu}) \cdot \gamma'_{1-13, <1500}}{100}, \text{ \%};$$

$$A_K^{\mu\mu} = \frac{(100 - \gamma_{C(\kappa)}^{\mu} - \gamma_{T(\kappa)}^{\mu}) \cdot A'_{1-13, <1500} + \gamma_{C(\kappa)}^{\mu} \cdot A'_{1-13, 1500-1800} + \gamma_{T(\kappa)}^{\mu} \cdot A'_{1-13, >1800}}{100}, \text{ \%};$$

2) выход и зольность мелкого промпродукта

$$\gamma_{m}^M = \gamma'_{1-13,1500-1800} - \frac{\left(\gamma_{C(\kappa)}^M \cdot \gamma'_{1-13,<1500} + \gamma_{C(o)}^M \cdot \gamma'_{1-13,>1800} \right)}{100} +$$

$$+ \frac{(\gamma_{\Lambda(m)}^M + \gamma_{T(m)}^M) \cdot \gamma'_{1-13,1500-1800}}{100}, \text{ \%};$$

$$A_{m}^{dm} = \frac{\left(100 - \gamma_{\Lambda(m)}^M - \gamma_{T(m)}^M \right) \cdot A_{1-13,1500-1800}^{rd} + \gamma_{\Lambda(m)}^M \cdot A_{1-13,<1500}^{rd} + \gamma_{T(m)}^M \cdot A_{1-13,>1800}^{rd}}{100}, \text{ \%};$$

3) выход и зольность мелких отходов определяется по материальному и зольному балансам мелкого машинного класса

$$\gamma_O^M = \gamma'_{1-13} - \gamma_{\kappa}^M - \gamma_m^M, \text{ \%};$$

$$A_O^{dm} = \left(\gamma'_{1-13} \cdot A_{1-13}^{rd} - \gamma_{\kappa}^M \cdot A_{\kappa}^{dm} - \gamma_m^M \cdot A_m^{dm} \right) : \gamma_O^M, \text{ \%}.$$

Выход и зольность продуктов обогащения мелкого машинного класса с выделением двух продуктов:

1) выход и зольность мелкого концентрата

$$\gamma_{\kappa}^M = \gamma'_{1-13,<1500} + \gamma'_{1-13,1500-1800} - \frac{\gamma'_{1-13,>1800} \left(\gamma_{\Lambda(o)}^M + \gamma_{C(o)}^M \right)}{100} +$$

$$+ \frac{\left(\gamma'_{1-13,<1500} + \gamma'_{1-13,1500-1800} \right) \cdot \gamma_{T(\kappa)}^M}{100}, \text{ \%};$$

$$A_{\kappa}^{dm} = \left[\left(\gamma'_{1-13,<1500} - \frac{\gamma'_{1-13,>1800} \cdot \gamma_{\Lambda(o)}^M}{100} \right) \cdot A_{1-13,<1500}^{rd} + \right.$$

$$+ \left(\gamma'_{1-13,1500-1800} - \frac{\gamma'_{1-13,>1800} \cdot \gamma_{C(o)}^M}{100} \right) \cdot A_{1-13,1500-1800}^{rd} +$$

$$\left. + \frac{\left(\gamma'_{1-13,<1500} + \gamma'_{1-13,1500-1800} \right) \cdot \gamma_{T(\kappa)}^M \cdot A_{1-13,>1800}^{rd}}{100} \right] : \gamma_{\kappa}^M, \text{ \%};$$

2) выход и зольность мелких отходов определяется по материальному и зольному балансам мелкого машинного класса

$$\gamma_O^M = \gamma'_{1-13} - \gamma_{\kappa}^M, \text{ \%};$$

$$A_O^{dm} = \left(\gamma'_{1-13} \cdot A_{1-13}^{rd} - \gamma_{\kappa}^M \cdot A_{\kappa}^{dm} \right) : \gamma_O^M, \text{ \%}.$$

Выход и зольность продуктов обогащения шламовых продуктов нефлотационной крупности с выделением трех продуктов

выход и зольность концентрата МВС

$$\gamma_{\kappa}^{MBC} = \gamma'_{0,5-1, < 1500} - \frac{(\gamma_{\Lambda(m)}^{MBC} \cdot \gamma'_{0,5-1, 1500-1800} + \gamma_{\Lambda(o)}^{MBC} \cdot \gamma'_{0,5-1, > 1800})}{100} +$$

$$+ \frac{(\gamma_{C(\kappa)}^{MBC} + \gamma_{T(\kappa)}^{MBC}) \cdot \gamma'_{0,5-1, < 1500}}{100}, \text{ \%};$$

$$A_{\kappa}^{dMBC} = \frac{(100 - \gamma_{C(\kappa)}^{MBC} - \gamma_{T(\kappa)}^{MBC}) \cdot A_{0,5-1, < 1500}^{d} + \gamma_{C(\kappa)}^{MBC} \cdot A_{0,5-1, 1500-1800}^{d} +$$

$$+ \gamma_{T(\kappa)}^{MBC} \cdot A_{0,5-1, > 1800}^{d}}{100}, \text{ \%},$$

2) выход и зольность промпродукта МВС

$$\gamma_{nn}^{MBC} = \gamma'_{0,5-1, 1500-1800} - \frac{(\gamma_{C(\kappa)}^{MBC} \cdot \gamma'_{0,5-1, < 1500} + \gamma_{C(o)}^{MBC} \cdot \gamma'_{0,5-1, > 1800})}{100} +$$

$$+ \frac{(\gamma_{\Lambda(m)}^{MBC} + \gamma_{T(m)}^{MBC}) \cdot \gamma'_{0,5-1, 1500-1800}}{100}, \text{ \%};$$

$$A_{nn}^{dMBC} = \left[(100 - \gamma_{\Lambda(m)}^{MBC} - \gamma_{T(m)}^{MBC}) \cdot A_{0,5-1, 1500-1800}^{d} + \gamma_{\Lambda(m)}^{MBC} \cdot A_{0,5-1, < 1500}^{d} + \right.$$

$$\left. + \gamma_{T(m)}^{MBC} \cdot A_{0,5-1, > 1800}^{d} \right] : 100, \text{ \%}.$$

Выход и зольность отходов МВС определяется по материальному и зольному балансам машинного класса крупностью 0,5–1 мм

$$\gamma_O^{MBC} = \gamma'_{0,5-1} - \gamma_{\kappa}^{MBC} - \gamma_{nn}^{MBC}, \text{ \%};$$

$$A_O^{dMBC} = \left(\gamma'_{0,5-1} \cdot A_{0,5-1}^{d} - \gamma_{\kappa}^{MBC} \cdot A_{\kappa}^{dMBC} - \gamma_{nn}^{MBC} \cdot A_{nn}^{dMBC} \right) : \gamma_O^{MBC}, \text{ \%}.$$

Выход и зольность продуктов обогащения шламовых продуктов нефлотационной крупности с выделением двух продуктов

1) выход и 2) зольность концентрата МВС

$$\gamma_{\kappa}^{MBC} = \gamma'_{0,5-1,<1500} + \gamma'_{0,5-1,1500-1800} - \frac{\gamma'_{0,5-1,>1800} (\gamma_{\Lambda(o)}^{MBC} + \gamma_{C(o)}^{MBC})}{100} +$$

$$+ \frac{(\gamma'_{0,5-1,<1500} + \gamma'_{0,5-1,1500-1800}) \cdot \gamma_{T(\kappa)}^{MBC}}{100}, \%,$$

$$A_{\kappa}^{dMBC} = \left[\left(\gamma'_{0,5-1,<1500} - \frac{\gamma'_{0,5-1,>1800} \cdot \gamma_{\Lambda(o)}^{MBC}}{100} \right) \cdot A_{0,5-1,<1500}^{rd} + \right.$$

$$+ \left(\gamma'_{0,5-1,1500-1800} - \frac{\gamma'_{0,5-1,>1800} \cdot \gamma_{C(o)}^{MBC}}{100} \cdot A_{0,5-1,1500-1800}^{rd} \right) +$$

$$\left. + \frac{(\gamma'_{0,5-1,<1500} + \gamma'_{0,5-1,1500-1800}) \cdot \gamma_{T(\kappa)}^{MBC} \cdot A_{0,5-1,>1800}^{rd}}{100} \right] : \gamma_{\kappa}^{MBC}, \%,$$

2) выход и зольность отходов MBC определяется по материальному и зольному балансам машинного класса 0,5–1 мм

$$\gamma_O^{MBC} = \gamma'_{0,5-1} - \gamma_{\kappa}^{MBC}, \%,$$

$$A_O^{dMBC} = \left(\gamma'_{0,5-1} \cdot A_{0,5-1}^{rd} - \gamma_{\kappa}^{MBC} \cdot A_{\kappa}^{dMBC} \right) : \gamma_O^{MBC}, \%,$$

Недостатком этого метода оценки эффективности является то, что сравнение показателей, определяющих величину засорения посторонними фракциями продуктов обогащения аппаратов (в том числе работающего и контрольного), должно обязательно производиться при одинаковых условиях: плотности разделения, крупности угля, его обогатимости. Между тем в практических условиях всегда имеет место несоответствие фактических параметров контрольным. По этим причинам, например, действительная плотность разделения может существенно отличаться от контрольной в большую или меньшую сторону. Вследствие этого фактические засорения, естественно, не будут соответствовать контрольным, что не позволяет правильно характеризовать работу аппарата или процесса обогащения.

Однако, хотя контрольные цифры по засорению и являются условными, они служат ориентиром, отклонение от которого заставляет искать причины ухудшения работы и принимать меры к их устранению или определять эффективность работы агрегата при изменившихся условиях.

Основной недостаток метода расчета ожидаемых результатов обогащения по принятым нормам засорения их посторонними фракциями заключается в следующем. При расчете зольности продуктов обогащения принимается постоянная зольность одноименных фракций в исходном угле и в продуктах обогащения. Между тем в действительности зольность угольных, промежуточных и породных фракций в концентрате несколько ниже, чем в промпродукте и особенно в породе. Однако этот недостаток присущ всем методам оценки эффективности.

По этой причине расчетная зольность концентрата будет всегда несколько выше, а зольность промпродукта и породы ниже фактически получаемой.

1.5.2. Оценка эффективности по органическому выходу

Коэффициентом органического выхода или коэффициентом полезного действия обогатительной машины называют [75] отношение фактического выхода концентрата γ_k к теоретическому $\gamma_{k.t}$ при практической его зольности:

$$\eta = \frac{\gamma_k}{\gamma_{k.t}} 100, \% \quad (1.34)$$

Значения теоретического выхода концентрата определяются по кривой суммарных всплывших фракций исходного угля. По этому способу оценки эффективности обогащения невозможно рассчитать фракционный состав продуктов обогащения, которые будут получены в данном аппарате. Это, в свою очередь, не дает возможности определить, присутствуют ли в концентрате породные и промежуточные фракции или только промежуточные. Между тем это очень важно, особенно для концентратов, поступающих на коксование.

1.5.3. Оценка эффективности по кривым разделения Тромпа-Терра

В последние годы в практике углеобогащения для оценки точности работы обогатительных аппаратов и процесса обогащения в суспензии начали использовать величину вероятного отклонения E_{pm} , которая показывает среднее вероятное отклонение плотности посторонних фракций в продуктах обогащения от плотности разделения.

Значения E_{pm} определяются из кривых распределения или кривых дисперсий, которыми К. Тромп [76] предложил изображать результаты разделения исходного материала. В 1950 г. на Парижском конгрессе их стали называть кривыми разделения.

К. Тромп, а затем А. Терра [77] установили, что распределение фракций исходного угля между продуктами обогащения происходит с определенной статистической закономерностью, совпадающей с нормальным законом распределения – законом Гаусса.

Построение кривых разделения и определение значений производятся следующим образом.

Продукты обогащения сепараторов с тяжелой средой подвергаются фракционному анализу по плотностям 1,3; 1,4; 1,5; 1,6; 1,8; 2; 2,2 г/см³. Результаты анализа заносятся в таблицу. В качестве примера в табл. 1.24 приведены результаты фракционного анализа концентрата и породы, полученные в процессе обогащения.

Таблица 1.24

Фракционный состав продуктов обогащения и исходного

Плотность фракций δ , г/см ³	Концентрат		Порода		Эквивалентный исходный продукт (3 + 5)	Разделительные числа n , %	
	Выход фракций, % от					для кривой концентрата T_k (3:6) 100	для кривой породы T_n (5:6) 100
	концентрата	исходного $\gamma_n/100$	породы	исходного $\gamma_n/100$			
1	2	3	4	5	6	7	8
<1,3	58,53	50,09	0,0	0,0	50,09	100,0	0,0
1,3-1,4	24,34	20,83	0,0	0,0	20,83	100,0	0,0
1,4-1,5	5,87	5,02	0,0	0,0	5,02	100,0	0,0
1,5-1,6	2,65	2,27	0,0	0,0	2,27	100,0	0,0
1,6-1,8	4,47	3,83	0,77	0,11	3,94	97,21	2,79
1,8-2,0	2,13	1,82	5,29	0,76	2,58	70,54	29,46
2,0-2,2	1,17	1,0	13,25	1,91	2,91	34,36	65,64
>2,2	0,84	0,72	80,69	11,64	12,36	5,83	94,17
Итого	100,00	85,58	100,00	14,42	100,00	-	-

На основании данных расслоения продуктов обогащения (табл. 1.24, графы 3 и 5) подсчитывается эквивалентный исходный продукт (графа 6). Далее расчетным путем определяются разделительные числа (n) для концентрата (графа 7) и породы (графа 8).

Разделительные числа определяются как отношение количества отдельной фракции в продукте обогащения (в процентах от исходного) к количеству одноименной фракции в исходном угле.

Разделительные числа показывают, какая часть какой-либо фракции исходного угля попала в концентрат и породу:

$$n_k = \frac{\gamma_k}{\gamma_k^{исх}} 100, \%, \quad (1.35)$$

$$n_n = \frac{\gamma_n}{\gamma_n^{исх}} 100, \%, \quad (1.36)$$

$$n_k + n_n = 100\%, \%, \quad (1.37)$$

где n – разделительные числа для концентрата и породы; γ – содержание определенной фракции в продукте от исходного;

$$\gamma_k^{исх} \text{ и } \gamma_n^{исх}$$

содержание той же фракции в исходном, %.

Если теперь на оси абсцисс отложить в масштабе среднее значение плотности фракций, а на оси ординат – разделительные числа, то получим кривые разделения для концентрата T_k и породы T_n (рис. 1.27). Эти кривые симметричны и пересекаются в точке, ордината которой соответствует разделительному числу 50 %. Абсцисс точки пересечения соответствует плотности разделения.

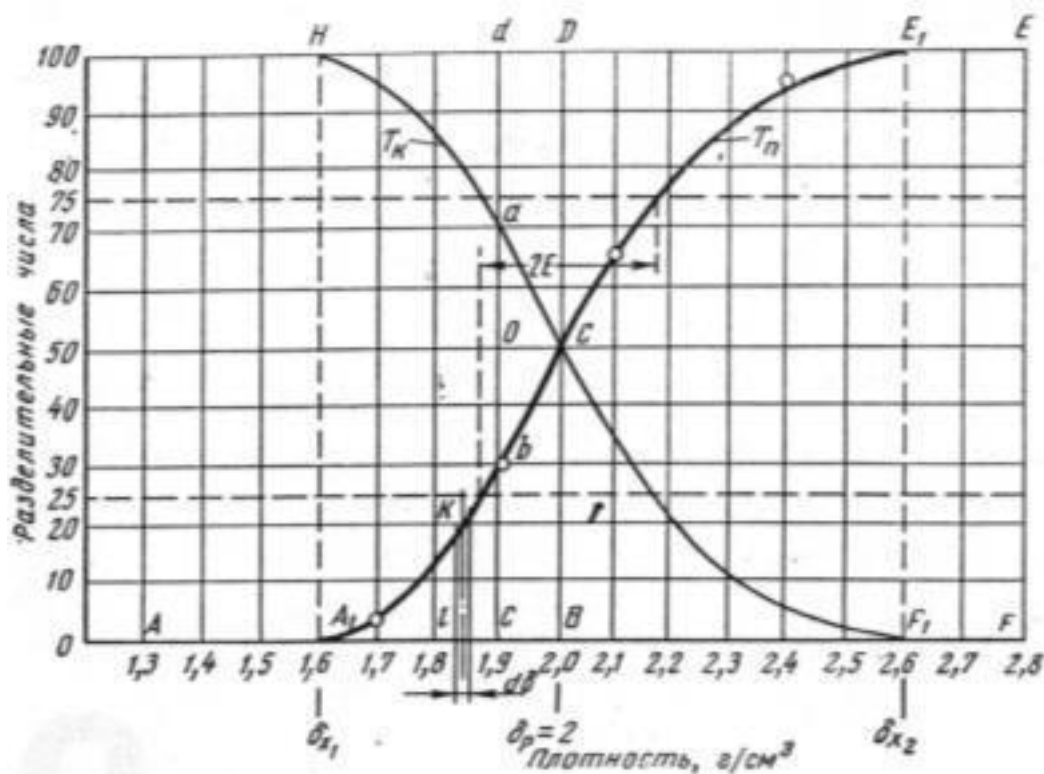


Рис. 1.27. Кривые разделения T_K и $T_П$

Таким образом, плотностью разделения по кривой разделения называется плотность, при которой соответствующая ему бесконечно малая фракция в практических условиях обогащения распределяется поровну между продуктами обогащения.

Из рис. 1.27 видно, что в данном случае плотность разделения δ_p равна 2 г/см^3 , т. е. 50 % фракции этой плотности перешло в концентрат, а 50 % – в породу.

Так как кривые разделения T_K и $T_П$ симметричны, то ординаты любой точки кривой T_K (или $T_П$) можно определить как разность 100 минус ордината точки кривой $T_П$ (или T_K) с той же абсциссой. Поэтому обычно принято графически изображать кривую разделения для тяжелого продукта: в случае разделения исходного угля на два продукта – кривую для породы, а при разделении на три продукта – для породы и для промпродукта. Ордината любой точки кривой разделения $T_П$ (или T_K) показывает, какая часть бесконечно малой фракции исходного угля, соответствующей этой ординате, перешла в породу (или промпродукт).

При разделении исходного угля на три продукта имеем две плотности разделения (отсечки) – высокую и низкую. Первая соответствует разделению исходного на породу и смесь концентрата с промпродуктом, а вторая – разделению этой смеси на концентрат и промпродукт. Расчет разделительных чисел для промпродукта (при разделении на концентрат и промпродукт) можно производить двумя способами. По первому способу за исходное принимается сумма отдельных фракций (к исходному), содержащихся в концентрате и промпродукте, без породы, выделенной при первом разделении.

Разделительные числа рассчитываются как частное от деления количества определенных фракций в промпродукте к суммарному количеству этих же фракций в концентрате и промпродукте.

В общем виде

$$n_M = \frac{\gamma_M}{\gamma_K + \gamma_M}, \quad (1.38)$$

где n_M – разделительные числа для промпродукта; γ_M – содержание определенных фракций в промпродукте от исходного; γ_K – содержание тех же фракций в концентрате от исходного.

Этот способ расчета принят в ФРГ.

По второму методу разделительные числа для промпродукта рассчитываются как частное от деления суммарного количества определенных фракций в промпродукте и породе к количеству этих же фракций в исходном угле:

$$n_{M,П} = \frac{\gamma_M + \gamma_{П}}{\gamma_K + \gamma_M + \gamma_{П}}, \quad (1.39)$$

Этот метод расчета принимается во Франции.

В табл. 1.25 и на рис. 1.28 приведены данные по разделению угля на три продукта, результаты расчета разделительных чисел и определения плотностей разделения по обоим способам. Из этих данных видно, что разница в значениях разделительных чисел по первому и второму методу и отклонения кривых являются незначительными, а плотность разделения между концентратом и промпродуктом остается постоянной. Теоретически первый метод расчета и построения кривой разделения второй отсечки является более правильным.

Таблица 1.25

Разделительные числа при разделении исходного угля на три продукта

Плотность фракций δ , г/см ³	Концентрат	Промпродукт	Порода	Исходный продукт т, I	Исходный продукт т, II	Разделительные числа n , %			
	Выход фракций, % от исходного					по I методу		по II методу	
	$\frac{\gamma_K}{100}$	$\frac{\gamma_M}{100}$	$\frac{\gamma_n}{100}$	(2+3+4)	(2+3)	порода T_p (4 : 5)100	промпродукт T_M (3 : 6)100	T_p (4 : 5)100	$\frac{T_{M,П} (3+4)}{5} 10$
	1	2	3	4	5	6	7	8	9
<1,3	50,09	0,00	0,00	50,09	50,09	0,00	0,00	0,00	0,00
1,3-1,4	20,83	0,00	0,00	20,83	20,83	0,00	0,00	0,00	0,00
1,4-1,5	4,66	0,36	0,00	5,02	5,02	0,00	7,17	0,00	7,17
1,5-1,6	1,22	1,05	0,00	2,27	2,27	0,00	46,26	0,00	46,26
1,6-1,8	0,67	3,16	0,11	3,94	3,83	2,79	82,91	2,79	83,10
1,8-2,0	0,05	1,77	0,76	2,58	1,82	29,46	97,25	29,46	98,20
2,0-2,2	0,00	1,00	1,91	2,91	1,00	65,64	100,00	65,64	100,00
>2,2	0,00	0,72	11,64	12,36	0,72	94,17	100,00	94,17	100,00
Итого	77,52	8,06	14,42	100,00	85,58	-	-	-	-

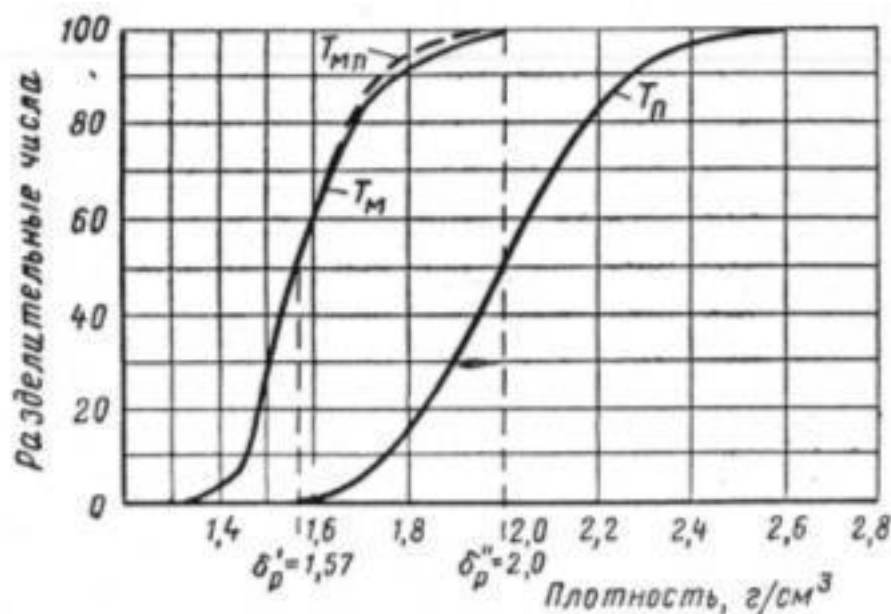


Рис. 1.28. Кривые разделения $T_{\text{п}}$, $T_{\text{м}}$; $T_{\text{м.п}}$

Вероятное отклонение кривой разделения определяется как полуразность между абсциссами (плотностями) точек кривой, соответствующими ординатам (разделительным числам) 25 и 75:

$$E_{pm} = \frac{\delta_{75} - \delta_{25}}{2}. \quad (1.40)$$

Вероятное отклонение измеряется в единицах плотности на абсциссе кривой разделения.

Для результатов разделения, изображенных на рис. 1.28. вероятное отклонение при $\delta''_p = 2,0 \text{ г/см}^3$

$$E_{pm} = \frac{2,18 - 1,87}{2} = 0,155. \quad (1.41)$$

Это означает, что среднее вероятное отклонение плотности посторонних фракций в продуктах обогащения от плотности разделения составляет 0,155 (или 155 кг/м^3). По законам вероятности максимальное отклонение плотности посторонних фракций от плотности разделения составляет

$$\pm 4E_{pm} = \pm 4 \cdot 0,155 = \pm 0,62, \text{ т. е. если } \delta_p = 2 \text{ см}^3 \text{ и } E_{pm} = 0,155,$$

то в концентрат могут попасть фракции с плотностью до $\delta_p + 4E_{pm} = 2 + 0,62 = 2,62 \text{ г/см}^3$, а в породу — фракции с плотностью до $\delta_p - 4E_{pm} = 2 - 0,62 = 1,38 \text{ г/см}^3$. В интервале от δ_p до $\delta_p + 4E_{pm}$ в продуктах обогащения будут и фракции с промежуточной плотностью.

Чем меньше среднее вероятное отклонение обогатительного аппарата, т. е. чем меньше среднее отклонение плотности посторонних фракций в продуктах обогащения от плотности разделения, тем лучше и точнее работает этот аппарат. Величина E_{pm} определяет угол наклона кривой разделения к вертикали: чем меньше E_{pm} тем меньше этот угол, и если $E_{pm} = 0$, то $\alpha =$

0 кривая разделения превращается в вертикальную линию, что свидетельствует об идеальном разделении угля.

Установлено, что величина вероятного отклонения в значительной степени зависит от крупности обогащаемого угля и от плотности разделения.

Данные, иллюстрирующие это положение, приведены в табл. 1.26 и 1.27 [75].

При обогащении угля одинаковой крупности среднее вероятное отклонение повышается по мере возрастания плотности разделения. Это увеличение незначительно для обогатительных машин с тяжелой средой и существенно для машин с водной средой. По этой причине для машин с водной средой оценка эффективности разделения производится не по E_{pm} как для аппаратов с тяжелой средой, а по безразмерному коэффициенту погрешности J :

$$J = \frac{E_{pm}}{\delta_p - 1}, \quad (1.42)$$

где δ_p – плотность разделения, г/см³.

Таблица 1.26

Значения для некоторых аппаратов

Тип машины	Фабрика (страна)	Крупность угля, мм	δ_p , г/см ³	E_{pm}
Сепаратор «Дрюбой»	«Россингтон» (Англия)	50-125	1,62	0,025
		75-125	1,62	0,023
Сепаратор «Барвойс»	«Примрос» (Англия)	25-200	1,44	0,04
		50-75	1,44	0,017
Сепаратор Тромпа	«Аскерн» (Англия)	25-200	1,400	0,015
		25-200	1,815	0,050

Таблица 1.27

Значения для аппаратов с тяжелой суспензией

Крупность обогащаемого угля, мм	Плотность разделения, г/см ³			
	1,3	1,5	1,7	1,9
+80	0,015-0,020	0,018-0,024	0,021-0,028	0,024-0,032
50-80	0,018-0,024	0,021-0,028	0,024-0,032	0,027-0,036
25-50	0,024-0,032	0,027-0,036	0,030-0,040	0,033-0,044
10-25	0,036-0,048	0,039-0,052	0,042-0,056	0,04500,060

Этот коэффициент позволяет судить о точности работы обогатительной машины независимо от плотности разделения.

Многие исследователи, так же как и авторы метода оценки эффективности разделения по E_{pm} считают, что для одной и той же обогатительной машины этот показатель и форма кривой не зависят от обогатимости угля и, следовательно, для угля одной и той же крупности полностью характеризуют работу данного аппарата.

Однако получение одинаковых значений показателя E_{pm} для углей различной обогатимости (различного фракционного состава) не означает, что количество элементарной посто-

ронней фракции и общее их количество в полученных продуктах обогащения является также постоянным.

Количество посторонних фракций для угля одинаковой крупности при постоянном значении показателя E_{pm} будет выше в тех продуктах обогащения, где больше содержание этих фракций в исходном угле.

По полученным данным видно, что количество посторонних фракций в продуктах обогащения больше там, где выше количество смежных с плотностью разделения фракций в исходном угле.

Это и понятно, так как показатель E_{pm} определяет, в каком соотношении (в процентах от исходного угля) каждая фракция исходного угля, поступающего в аппарат, распределилась между продуктами обогащения. А поскольку весовые количества одноименных фракций в исходных углях могут быть различны, то при одном и том же значении вероятности разделения (распределения) весовые количества их в продуктах обогащения будут также различны.

По значениям E_{pm} можно оценить эффективность работы аппаратов, но нельзя судить о качестве продуктов обогащения. Для этого необходимо произвести соответствующие расчеты.

Определение ожидаемых результатов обогащения по показателю E_{pm}

Рассчитывать ожидаемые показатели обогащения (выход, зольность) по известным фракционному составу исходного угля и показателю E_{pm} для данного аппарата можно тремя способами: по методу октилей, аналитическому и графическому.

Рассмотрим из них лишь второй, как наиболее простой и удобный для пользования.

Для выполнения расчетов с помощью E_{pm} необходим подробный фракционный состав машинного класса (табл. 1.28). Извлечение фракций в продукты обогащения определяют по табличным значениям функции Гаусса (табл. 1.29).

Таблица 1.28

Подробный фракционный состав машинного класса

Плотность фракций, кг/м ³	Машинный класс +13 мм	
	Выход γ , %	Зольность A^d , %
<1300	7,84	4,7
1300-1400	4,78	7,4
1400-1500	1,91	13,5
1500-1600	0,85	18,5
1600-1700	0,96	30,04
1700-1800	1,01	40,26
1800-1900	0,34	48,68
1900-2000	0,39	53,96
2000-2100	0,44	62,27
2100-2200	0,51	67,73
>2200	18,52	89,25
Итого	37,55	51,57

Таблица 1.29

Таблица Гаусса

x (в единицах σ)	$F(x)$	x (в единицах σ)	$F(x)$	x (в единицах σ)	$F(x)$
-3,60	0,000159	-3,13	0,000875	-2,66	0,003907
-3,59	0,000165	-3,12	0,000906	-2,65	0,001025
-3,58	0,000171	-3,11	0,000936	-2,64	0,001146
-3,57	0,000178	-3,10	0,000968	-2,63	0,004270
-3,56	0,000185	-3,09	0,001001	-2,62	0,004397
-3,55	0,000192	-3,08	0,001035	-2,61	0,001527
-3,54	0,000200	-3,07	0,001070	-2,60	0,001661
-3,53	0,000208	-3,06	0,001106	-2,59	0,001799
-3,52	0,000216	-3,05	0,001144	-2,58	0,004944
-3,51	0,000224	-3,04	0,001184	-2,57	0,005086
-3,50	0,000233	-3,03	0,001224	-2,56	0,005235
-3,49	0,000242	-3,02	0,001265	-2,55	0,005387
-3,48	0,000251	-3,01	0,001307	-2,54	0,005543
-3,47	0,000260	-3,00	0,001350	-2,53	0,005703
-3,46	0,000270	-2,99	0,001394	-2,52	0,005868
-3,45	0,000280	-2,98	0,001440	-2,51	0,006037
-3,44	0,000291	-2,97	0,001488	-2,50	0,006210
-3,43	0,000302	-2,96	0,001538	-2,49	0,006387
-3,42	0,000313	-2,95	0,001589	-2,48	0,006570
-3,41	0,000325	-2,94	0,001641	-2,47	0,006756
-3,40	0,000337	-2,93	0,001695	-2,46	0,006917
-3,39	0,000350	-2,92	0,001750	-2,45	0,007143
-3,38	0,000363	-2,91	0,001807	-2,44	0,007344
-3,37	0,000376	-2,90	0,001866	-2,43	0,007550
-3,36	0,000390	-2,89	0,001926	-2,42	0,007761
-3,35	0,000404	-2,88	0,001988	-2,41	0,007977
-3,34	0,000418	-2,87	0,002052	-2,40	0,008198
-3,33	0,000433	-2,86	0,002118	-2,39	0,008424
-3,32	0,000449	-2,85	0,002186	-2,38	0,008656
-3,31	0,000466	-2,84	0,002256	-2,37	0,008894
-3,30	0,000483	-2,83	0,002328	-2,36	0,009138
-3,29	0,000501	-2,82	0,002401	-2,35	0,009387
-3,28	0,000519	-2,81	0,002477	-2,34	0,009642
-3,27	0,000538	-2,80	0,002555	-2,33	0,009903
-3,26	0,000557	-2,79	0,002635	-2,32	0,010170
-3,25	0,000577	-2,78	0,002717	-2,31	0,010444
-3,24	0,000597	-2,77	0,002802	-2,30	0,010721
-3,23	0,000618	-2,76	0,002890	-2,29	0,011010
-3,22	0,000640	-2,75	0,002980	-2,28	0,011303
-3,21	0,000663	-2,74	0,003072	-2,27	0,011603
-3,20	0,000687	-2,73	0,003167	-2,26	0,011910
-3,19	0,000712	-2,72	0,003265	-2,25	0,012224
-3,18	0,000737	-2,71	0,003365	-2,24	0,012545
-3,17	0,000763	-2,70	0,003467	-2,23	0,012873
-3,16	0,000790	-2,69	0,003572	-2,22	0,013209
-3,15	0,000818	-2,68	0,003680	-2,21	0,013552
-3,14	0,000846	-2,67	0,003792	-2,20	0,013903

Продолжение таблицы 1.29

x (в единицах σ)	$F(x)$	x (в единицах σ)	$F(x)$	x (в единицах σ)	$F(x)$
-2,19	0,014261	-1,66	0,048458	-1,13	0,129237
-2,18	0,014627	-1,65	0,049472	-1,12	0,131356
-2,17	0,015002	-1,64	0,050503	-1,11	0,133499
-2,16	0,015386	-1,63	0,051551	-1,10	0,135666
-2,15	0,015778	-1,62	0,052616	-1,09	0,137857
-2,14	0,016178	-1,61	0,053699	-1,08	0,140071
-2,13	0,016586	-1,60	0,054799	-1,07	0,142309
-2,12	0,017003	-1,59	0,055917	-1,06	0,144572
-2,11	0,017429	-1,58	0,057053	-1,05	0,146859
-2,10	0,017864	-1,57	0,058207	-1,04	0,149170
-2,09	0,018308	-1,56	0,059380	-1,03	0,151505
-2,08	0,018762	-1,55	0,060571	-1,02	0,153864
-2,07	0,019226	-1,54	0,061780	-1,01	0,156248
-2,06	0,019699	-1,53	0,063008	-1,00	0,158656
-2,05	0,020182	-1,52	0,064255	-0,99	0,161088
-2,04	0,020675	-1,51	0,065521	-0,98	0,163544
-2,03	0,021178	-1,50	0,066807	-0,97	0,166024
-2,02	0,021691	-1,49	0,068112	-0,96	0,168528
-2,01	0,022215	-1,48	0,069437	-0,95	0,171056
-2,00	0,022750	-1,47	0,070781	-0,94	0,173608
-1,99	0,023296	-1,46	0,072145	-0,93	0,176185
-1,98	0,023852	-1,45	0,073529	-0,92	0,178786
-1,97	0,024419	-1,44	0,074934	-0,91	0,181411
-1,96	0,024998	-1,43	0,076359	-0,90	0,184060
-1,95	0,025588	-1,42	0,077804	-0,89	0,185733
-1,94	0,026189	-1,41	0,079270	-0,88	0,189430
-1,93	0,026802	-1,40	0,080757	-0,87	0,192151
-1,92	0,027428	-1,39	0,082265	-0,86	0,194895
-1,91	0,028066	-1,38	0,083793	-0,85	0,197663
-1,90	0,028716	-1,37	0,085342	-0,84	0,200454
-1,89	0,029378	-1,36	0,086913	-0,83	0,203269
-1,88	0,030053	-1,35	0,088506	-0,82	0,206108
-1,87	0,030741	-1,34	0,090121	-0,81	0,208970
-1,86	0,031442	-1,33	0,091758	-0,80	0,211855
-1,85	0,032156	-1,32	0,093417	-0,79	0,214763
-1,84	0,032884	-1,31	0,095098	-0,78	0,217694
-1,83	0,033625	-1,30	0,096801	-0,77	0,220648
-1,82	0,034379	-1,29	0,098526	-0,76	0,223626
-1,81	0,035147	-1,28	0,100273	-0,75	0,226627
-1,80	0,035939	-1,27	0,102042	-0,74	0,229650
-1,79	0,036725	-1,26	0,103834	-0,73	0,232695
-1,78	0,037536	-1,25	0,105649	-0,72	0,235762
-1,77	0,038362	-1,24	0,107487	-0,71	0,238852
-1,76	0,039203	-1,23	0,109348	-0,70	0,241964
-1,75	0,040059	-1,22	0,111232	-0,69	0,245097
-1,74	0,040930	-1,21	0,113139	-0,68	0,248252
-1,73	0,041816	-1,20	0,115069	-0,67	0,251429
-1,72	0,042717	-1,19	0,117023	-0,66	0,254627
-1,71	0,043633	-1,18	0,119000	-0,65	0,257846
-1,70	0,044565	-1,17	0,121000	-0,64	0,261086
-1,69	0,045513	-1,16	0,123024	-0,63	0,264347
-1,68	0,046478	-1,15	0,125071	-0,62	0,267629
-1,67	0,047460	-1,14	0,127142	-0,61	0,270931

Продолжение таблицы 1.29

x (в единицах σ)	$F(x)$	x (в единицах σ)	$F(x)$	x (в единицах σ)	$F(x)$
-0,60	0,274253	-0,06	0,476078	0,48	0,684386
-0,59	0,277595	-0,05	0,480062	0,49	0,687932
-0,58	0,280957	-0,04	0,484047	0,50	0,691461
-0,57	0,284339	-0,03	0,488034	0,51	0,694973
-0,56	0,287740	-0,02	0,492022	0,52	0,698467
-0,55	0,291160	-0,01	0,496011	0,53	0,701943
-0,54	0,291599	0,00	0,500000	0,54	0,705401
-0,53	0,298057	0,01	0,503989	0,55	0,708840
-0,52	0,301533	0,02	0,507978	0,56	0,712260
-0,51	0,305027	0,03	0,511966	0,57	0,715661
-0,50	0,308539	0,04	0,515953	0,58	0,719043
-0,49	0,312068	0,05	0,519938	0,59	0,722405
-0,48	0,315614	0,06	0,523922	0,60	0,725747
-0,47	0,319177	0,07	0,527903	0,61	0,729069
-0,46	0,322757	0,08	0,531881	0,62	0,732371
-0,45	0,326354	0,09	0,535856	0,63	0,735653
-0,44	0,329968	0,10	0,539828	0,64	0,738914
-0,43	0,333598	0,11	0,543796	0,65	0,742154
-0,42	0,337243	0,12	0,547759	0,66	0,745373
-0,41	0,340903	0,13	0,551717	0,67	0,748571
-0,40	0,344578	0,14	0,555670	0,68	0,751748
-0,39	0,348268	0,15	0,559617	0,69	0,754903
-0,38	0,351972	0,16	0,563559	0,70	0,758036
-0,37	0,355690	0,17	0,567495	0,71	0,761148
-0,36	0,359422	0,18	0,571424	0,72	0,764238
-0,35	0,363168	0,19	0,575346	0,73	0,767305
-0,34	0,366927	0,20	0,579260	0,74	0,770350
-0,33	0,370699	0,21	0,583167	0,75	0,773373
-0,32	0,374484	0,22	0,587066	0,76	0,776374
-0,31	0,378280	0,23	0,590956	0,77	0,779352
-0,30	0,382088	0,24	0,594836	0,78	0,782306
-0,29	0,385908	0,25	0,598706	0,79	0,785237
-0,28	0,389739	0,26	0,602567	0,80	0,788145
-0,27	0,393581	0,27	0,606419	0,81	0,791030
-0,26	0,397433	0,28	0,610261	0,82	0,793892
-0,25	0,401294	0,29	0,614092	0,83	0,796731
-0,24	0,405164	0,30	0,617912	0,84	0,796546
-0,23	0,409044	0,31	0,621720	0,85	0,802337
-0,22	0,412934	0,32	0,625516	0,86	0,805105
-0,21	0,416833	0,33	0,629301	0,87	0,807849
-0,20	0,420740	0,34	0,633073	0,88	0,810570
-0,19	0,424654	0,35	0,636832	0,89	0,813267
-0,18	0,428576	0,36	0,640578	0,90	0,815960
-0,17	0,432505	0,37	0,644310	0,91	0,818589
-0,16	0,436441	0,38	0,648028	0,92	0,821214
-0,15	0,440383	0,39	0,651732	0,93	0,823815
-0,14	0,444330	0,40	0,655422	0,94	0,826392
-0,13	0,448283	0,41	0,659097	0,95	0,828944
-0,12	0,452241	0,42	0,662757	0,96	0,831472
-0,11	0,456204	0,43	0,666102	0,97	0,833976
-0,10	0,460172	0,44	0,670032	0,98	0,836456
-0,09	0,464144	0,45	0,673646	0,99	0,838912
-0,08	0,468119	0,46	0,677243	1,00	0,841344
-0,07	0,472097	0,47	0,680823	1,01	0,843752

Продолжение таблицы 1.29

x (в единицах σ)	$F(x)$	x (в единицах σ)	$F(x)$	x (в единицах σ)	$F(x)$
1,02	0,846136	1,56	0,940620	2,10	0,982136
1,03	0,848495	1,57	0,941793	2,11	0,982571
1,04	0,850830	1,58	0,942947	2,12	0,982997
1,05	0,853141	1,59	0,944083	2,13	0,983414
1,06	0,855428	1,60	0,945201	2,14	0,983822
1,07	0,857691	1,61	0,946301	2,15	0,984222
1,08	0,859929	1,62	0,947384	2,16	0,984614
1,09	0,862143	1,63	0,948449	2,17	0,984998
1,10	0,864334	1,64	0,949497	2,18	0,985373
1,11	0,866501	1,65	0,950528	2,19	0,985739
1,12	0,868644	1,66	0,951542	2,20	0,986097
1,13	0,870763	1,67	0,952540	2,21	0,986448
1,14	0,872858	1,68	0,953522	2,22	0,986791
1,15	0,874929	1,69	0,954487	2,23	0,987127
1,16	0,876976	1,70	0,955435	2,24	0,987455
1,17	0,879000	1,71	0,956367	2,25	0,987776
1,18	0,881000	1,72	0,957283	2,26	0,988090
1,19	0,882977	1,73	0,958184	2,27	0,988397
1,20	0,884931	1,74	0,959070	2,28	0,988697
1,21	0,886861	1,75	0,959941	2,29	0,988990
1,22	0,888768	1,76	0,960797	2,30	0,989276
1,23	0,890652	1,77	0,961638	2,31	0,989556
1,24	0,892513	1,78	0,962464	2,32	0,989830
1,25	0,894351	1,79	0,963275	2,33	0,990097
1,26	0,896166	1,80	0,964071	2,34	0,990358
1,27	0,897958	1,81	0,964853	2,35	0,990613
1,28	0,899727	1,82	0,965621	2,36	0,990862
1,29	0,901474	1,83	0,966375	2,37	0,991106
1,30	0,903199	1,84	0,967116	2,38	0,991344
1,31	0,904902	1,85	0,967844	2,39	0,991576
1,32	0,906583	1,86	0,968558	2,40	0,991802
1,33	0,908242	1,87	0,969259	2,41	0,992023
1,34	0,909879	1,88	0,969947	2,42	0,992239
1,35	0,911494	1,89	0,970622	2,43	0,992450
1,36	0,913087	1,90	0,971284	2,44	0,992656
1,37	0,914658	1,91	0,971934	2,45	0,992857
1,38	0,916207	1,92	0,972572	2,46	0,993053
1,39	0,917735	1,93	0,973198	2,47	0,993244
1,40	0,919243	1,94	0,973811	2,48	0,993430
1,41	0,920730	1,95	0,974412	2,49	0,993613
1,42	0,922196	1,96	0,975002	2,50	0,993790
1,43	0,923641	1,97	0,975581	2,51	0,993963
1,44	0,925066	1,98	0,976148	2,52	0,994132
1,45	0,926471	1,99	0,976704	2,53	0,994297
1,46	0,927855	2,00	0,977250	2,54	0,994457
1,47	0,929219	2,01	0,977785	2,55	0,994613
1,48	0,930563	2,02	0,978309	2,56	0,994765
1,49	0,931888	2,03	0,978822	2,57	0,994914
1,50	0,933193	2,04	0,979325	2,58	0,995059
1,51	0,934479	2,05	0,979818	2,59	0,995201
1,52	0,935745	2,06	0,980301	2,60	0,995339
1,53	0,936992	2,07	0,980774	2,61	0,995473
1,54	0,938220	2,08	0,981238	2,62	0,995603
1,55	0,939429	2,09	0,981692	2,63	0,995730

Продолжение таблицы 1.29

x (в единицах σ)	$F(x)$	x (в единицах σ)	$F(x)$	x (в единицах σ)	$F(x)$
2,64	0,995854	2,97	0,998512	3,30	0,999517
2,65	0,995975	2,98	0,998560	3,31	0,999534
2,66	0,996098	2,99	0,998606	3,32	0,999551
2,67	0,996208	3,00	0,998650	3,33	0,999567
2,68	0,996320	3,01	0,998693	3,34	0,999582
2,69	0,996428	3,02	0,998735	3,35	0,999596
2,70	0,996533	3,03	0,998776	3,36	0,999610
2,71	0,996635	3,04	0,998916	3,37	0,999624
2,72	0,996735	3,05	0,998856	3,38	0,999637
2,73	0,996833	3,06	0,998894	3,39	0,999650
2,74	0,996928	3,07	0,998930	3,40	0,999663
2,75	0,997020	3,08	0,998965	3,41	0,999675
2,76	0,997110	3,09	0,998999	3,42	0,999687
2,77	0,997198	3,10	0,999032	3,43	0,999698
2,78	0,997283	3,11	0,999064	3,44	0,999709
2,79	0,997365	3,12	0,999095	3,45	0,999720
2,80	0,997445	3,13	0,999125	3,46	0,999730
2,81	0,997523	3,14	0,999154	3,47	0,999740
2,82	0,997599	3,15	0,999182	3,48	0,999749
2,83	0,997672	3,16	0,999210	3,49	0,999758
2,84	0,997744	3,17	0,999237	3,50	0,999767
2,85	0,997814	3,18	0,999263	3,51	0,999776
2,86	0,997882	3,19	0,999288	3,52	0,999784
2,87	0,997948	3,20	0,999313	3,53	0,999792
2,88	0,998012	3,21	0,999337	3,54	0,999800
2,89	0,998074	3,22	0,999360	3,55	0,999808
2,90	0,998134	3,23	0,999382	3,56	0,999815
2,91	0,998193	3,24	0,999403	3,57	0,999822
2,92	0,998250	3,25	0,999423	3,58	0,999829
2,93	0,998305	3,26	0,999443	3,59	0,999835
2,94	0,998359	3,27	0,999462	3,60	0,999841
2,95	0,998411	3,28	0,999481		
2,96	0,998462	3,29	0,999499		

Определим в качестве примера ожидаемые показатели обогащения угля марки «Г» крупностью +13 мм в сепараторах с магнетитовой суспензией с выделением трех продуктов: концентрата, промпродукта и отходов. Плотность разделения в первой стадии 1500 кг/м³ (сепаратор СКВ-32), во второй – 1800 кг/м³ (сепаратор СКВ-20).

Величину значений E_{pm} задают или определяют в зависимости от плотности по уравнениям приведенным в табл. 1.30 [78].

Таблица 1.30
Значения E_{pm}

Оборудование	Крупность машинного класса, мм	Плотность разделения	
		$\delta_p \geq 1500$	$1500 < \delta_p \leq 1800$
Тяжелосредние сепараторы	+13	$E_{pm} = 0,020 \delta_p + 20, \text{ кг/м}^3$	$E_{pm} = 0,022 \delta_p + 20, \text{ кг/м}^3$
Отсадочные машины	1-13	$E_{pm} = 0,2 (\delta_p - 1000), \text{ кг/м}^3$	$E_{pm} = 0,4 (\delta_p - 1000), \text{ кг/м}^3$
Винтовые сепараторы	0,5-1(3)	$E_{pm} = 0,24 (\delta_p - 1000) + 50, \text{ кг/м}^3$	$E_{pm} = 0,26 (\delta_p - 1000) + 50, \text{ кг/м}^3$
Тяжелосредние гидроциклоны: двухпродуктовый трехпродуктовый	0,5-13(25) 0,5-13(25)	$E_{pm} = 0,03 \delta_p - 15, \text{ кг/м}^3$ $E_{pm} = 0,04 \delta_p - 10, \text{ кг/м}^3$	$E_{pm} = 0,045 \delta_p - 15, \text{ кг/м}^3$

Определяем E_{pm} для тяжелосреднего обогащения в сепараторах:

при плотности $\delta_p = 1500 \text{ кг/м}^3$

$$E_{pm} = 0,020 \delta_p + 20 = 0,020 \cdot 1500 + 20 = 50 \text{ кг/м}^3;$$

при плотности $\delta_p = 1800 \text{ кг/м}^3$

$$E_{pm} = 0,022 \delta_p + 20 = 0,022 \cdot 1800 + 20 = 70 \text{ кг/м}^3.$$

Расчет продуктов обогащения машинного класса +13 мм приведен в табл.1.31 и 1.32.

Таблица 1.31

Ожидаемый практический баланс продуктов обогащения угля класса >13 мм в сепараторе СКВ-32 при $\delta_p = 1500 \text{ кг/м}^3$ и $E_{pm} = 50 \text{ кг/м}^3$

Плотность фракций, кг/м ³	Исходный		Средняя плотность $\delta_{cp}, \text{ кг/м}^3$	$\delta_p - \delta_{cp}, \text{ кг/м}^3$	$x = \frac{\delta_p - \delta_{cp}}{E_{pm}} \times 0,6744$	Извлечение в концентрат (Табл. F(x))	Концентрат		Микст	
	Выход, %	Зольность, %					Содержание фракции, %	Зольность, %	Содержание фракции, %	Зольность, %
1270*-1300	7,84	4,7	1285	215	2,90	99,81	7,82	4,7	0,02	4,7
1300-1400	4,78	7,4	1350	150	2,02	97,83	4,68	7,4	0,10	7,4
1400-1500	1,91	13,5	1450	50	0,67	74,86	1,43	13,5	0,48	13,5
1500-1600	0,85	18,5	1550	-50	-0,67	25,14	0,21	18,5	0,64	18,5
1600-1700	0,96	30,04	1650	-150	-2,02	2,17	0,02	30,04	0,94	30,04
1700-1800	1,01	40,26	1750	-250	-3,37	0,04	0	40,26	1,01	40,26
1800-1900	0,34	48,68	1850	-350	-4,72	0	0	48,68	0,34	48,68
1900-2000	0,39	55,96	1950	-450	-6,07	0	0	55,96	0,39	55,96
2000-2100	0,44	62,27	2050	-550		0	0	62,27	0,44	62,27
2100-2200	0,51	67,73	2150	-650		0	0	67,73	0,51	67,73
2200-2700**	18,52	89,25	2450	-950		0	0	89,25	18,52	89,25
Итого	37,55	51,57					14,16	6,72	23,39	78,82
Обозначение	γ_m	A_m^d					γ_k	A_r^d	γ_m	A_m^d

* – действительная плотность органической массы угля марки «Г», кг/м³;

** – условно принятая действительная плотность минеральных примесей, содержащихся в углях, кг/м³;

*** – табличные данные (табл. 1.29).

Недостатки метода оценки эффективности обогащения по вероятному отклонению

В основу расчета ожидаемых значений качественно-количественных показателей продуктов обогащения по этому методу принимаются характерные числа. Построенная по этим числам кривая разделения в анаморфозном масштабе представляет прямую линию. В действительности, т. е. при построении кривых по данным, полученным в результате отбора проб с промышленных аппаратов, они не являются прямолинейными. Деформации или искривления, как правило, имеются на концах прямой.

Эти искривления показывают, что на обогатительном аппарате получены продукты с содержанием посторонних фракций, превышающим количество, определяемое величиной вероятного отклонения E_{pm} .

Таблица 1.32

Ожидаемый практический баланс продуктов обогащения угля класса >13 мм в сепараторе СКВ-20 при $\delta_p = 1800 \text{ кг/м}^3$ и $E_{pm} = 70 \text{ кг/м}^3$

Плотность фракций, кг/м^3	Исходный (микст)		Средняя плотность δ_{cp} , кг/м^3	$\delta_p - \delta_{cp}$, кг/м^3	$x = \frac{\delta_p - \delta_{cp}}{E_{pm}} \times 0,6744$	Извлечение в породу (Табл. F(x))	Порода		Промпродукт	
	Выход, %	Зольность, %					Содержание фракций, %	Зольность, %	Содержание фракций, %	Зольность, %
1270*-1300	0,02	4,7	1285	-515	-4,96	0	0	4,7	0,02	4,7
1300-1400	0,10	7,4	1350	-450	-4,33	0	0	7,4	0,10	7,4
1400-1500	0,48	13,5	1450	-350	-3,37	0,04	0	13,5	0,48	13,5
1500-1600	0,64	18,5	1550	-250	-2,41	0,80	0,01	18,5	0,63	18,5
1600-1700	0,94	30,04	1650	-150	-1,44	7,49	0,07	30,04	0,87	30,04
1700-1800	1,01	40,26	1750	-50	-0,48	31,56	0,32	40,26	0,69	40,26
1800-1900	0,34	48,68	1850	50	0,48	68,44	0,23	48,68	0,11	48,68
1900-2000	0,39	55,96	1950	150	1,44	92,51	0,36	55,96	0,03	55,96
2000-2100	0,44	62,27	2050	250	2,41	99,20	0,44	62,27	0	62,27
2100-2200	0,51	67,73	2150	350	3,37	99,96	0,51	67,73	0	67,73
2200-2700**	18,52	89,25	2450	650	6,26	100	18,52	89,25	0	89,25
Итого	23,39	78,82					20,46	86,09	2,93	27,27
Обозначение	γ_m	A_m^d					$\gamma_{пор.}$	$A_{пор.}^d$	γ_{nn}	A_{nn}^d

* – действительная плотность органической массы угля марки «Г», кг/м^3 ;

** – условно принятая действительная плотность минеральных примесей, содержащихся в углях, кг/м^3 ;

*** – табличные данные (табл. 1.29).

Эти засорения, вызывающие отклонения от прямой линии, могут произойти в результате механических дефектов в обогатительном аппарате, в результате плохой его регулировки, перегрузки по одному из продуктов.

Таким образом, определенный по значению E_{pm} и фракционному составу исходного угля фракционный состав продуктов обогащения может часто не соответствовать практическому, получаемому в процессе обогащения. Прямолинейная анаморфозная кривая, построенная по какому-либо значению E_{pm} определяет границы «теоретического» обогащения для данного аппарата. Фактически в продуктах обогащения могут присутствовать фракции плотностью более, чем $4 E_{pm}$.

Другим недостатком метода оценки эффективности разделения по E_{pm} является следующий. Установлено, что для одного и того же обогатительного аппарата величина E_{pm} уменьшается при снижении плотности разделения. Это говорит о том, что результаты обогащения при разделении по низкой плотности должны быть лучше, чем при высокой. В действительности из практических данных следует, что результаты обогащения в аппарате при высокой плотности разделения более близки к теоретическим, чем при низкой.

Рассеяние фракций в аппарате всегда меньше при низких плотностях разделения, чем при более высоких. В то же время количество посторонних фракций в продуктах обогащения, полученных при высокой плотности разделения, даже при большем значении E_{pm} может быть меньшим, чем в случае низкой плотности разделения. Причиной этого является значительно меньшее содержание в исходном угле фракций повышенной плотности по сравнению с областью пониженной плотности. Следовательно, при одном и том же значении E_{pm} , т. е. при одинаковых числах разделения, содержание посторонних фракций в продуктах обогащения тем выше, чем выше их содержание в исходном угле. Это может быть при пониженной плотности разделения для одного и того же угля или при одинаковой плотности для того угля, где содержание смежных с плотностью разделения фракций выше.

Таким образом, по значениям E_{pm} можно оценить точность работы аппарата только величиной рассеяния или диапазоном посторонних фракций, попавших в продукты обогащения, но нельзя судить о качестве продуктов обогащения с точки зрения количества в них посторонних фракций. Последнее же не согласуется с изменением значений E_{pm} . Следует также иметь в виду, что этот способ определения показателей обогащения требует подробного фракционного состава продуктов обогащения.

1.5.4. Оценка эффективности энтропийным методом

Любая многокомпонентная смесь может быть охарактеризована степенью неопределенности. Возьмем, например, двухкомпонентную механическую смесь из черных зерен угля и белых зерен кварца. Точность предсказания результата извлечения какого-то числа зерен из этой смеси зависит от ее состава. Если бы исходный продукт состоял только из зерен черного цвета, то предсказание состава извлечения будет точным. В этом случае неопределенности системы нет (она равна нулю). По мере изменения состава смеси, например, уменьшения доли черных зерен до 50 % при соответственном увеличении белых, предсказать, какое зерно мы возьмем из смеси, будет труднее, т. е. неопределенность или неупорядоченность системы возрастает. Максимального значения неопределенность достигает в том случае, когда доли каждого компонента смеси равны.

Если процесс обогащения угля рассматривать как разделение смеси двух или более компонентов, то очевидно, что исходный уголь имеет свою степень неопределенности, а продукты обогащения – другую, значительно меньшую. Чем чище продукт, тем ближе неопределенность его к нулю.

Для количественной оценки неупорядоченности системы или смеси Украиниуголеобогащение [79] предложено использовать функцию энтропии, так как из теории информации известно, что она лучше всего удовлетворяет условиям:

энтропия имеет максимальное значение при одинаковом участии компонентов в смеси и равна нулю, если смесь состоит из одного компонента;

энтропия смеси равна сумме энтропий каждой ее составной части.

В общем виде энтропия, являющаяся мерой неупорядоченности системы, выражается как

$$H = -\sum_{i=1}^n P_i \log P_i, \text{ при } \sum_{i=1}^n P_i = 1, \quad (1.43)$$

где n – число компонентов; P_i – доля i -го компонента.

При двухкомпонентной смеси энтропия

$$H = -[P_1 \log P_1 + P_2 \log P_2] = -[P_1 \log P_1 + (1 - P_1) \log (1 - P_1)], \quad (1.44)$$

где P_1 и P_2 – доля первого и второго компонентов.

Логарифмы берутся при основании, равном 2, а единицу энтропии называют двоичной единицей, или бит.

При $P = 0$ и $P = 1$ $H \rightarrow 0$, а при $P_1 = P_2 = 1/2$ $H = H_{\max} = 1$ бит, т. е. равна одной единице неопределенности (энтропии).

Предложенная формула для определения энтропийной эффективности имеет вид

$$\eta_s = 1 - \frac{\sum_{i=1}^n \gamma_i H_i}{H_u}, \quad (1.45)$$

где γ_i – выхода продуктов; H_i – энтропия продуктов; H_u – энтропия исходного.

Эффективная энтропия выражается в долях единицы или процентах: $\eta_s = 0$ (0 %) при $H_i = H_u$ т. е. разделения нет; $\eta_s = 1$ (100 %) при $H_i = 0$ т. е. разделение идеальное.

Функции $H = -P \log_2 P$ и $H = -P_1 \log_2 P_1 + [(1 - P_1) \log_2 (1 - P_1)]$ табулированы.

В общем виде порядок определения η_s следующий:

- выбирается критерий разделения;
- определяются выхода продуктов обогащения;
- находят по таблицам значения энтропии исходного материала и продуктов обогащения;
- определяется энтропийная эффективность по формуле (1.45).

Критерием разделения при оценке работы сепараторов с тяжелой суспензией, является плотность. Необходимыми данными для расчета являются выхода продуктов обогащения и содержание в них фракций выше и ниже плотности разделения.

Пример расчета коэффициента энтропийной эффективности

Даны результаты работы сепаратора СК-20 (табл. 1.33).

Принимая исходный за 1, выход концентрата $\gamma_k = 0,56$ а породы $\gamma_n = 0,44$.

Таблица 1.33

Результаты обогащения в сепараторе СК-20

Плотность фракций, г/см ³	Содержание фракций, %		
	исходный	концентрат	порода
<1,8	$P_1 = 55$	$P_2 = 98$	$P_3 = 0,7$
>1,8	$1 - P_1 = 45$	$1 - P_2 = 2$	$1 - P_3 = 99,3$
Итого	100	100	100
Выход продуктов к исходному, % (дол.сл.)	100 (1)	56,0 (0,56)	44,0 (0,44)

Энтропия исходного ($i = 1$) и продуктов ($i = 2, 3$) обогащения находится с помощью таблиц как суммарная энтропия долей P_i – фракции <1,8 г/см³ и $(1 - P_i)$ – фракции >1,8 г/см³.

$$H_u = -[P_1 \log_2 P_1 + (1 - P_1) \log_2 (1 - P_1)] = -[0,55 \log_2 0,55 + 0,45 \log_2 0,45] =$$

$$= -(-0,4744 - 0,5184) = 0,9928;$$

$$H_k = -[P_2 \log_2 P_2 + (1 - P_2) \log_2 (1 - P_2)] = -[0,98 \log_2 0,98 + 0,02 \log_2 0,02] =$$

$$= -(-0,0286 - 0,1129) = 0,1415;$$

$$H_n = -[P_3 \log_2 P_3 + (1 - P_3) \log_2 (1 - P_3)] = -[0,007 \log_2 0,007 + 0,993 \log_2 0,993] =$$

$$= -(-0,0501 - 0,0101) = 0,0602;$$

$$\eta_s = 1 - \frac{\sum_1^2 \gamma_i H_i}{H_u} = 1 - \frac{0,56 \cdot 0,1415 + 0,44 \cdot 0,0602}{0,9928} = 0,8930, \text{ или } 89,3\%.$$

Недостатки метода

Анализ получаемых для различных условий обогащения значений η_s показывает, что энтропийная эффективность в какой-то мере характеризует качество разделения в данном обогащательном аппарате.

При отсутствии изменений в качестве продуктов на входе и выходе процесса $\eta_s = 0$, а при идеальном разделении $\eta_s = 1$. Показатель η_s коррелируется со значениями E_{pm} или J , т. е. для угля, например, постоянного фракционного состава с повышением E_{pm} или J снижается η_s . Показатель η_s изменяется также при изменении плотности разделения. Это обстоятельство должно непременно учитываться, т. е. для расчета η_s необходимо по кривым дисперсии определять фактическую плотность разделения. Между тем авторы [26] способа оценки по энтропии принимают плотность разделения во всех случаях постоянной – 1,5 и 1,8 г/см³. Таким образом, расчетные значения η_s будут отличаться от тех, которые бы имели место при фактической плотности разделения.

Расчеты показывают также, что при постоянных значениях плотности разделения, E_{pm} или J коэффициент энтропийной эффективности увеличивается с повышением содержания смежных или промежуточных фракций, т. е. η_s в отличие от E_{pm} зависит от обогатимости угля. Таким образом, сравнение эффективности обогащения в различных аппаратах по показателю η_s можно производить только в случае постоянства качества исходного угля и режима разделения.

При определении энтропийной эффективности уголь рассматривается как двух- или трехкомпонентная смесь, что является упрощением, которое приводит к искажению значений $\eta_{\text{э}}$. Так, например, если подсчитать значения энтропии для угля постоянного состава, разделенного на узкие и укрупненные фракции, то в каждом $\eta_{\text{э}}$ случае они существенно различаются. Энтропия укрупненных фракций всегда ниже суммы энтропий, подсчитанной для отдельных фракций, входящих в укрупненную, а $\eta_{\text{э}}$ – выше.

Кроме того, до сих пор не решена обратная задача – расчет ожидаемых показателей обогащения по заданному значению $\eta_{\text{э}}$.

Таким образом, энтропийный метод оценки эффективности работы аппаратов в предложенном виде имеет ряд существенных недостатков и требует доработки.

Из изложенного следует, что каждый из рассмотренных методов оценки эффективности обогащения угля имеет определенные достоинства и недостатки.

Предпочтение следует отдать методу оценки по кривым разделения Тромпа – Терра, который достаточно хорошо обоснован, не зависит от обогатимости исходного угля и позволяет рассчитать ожидаемые качественно-количественные результаты обогащения.

Однако для практического применения на производстве удобнее пользоваться методом нормированных засорений продуктов обогащения.

Глава 2. Обогащение крупного угля в сепараторах с магнетитовой суспензией

2.1. Тяжелосредные сепараторы

2.1.1. Принцип действия и элементы теоретических основ обогащения в тяжелосредных сепараторах

Разделение угля по плотности в сепараторах с тяжелой средой происходит под действием гравитационных сил и сил сопротивления среды. Условия разделения частиц обогащаемого угля в тяжелой среде определяются соотношением сил, действующих на частицу: силы тяжести F_g , подъемной (архимедовой) силы F_A , силы сопротивления среды и сил механического взаимодействия частиц при их соприкосновении. Равнодействующая G сил, действующих на частицу в неподвижной среде:

$$G = F_g - F_A. \quad (2.1)$$

С учетом того, что $F_g = V\delta_u g$ и $F_A = V\delta_c g$ где V – объем частицы; δ_u и δ_c – плотность частицы и среды; g – ускорение свободного падения, получим

$$G = V\delta_u g - \delta_c g V = gV(\delta_u - \delta_c). \quad (2.2)$$

Возможны три условия разделения частиц: $\delta_u > \delta_c$; $\delta_u < \delta_c$; и $\delta_u = \delta_c$. В первом случае $G > 0$ и частица тонет, во втором $G < 0$ и частица всплывает, в третьем $G = 0$ частица находится во взвешенном состоянии.

Сопротивления, действующие на частицу, подразделяют на: сопротивление, обусловленное внутренним трением или вязкостью среды, и динамическое сопротивление. В зависимости от размеров частиц, движущихся в тяжелой среде, преобладает сопротивление того или иного вида. При движении крупных частиц (например, размером более 6 мм), на них действует главным образом сила динамического сопротивления среды, для мелких частиц, наоборот, преобладает сопротивление, обусловленное вязкостью среды. Сопротивление среды зависит от размеров и формы частиц, плотности и вязкости среды. Чем больше размеры частиц и чем меньше вязкость среды, тем относительно меньшее сопротивление испытывает частица. Подвижность частиц в тяжелой среде зависит от их размера и разницы в плотностях частиц и тяжелой среды. Чем больше размер частиц и больше разница между плотностями частиц и тяжелой среды, тем быстрее происходит разделение. Частицы, плотность которых близка к плотности тяжелой среды, разделяются медленно. Движущиеся в суспензии частицы вытесняют соответствующий объем суспензии, т. е. воды вместе с частицами утяжелителя.

Если зерна обогащаемого материала близки по крупности к частицам утяжелителя, то они могут вытеснять только воду и вести себя как взвешенные частицы утяжелителя. Эффективность обогащения гравитационными методами повышается с увеличением разности скоро-

стей падения разделяемых зерен. С уменьшением размеров зерен снижается разность скоростей их падения и резко возрастает время, необходимое для их разделения.

Тяжелосредное обогащение крупного машинного класса (разделение по плотности на легкую и тяжелую фракции) производится в ванне колесного сепаратора, заполненной минеральной суспензией (рис. 2.1).

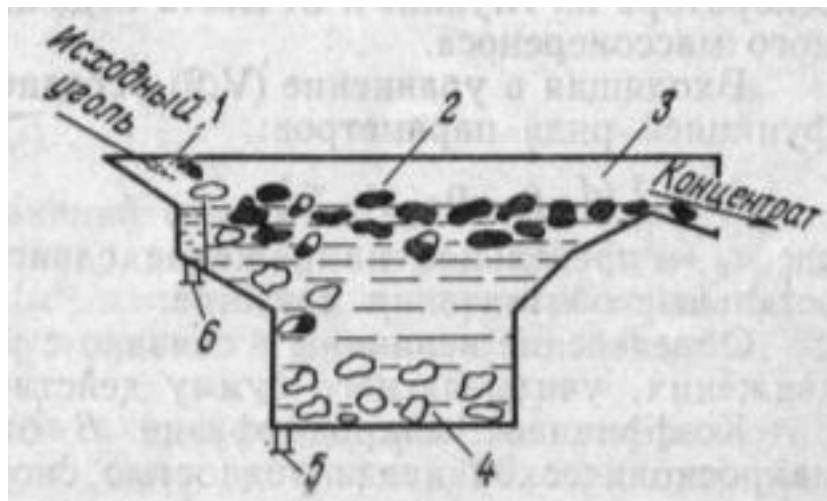


Рис. 2.1. Принципиальная схема тяжелосредного колесного сепаратора:

1 – загрузочная часть ванны; 2 – проточная часть ванны; 3 – разгрузочная часть ванны для легких фракций; 4 – разгрузочная часть ванны для тяжелых фракций; 5, 6 – подача вертикального и горизонтального потоков суспензии

Суспензия в колесный сепаратор поступает обычно двумя потоками – транспортным (горизонтальным) и восходящим (вертикальным).

Вероятностный подход к механизму разделения материала по плотности в тяжелосредных гравитационных сепараторах позволяет с достаточной полнотой раскрыть физическую сущность этого процесса.

Перемещение зерен обогащаемого материала происходит под действием: силы тяжести (веса зерна)

$$F_g = \pi d^3 \delta_s g / 6; \quad (2.3)$$

подъемной силы (архимедовой)

$$F_A = \pi d^3 \delta_c g / 6; \quad (2.4)$$

силы гидродинамического сопротивления среды
– при ламинарном движении (вязкостное сопротивление)

$$-F_{\Gamma(l)} = 3\pi\mu\bar{v}d, \quad (2.5)$$

– при турбулентном движении (профильное сопротивление)

$$-F_{T(1)} = \psi (\bar{v})^2 d^2 \delta_c; \quad (2.6)$$

силы турбулентного давления

$$-F_T = \psi_T L^3 \delta_c [v(t) - \bar{v}_c]^2; \quad (2.7)$$

силы диффузного массопереноса

$$-F_D = Kh_{\max} (v_{c_{\max}} - v_{c_{\min}})^2 d \delta_c, \quad (2.8)$$

где d – размер частицы обогащаемого материала, м; δ_u, δ_c – плотность зерна и среды (суспензии), кг/м³; g – ускорение свободного падения, м/с²; μ – динамическая вязкость среды, Па·с; $\bar{v}$ – усредненная скорость движения зерна, м/с; ψ – безразмерный коэффициент сопротивления, являющийся функцией критерия Re; ψ_T – безразмерный коэффициент сопротивления, входящий в уравнение силы турбулентного давления; $v(t)$ – мгновенная скорость движения зерна, м/с; $\bar{v}_c, v_{c_{\max}}, v_{c_{\min}}$ – скорость потока суспензии, соответственно, усредненная, максимальная и минимальная, м/с; L – характерный размер вихря ($L = d_{\max}$); K – коэффициент в уравнении турбулентной вязкости ($K \approx 1$); $h_{\max}$ – максимальный размер стационарного вихря, м.

При перемещении зерна в среде, находящейся в покое или движущейся равномерно без ускорения, т. е. при отсутствии силы инерции $F_u = (\pi d^3 \delta_c / 6) [d(v - v_c) dt]$ имеет место равенство разности сил тяжести и подъемной силы и сил гидродинамического сопротивления среды. В этом случае из уравнений (2.4) – (2.8) получают известные формулы конечной скорости свободного падения зерна:

для ламинарного режима

$$\bar{v} = (\delta_u - \delta_c) d^2 g / (18 \mu), \quad (2.9)$$

для турбулентного режима

$$\bar{v} = \sqrt{\pi d (\delta_u - \delta_c) g / (6 \psi \delta_c)}. \quad (2.10)$$

Однако такое приближенное рассмотрение не раскрывает механизма разделения зерен и причин взаимного засорения продуктов обогащения. Более реальная картина может быть получена только при учете сил турбулентного перемешивания.

О.Н. Тихонов показал, что эффективность разделения, которую можно характеризовать средним вероятным отклонением E_{pm} , функционально зависит от отношения усредненной скорости зерна к коэффициенту микродиффузии ($\bar{v}/B$) входящего в вероятностное уравнение типа Фоккера-Планка:

$$dW/dt = -\bar{v}dW/dx + Bd^2W/dx^2, \quad (2.11)$$

где W – вероятность перехода зерна через границу, расположенную в ванне сепаратора на глубине h от места подачи питания; B – коэффициент диффузионного массопереноса.

Входящая в уравнение (2.11) усредненная скорость движения зерна является функцией ряда параметров:

$$\bar{v} = f(d, \delta_q, \delta_c, \mu, \tau_0),$$

где τ_0 – предельное напряжение сдвига вязко-пластичной среды (суспензии); остальные обозначения прежние.

Определение величины $\bar{v}$ связано с решением дифференциального уравнения движения, учитывающего сумму действующих сил.

Коэффициент макродиффузии B определяется действием двух факторов: макроскопической неоднородностью скорости потока (градиент горизонтальной составляющей скорости по глубине потока в проточной части ванны сепаратора) B_1 и турбулизацией суспензии при движении крупных зерен обогащаемого материала B_2 . Очевидно, что эти факторы действуют независимо друг от друга и что полный коэффициент диффузионного массопереноса

$$B = B_1 + B_2.$$

В принципе такое равенство допустимо, так как при взаимном влиянии указанных возмущений результирующее воздействие может быть учтено введением поправочных коэффициентов

$$B = \xi_1 B_1 + \xi_2 B_2. \quad (2.12)$$

При движении зерен в потоке, имеющем градиент горизонтальной скорости, коэффициент диффузионного массопереноса (называемый в этом случае иногда турбулентной вязкостью) может быть выражен как

$$B_1 = Kh_{\max} (v_{c\max} - v_{c\min}), \quad (2.13)$$

Таким образом, B_1 зависит от максимального размера стационарного вихря $h_{\max}$ (он равен или меньше глубины ванны сепаратора), разности максимального $v_{c\max}$ и минимального $v_{c\min}$ значений скорости потока и коэффициента турбулентной вязкости K .

Объяснением вертикальных перемещений зерен может служить наличие стационарных циркуляций суспензии, переносящих зерна разделившегося материала в ниже- или вышележащие слои. По большей части такие циркуляционные потоки возникают в застойных зонах, т. е. в зонах с пониженной скоростью движения суспензии.

В процессе перемещения в ванне сепаратора за каждым крупным зерном возникает вихревая дорожка, взаимодействие таких вихрей турбулизует весь объем суспензии.

Учитывая, что размер застойных зон, где происходит образование циркуляционных потоков, сопоставим по порядку величин с размером ванны, а размер последней, как правило, на порядок и более превосходит максимальный размер зерна обогащаемого материала, для всех зерен коэффициент B_1 можно считать постоянным, зависящим только от гидродинамики потока суспензии в ванне сепаратора. Следовательно, в уравнении (2.12) $\xi \approx 1$.

Для коэффициента B_2 такое допущение неправомерно, так как линейные размеры турбулентных вихрей, вызываемых движением в ванне зерен обогащаемого материала, сопоставимы с их размером.

Для оценки взаимосвязи турбулентного режима движения суспензии с крупностью зерен обогащаемого материала следует определить размер зерна, для которого вязкостное сопротивление равно профильному.

Из уравнений равенства суммы движущихся сил и сил сопротивления

$$\pi d^3 (\delta_q - \delta_c) g / 6 = 3\pi v d \mu + \psi v^2 d^2 \delta_c + 4\pi d^2 \tau_0 \quad (2.14)$$

и сил вязкостного и профильного сопротивлений

$$3\pi d v \mu = \psi v^2 d^2 \delta_c, \quad (2.15)$$

решенных относительно v (при условии $\psi \approx \pi/10$), получим:

– для вязкостного сопротивления

$$v = \frac{1}{36\mu} \left[d^2 (\delta_q - \delta_c) g - \frac{2}{3} \tau_0 d \right], \quad (2.16)$$

– для профильного сопротивления

$$v = \pm \sqrt{5 \left[d (\delta_q - \delta_c) g - 4\tau_0 \right] / (6\delta_c)}. \quad (2.17)$$

Графическое решение системы уравнений относительно d при характерных параметрах работы тяжелосредного сепаратора ($\delta_q - \delta_c = 100 \text{ кг/м}^3$, $\delta_c = 2000 \text{ кг/м}^3$, $\mu = 10^{-2} \text{ Па}\cdot\text{с}$, $\tau_0 = 6 \text{ н/м}^2$) дает размер граничного зерна $d_{\text{гр}} = 15 \text{ мм}$, что близко к нижнему пределу крупности (примерно 13 мм) угля, эффективно обогащаемого в сепараторах.

Для зерен крупностью $d \leq d_{\text{гр}}$ при этих условиях преобладает вязкостное сопротивление, для зерен крупностью $d \geq d_{\text{гр}}$ – профильное сопротивление, т. е. в первом случае в качестве коэффициента диффузионного массопереноса превалирует B_1 ($B \approx B_1$), во втором – B_2 ($B \approx B_2$).

Исходя из этих соображений, можно полагать, что при выбранных параметрах процесса энергия турбулентных пульсаций в ванне сепаратора пропорциональна единовременной концентрации материала крупностью более $d_{\text{гр}}$, т. е. дисперсия турбулентных пульсаций D_T зависит от производительности сепаратора, гранулометрического и фракционного состава питания, плотности, вязкости и предельного напряжения сдвига суспензии:

$$D_T = f[Q_T, P(\delta_q, d), \delta_c, \mu, \tau_0], \quad (2.18)$$

где $P(\delta_q, d)$ – распределение обогащаемого материала по плотности и крупности.

Приняв линейный размер турбулентной пульсации $L = d_{\max}$, можно оценить случайную составляющую скорости турбулентных пульсаций:

$$\Delta\omega = \omega(t) - \bar{\omega} = K_1 v_{\max}, \quad (2.19)$$

где $\omega(t)$ – вертикальная скорость потока суспензии, м/с; $\bar{\omega}$ – среднее значение вертикальной скорости потока, м/с; $v_{\max}$ – максимальная скорость движения частицы размером $d_{\max}$, м/с; K_1 – коэффициент пропорциональности ($K_1 < 1$);

$$K_1 = \varphi[Q_T, P(\delta_q, d), \delta_c]. \quad (2.20)$$

Рассматривая отношение усредненной скорости потока суспензии к полному значению коэффициента диффузионного массопереноса, следует заметить, что при $v \sqrt{B} \rightarrow 0$ разделение не происходит, при $v \sqrt{B} \rightarrow \infty$ разделение приближается к идеальному.

Очевидно, что при прочих равных условиях наибольшая скорость закономерного перемещения зерна достигается при наименьших значениях динамической вязкости и предельного напряжения сдвига суспензии. Увеличение средней скорости перемещения зерна повышает отношение $v \sqrt{B}$ и уменьшает погрешность разделения.

Минимизация величины B также улучшает условия разделения, однако для этого необходимо уменьшить масштаб циркуляций $h_{\max}$ и неоднородность горизонтальных скоростей потока суспензии $v_{\max} - v_{\min}$.

Приведенные теоретические предпосылки определяют следующие основные направления совершенствования процесса обогащения углей в тяжелосредних сепараторах:

оптимизация гидродинамической формы ванны путем устранения застойных зон и сведения к минимуму неоднородности горизонтальных скоростей потоков;

улучшение реологических параметров тяжелой среды;

разделение узких классов обогащаемого материала при минимальном содержании зерен, размер которых меньше нижнего предела крупности (обычно $d_{\text{гр}} \approx 13$ мм).

Как уже отмечалось, гидродинамические условия в ванне сепаратора существенно сказываются на характере движения разделяемых зерен, причем возмущающее действие турбулентного перемешивания по масштабу сопоставимо с воздействием реологических факторов суспензии (вязкости и предельного напряжения сдвига).

Замеры скоростей потоков суспензии по всему объему ванны сепаратора с помощью датчиков скорости (термогидрометры) и методом электрогидродинамических аналогий (ЭГДА) показали их существенную неоднородность. Неоднородность скоростей потоков суспензии, как было показано теоретически, является основной причиной возникновения вторичных циркуляций суспензии, наличия зон пониженных скоростей (застойных зон), что приводит к нарушению четкости разделения материала и неравномерности плотности суспензии в ванне сепаратора.

Выбор оптимального соотношения горизонтального (транспортного) и вертикального (восходящего) потоков позволяет несколько улучшить равномерность поля плотности суспензии, однако при любых соотношениях потоков полностью ликвидировать участки неравномер-

ной плотности не удастся. Радикальным способом создания более равномерного поля плотности и общего улучшения гидродинамических условий разделения в рабочей ванне сепаратора является оптимизация ее формы.

Исследование методом ЭГДА ванн наиболее распространенных отечественных двухпродуктовых тяжелосредних сепараторов с наклонным (СК) и вертикальным (СКВ) элеваторными колесами позволило получить гидродинамическую картину движения потоков суспензии.

Оценка поля скоростей производилась с помощью коэффициента неравномерности

$$K_n = v_{\max} / v_{\min} \quad (2.21)$$

Гидродинамическое совершенство формы ванны определялось по коэффициенту совершенства формы

$$K_c = 1 - S_z / S_b, \quad (2.22)$$

где S_z – площадь застойных зон в центральном сечении ванны сепаратора (зон с минимальными скоростями потока); S_b – общая площадь сечения ванны.

В результате исследований установлено, что внутри проточной части ванн сепараторов СК и СКВ имеются застойные зоны, расположенные преимущественно под загрузочным и разгрузочным (для легкой фракции) желобами у боковых стенок. В сепараторе СКВП желоба вынесены за пределы ванны, улучшена конфигурация проточной части, кроме того, с помощью специального загрузочно-распределительного устройства упорядочена подача горизонтального потока суспензии.

Сравнение коэффициентов K_n и K_c , полученных И.А. Доброхотовой и В.И. Жорником, приведено ниже:

	СК	СКВ	СКВП
K_n			
загрузочная часть	1,98	2,39	1,65
сливной порог	1,68	2,13	1,47
породная часть	2,04	4,03	1,39
K_c	0,7	0,78	0,95

Внутри ванны оптимальной формы (сепаратор СКВП) отсутствуют зоны со значительной неоднородностью скоростей, вызывающей циркуляционные потоки, а также зоны с малыми значениями скоростей (застойные зоны), что способствует повышению производительности сепаратора и эффективности разделения обогащаемого материала.

Опыты на лабораторном сепараторе для углей крупностью 13–25 мм показали, что в ванне оптимизированной формы разделение проходит более интенсивно по сравнению с разделением в ванне обычной формы: время разделения уменьшается почти вдвое (соответственно растет производительность), а эффективность разделения существенно улучшается ($E_{pm} = 48 \text{ кг/м}^3$ и $E_{pm} = 25 \text{ кг/м}^3$ соответственно).

Более детальные экспериментальные исследования были проведены на полупромышленном сепараторе также с ваннами двух типов (стандартной и оптимизированной), имевшими одинаковую ширину 0,44 м.

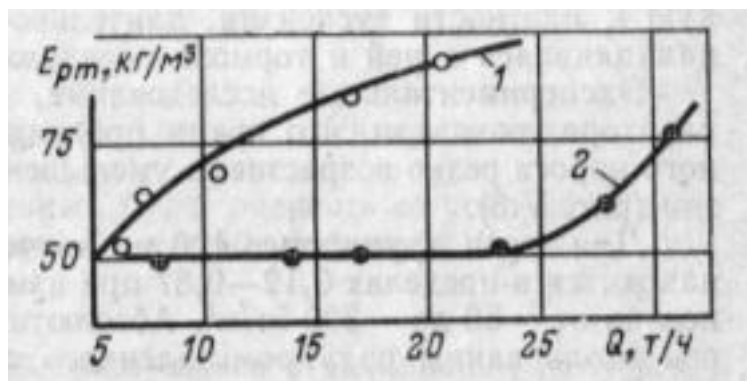


Рис. 2.2. Зависимость показателя эффективности разделения E_{pm} от производительности Q для ванны стандартной (1) и оптимизированной (2) форм

В качестве примера на рис. 2.2 показана зависимость эффективности разделения от производительности для одного и того же весьма труднообогащаемого угля крупностью >13 мм при обогащении в сепараторе с ваннами двух типов.

Увеличение нагрузки на ванну стандартной формы сопровождается резким ухудшением эффективности разделения во всем диапазоне производительностей. Ванна оптимизированной формы позволяет достичь лучшей эффективности разделения до предела нагрузочной устойчивости, после чего показатели обогащения также ухудшаются.

В промышленных сепараторах суспензия обычно загрязнена угольным и породным шламами, что ухудшает ее реологические свойства. Поэтому снижение вязкости и предельного напряжения сдвига рабочей суспензии является одним из средств воздействия на результаты обогащения.

Введение в концентрированные, сильно зашламленные суспензии реагента-пептизатора (например, гексаметафосфата натрия) при расходе $1\text{--}1,5$ кг/м³ заметно улучшает реологические параметры среды и повышает эффективность разделения.

В опытах, проведенных на полупромышленном тяжелосредном сепараторе, было показано, что добавка гексаметафосфата натрия (1 кг/м³) в суспензию плотностью 1800 кг/м³ (концентрация шлама около 35 %) снижает ее вязкость с $11,2 \cdot 10^{-3}$ до $9,4 \cdot 10^{-3}$ Па·с, а предельное напряжение сдвига – с 12 до $7,8$ Н/м². При этом эффективность разделения соответственно улучшается с $E_{pm} = 62$ до $E_{pm} = 38$ кг/м³.

Преимущества обогащения в тяжелосредных сепараторах узких классов углей (при уменьшенном отношении $d_{\max}/d_{\min}$), вытекающие из теоретических представлений, были подтверждены экспериментальным путем. Так, при обогащении угля крупностью 6–25 мм в тяжелосредном сепараторе в суспензии плотностью 1800 кг/м³ эффективность разделения E_{pm} составила 70 кг/м³, а при обогащении того же угля отдельно по классам 6–13 и 13–25 мм – 67 и 48 кг/м³ соответственно. Принцип обогащения узких классов углей был реализован в опытном образце промышленного сепаратора СКВД-32, в котором, например, класс 6–25 мм обогащался с эффективностью $E_{pm} = 80$ кг/м³, а этот же класс в составе более широкого класса крупности 6–350 мм – с эффективностью $E_{pm} = 150$ кг/м³, т. е. значительно худшей.

Оптимизация гидродинамической формы ванны и рациональная система подачи горизонтального потока улучшают распределение скоростей суспензии и уменьшают масштаб турбулентных вихрей. Однако создание сепаратора, в ванне которого полностью были бы исключены циркуляции суспензии и скорость равномерна, практически невозможно. В связи с этим реальная скорость продвижения разделяемого материала в горизонтальном направлении

меньше скорости суспензии, так как циркуляционные вихри притормаживают перемещение слоя угля. Кроме того, у стенок ванны скорость перемещения несколько меньше, чем в центральной части.

Усредненная скорость продольного транспортирования материала $\bar{v}_{тр}$ связана с усредненной горизонтальной скоростью потока суспензии $\bar{v}_c$ поправочным коэффициентом:

$$\bar{v}_{тр} = b\bar{v}_c, \quad (2.23)$$

где

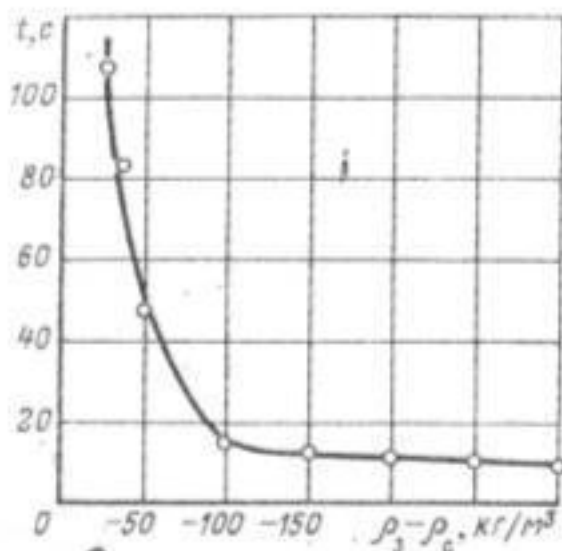


Рис. 2.3. Зависимость времени пребывания в ванне сепаратора легких зерен (крупность 100 мм) от разности плотностей зерен и суспензии $\delta_z - \delta_c, \text{ кг/м}^3$

Изучение закономерностей движения зерен разделяемого материала в ванне сепаратора приводит к выводу, что интенсивность процесса лимитируется скоростью передвижения к разгрузочной части зерен, плотность которых меньше или близка к плотности суспензии. Тяжелые зерна быстро погружаются в начальной части ванны со скоростью, которая в 2–2,5 раза превосходит среднюю скорость передвижения слоя легких зерен. Легкие зерна, имеющие плотность, близкую к плотности суспензии, длительное время находятся в ванне сепаратора, накапливаясь в ней и тормозя передвижение всей массы легких зерен.

Экспериментальные исследования, проведенные на полупромышленном сепараторе, показали, что время продвижения зерен от места загрузки до сливного порога резко возрастает с уменьшением разности плотностей зерен и суспензии (рис. 2.3).

Для зерен крупностью 100 мм значение коэффициента b в уравнении (2.22) находится в пределах 0,12–0,87 при изменении разности плотностей зерен и суспензии от -50 до -300 кг/м^3 . Абсолютные скорости перемещения указанных зерен вдоль ванны полупромышленного сепаратора составляют от 7 до 20 см/с .

2.1.2. Классификация тяжелосредных сепараторов

Наиболее полная классификация конструкций тяжелосредных сепараторов была сделана польским профессором Т.С. Ляковским. По предложенной классификации все сепараторы

разделены на два вида: подвижные и неподвижные. К подвижным относятся все барабанные сепараторы («Вемко», «Гардинг», «Рейнгайзен» и др.).

Неподвижные виды сепараторов разделены на два типа: с глубокой и мелкой ванной. Сепараторы с глубокой ванной объединяют в три группы: механические («Чанс», «Девойс», «Тромп» и др.), аэролифтные («Вемко», «Нельдко», «Сайнамид», «Сайнамид II», «Гумбольдт») и гидравлические (Эльзасский, Топоркова, «Трюмпельман» и др.).

Сепараторы с мелкой ванной разделяются на три группы: гребковые (ДСМ, ККН, Южгипрошахта, Лензена, Землянского), ленточные («Жезал», ДонУГИ, «Ридли-Сколз», «Фогель» и др.) и с элеваторным колесом («Линк-Белт», «Нельсон-Дэвис», «Саймон-Карве», «Дрюбой», «Взбодиш», Н.Р.С., СК, СКВ, СКВП, СКВД и др.)

Такая классификация (рис. 2.4) охватывает практически все виды тяжелосредних сепараторов.

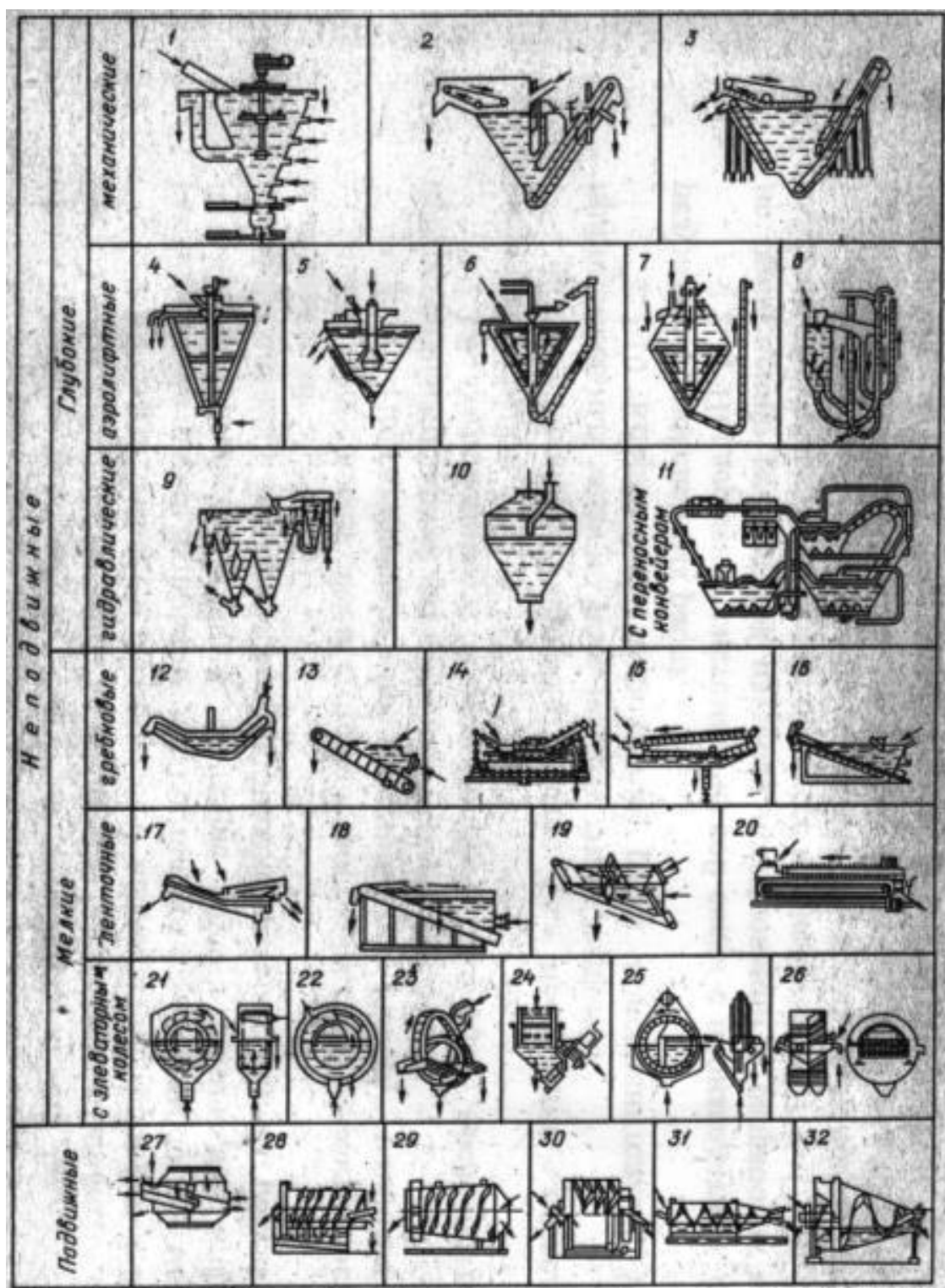


Рис. 2.4. Классификация тяжелосредных сепараторов по Т.С. Лясковскому

Для обогащения в тяжелых суспензиях применяют различные конструкции сепараторов.

Конструкция сепаратора должна обеспечить поддержание устойчивой плотности суспензии в зоне расслоения обогащаемого материала, полное расслоение материала по плотности, быстрое удаление из ванны сепаратора продуктов обогащения и достаточную производительность.

Классификация сепараторов производится по следующим признакам:

1) способу поддержания (стабилизации) плотности суспензии:

- с поступательным вертикальным движением суспензии;
- с поступательным горизонтальным движением суспензии;
- с вращательным движением суспензии;
- 2) характеру циркуляции суспензии:

закрытые – суспензия отделяется от продуктов обогащения в сепараторе на специальных ситах;

открытые – суспензия отделяется от продуктов обогащения вне сепаратора;

полуоткрытые – суспензия отделяется от одного продукта обогащения – в сепараторе и от другого продукта – вне сепаратора;

- 3) количеству выделяемых продуктов:

двухпродуктовые;

трехпродуктовые;

- 4) форме ванны:

корытные;

пирамидальные и призматические;

конусные;

барабанные;

- 5) способу удаления продуктов обогащения:

со скребковыми конвейерами;

с элеваторными колесами.

Первые два классификационных признака оказывают непосредственное влияние на процесс обогащения в сепараторах и косвенное влияние – последние три признака.

Пирамидальные, призматические и конусные сепараторы имеют глубокую ванну; корытные и барабанные – мелкую. В настоящее время в углеобогащении сепараторы с глубокой ванной не применяются.

Форма ванны сепаратора определяется рядом факторов:

необходимостью достижения максимальной стабильности суспензии;

стремлением к максимальному увеличению производительности сепаратора при одновременном уменьшении его размеров;

необходимостью устройства механических приспособлений для удаления продуктов обогащения и для обеспечения спокойного ввода угля в суспензию.

Одним из недостатков метода обогащения в минеральных суспензиях является абразивное действие утяжелителя на движущиеся металлические детали сепаратора, соприкасающиеся с суспензией. Поэтому желательно максимально уменьшить количество движущихся металлических частей, погруженных в суспензию. Одно время наиболее распространенным приспособлением для удаления продуктов обогащения являлись металлические скребковые конвейеры. Однако большое количество шарнирных соединений в цепи конвейера приводило к быстрому их износу и необходимости в связи с этим довольно частого ремонта цепи конвейера. Поэтому в последнее время конструкторы сепараторов стремятся избежать установки скребковых конвейеров для удаления продуктов обогащения, заменяя последние вращающимися колесами и спиралями, механическими лопатами, вращающимися лопастями, резиновыми лентами, что в ряде случаев предопределяет форму сепаратора.

Между тем, по литературным данным, расходы на ремонт короткой цепи скребкового конвейера не так уж велики, и при конструировании сепараторов необходимо руководствоваться не стремлением заменить скребковые конвейеры другими приспособлениями во избежание дорогостоящих ремонтов, а технологическими условиями процесса, главным образом, необходимостью обеспечения стабильности суспензии и возможностью непрерывного удаления находящегося во взвешенном состоянии угля, плотность которого близка к плотности суспензии.

Не менее важной деталью, которой уделяется недостаточное внимание, является приспособление для ввода угля в суспензию. Практика обогащения в минеральных суспензиях показала, что лучшие результаты обогащения получены при предварительном смачивании угля перед его поступлением в сепаратор. Кроме того, при вводе угля в суспензию желательно избегать падения кусков с высоты. Для крупных кусков угля, обладающих большой подвижностью, это обстоятельство не имеет большого значения, так как они быстро всплывают на поверхность суспензии. Мелкие же куски угля при таком вводе в суспензию могут в большом количестве оказаться в отходах, как и крупные куски, плотность которых близка к плотности суспензии. Поэтому перед поступлением угля в суспензию желательно, во-первых, смочить его, во-вторых, обеспечить спокойный ввод угля в суспензию, чтобы предотвратить его падение с большой высоты.

Важнейшим показателем, характеризующим сепаратор, является его производительность. На производительность сепаратора влияет большое количество факторов и, в первую очередь, следующие:

1. Подвижность обогащаемых частиц, зависящая от размера угля, количества фракций, плотность которых близка к плотности суспензии, и вязкости суспензии.

2. Скорость удаления продуктов обогащения. Скорость удаления продуктов обогащения механическим путем не может превышать определенной величины, чтобы предотвратить образование завихрений и турбулентного движения, так как в последнем случае стабильность суспензии будет нарушена и нормальный процесс расслоения угля по плотностям прекратится. При удалении продуктов обогащения скребковыми конвейерами скорость их не должна превышать 100–200 мм/сек.

3. Степень разрыхления угля в верхнем слое суспензии. Чем полнее разрыхление слоя угля, тем точнее происходит разделение частиц по плотностям, но тем меньше производительность сепаратора. Всплывшие угольные зерна частично находятся под уровнем зеркала суспензии, значительная их часть выступает над уровнем суспензии примерно на 1/3 своей высоты. Для лучшего разделения необходимо, чтобы толщина всплывшего угольного слоя не превышала высоты максимального куска обогащаемого угля. Однако при этом резко падает производительность сепаратора, поэтому рекомендуется поддерживать высоту слоя всплывшего угля равной тройному диаметру крупных обогащаемых кусков угля при достаточном его разрыхлении.

Производительность сепараторов относят к 1 м ширины ванны. В настоящее время в сепараторах наиболее удачной конструкции достигнута производительность для крупного угля (класс 25–100 мм) 70–80 т/м ширины зеркала суспензии в ванне по всплывшему продукту. Для угля с размером кусков 6–25 мм производительность на 1 м ширины ванны не превышает 30–35 т/ч.

2.1.3. Корытные тяжелосредние сепараторы

Корытные сепараторы состоят из неглубокой ванны (корыта), в которой медленно циркулирует суспензия заданной плотности, и одного или двух транспортных устройств для разгрузки всплывшего и потонувшего продуктов.

Имеются корытные сепараторы со скребковыми, винтовыми, спиральными и ленточными конвейерами.

Корытные сепараторы имеют ряд преимуществ по сравнению с другими типами сепараторов:

их можно устанавливать на место, ранее занимаемое породотборной лентой, заменив тем самым трудоемкую ручную породовыборку механическим обогащением крупного угля;

объем рабочей суспензии, циркулирующей через сепаратор, небольшой, поэтому изменение плотности суспензии можно производить достаточно легко и просто;

получают только два продукта обогащения, поэтому регулирование процесса несложное, причем увеличение содержания промежуточного продукта в угле не снижает производительности сепаратора.

Все конструкции корытных сепараторов отличаются друг от друга главным образом формой ванны и приспособлениями для удаления продуктов обогащения.

Как правило, рабочая суспензия циркулирует через ванну сепаратора в горизонтальном направлении и этим самым обеспечивается ее стабильность.

Наилучшие результаты обогащения в корытных сепараторах получают в ваннах, устройство которых, как и устройство приспособлений для удаления продуктов обогащения, исключает образование турбулентного движения суспензии.

Кроме того, весьма важным конструктивным узлом является устройство для ввода угля в сепаратор.

Схема сепаратора со скребковым конвейером приведена на рис. 2.5.

Ванна сепаратора представляет собой ящик прямоугольного сечения, дно которого с обеих сторон имеет наклон под углом около 30° . Внутри ванны 1 установлен скребковый конвейер 2. Под верхней ветвью наклонной части конвейера, выдающей концентрат, располагается направляющая плоскость 3, по которой перемещается концентрат, выдаваемый из ванны, в желоб 4.

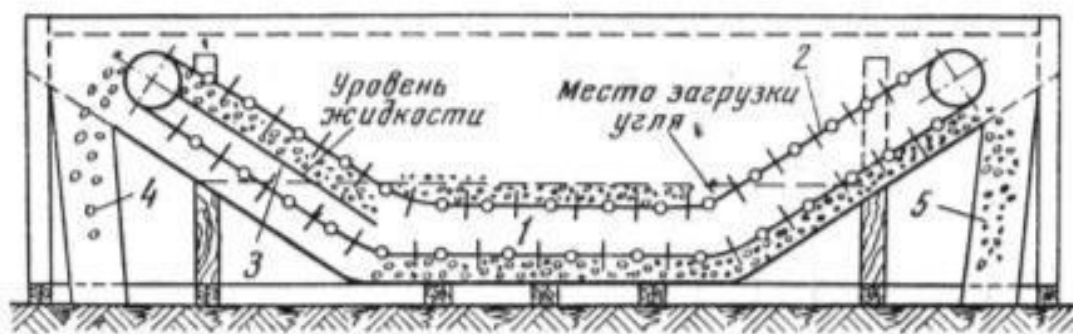


Рис. 2.5. Схема сепаратора со скребковым конвейером

Суспензия заливается в ванну так, чтобы она перекрывала верхний край скребков верхней части конвейера. Уголь загружается в начале горизонтального участка конвейера. Материал большей плотности, чем плотность суспензии, погружается и выносится из ванны нижней ветвью конвейера в желоб 5, а всплывший продукт выносится верхней ветвью.

Сепаратор обладает следующими преимуществами по сравнению с другими типами сепараторов:

дно и боковые продолжения дна ванны непрерывно очищаются скребками конвейера, поэтому выпадающий в небольшом количестве утяжелитель непрерывно удаляется;

удаление всплывшего и утонувшего продуктов производится одним конвейером;

отсутствует различие между плотностью суспензии в выше- и нижележащих зонах. Для обеспечения такого постоянства плотности суспензии достаточно небольшое движение жидкости, создаваемое скребковым конвейером;

малая глубина ванны предопределяет небольшой объем заливаемой суспензии, что позволяет очень быстро изменять ее плотность;

в связи с незначительными габаритами ванны ее можно легко установить для обогащения крупного угля вместо породотборных лент или столов.

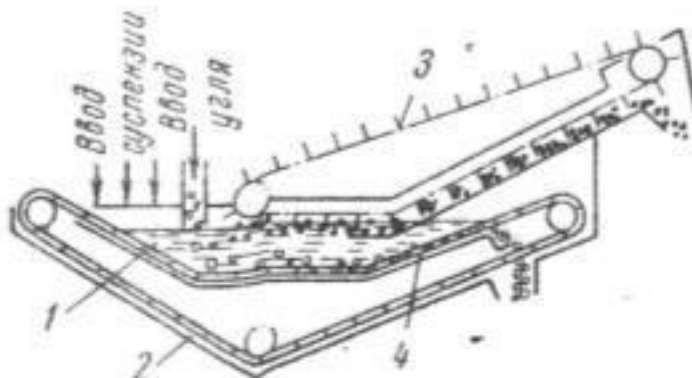


Рис. 2.6. Сепаратор Тромпа для разделения угля на два продукта

Сепаратор Тромпа для разделения угля на два продукта (рис. 2.6) представляет собой ванну, состоящую из двух частей: для суспензии 1 и для поддержания нижней ветки пластинчатого конвейера 2, снабженную верхним скребковым конвейером 3 и нижним скребковым конвейером 4. Уголь подается в сепаратор и расщепляется на две части: концентрат, удаляемый нижней ветвью конвейера 3, и отходы, удаляемые верхней частью конвейера 4.

Суспензия вводится в сепаратор в месте, указанном стрелками, а удаляется из сепаратора вместе с отходами.

Конструкция сепаратора обеспечивает движение продуктов обогащения по направлению движения рабочих ветвей конвейеров, что способствует более точному разделению угля по плотности и уменьшает износ цепей конвейеров, так как цепь в большей своей части перемещается вне суспензии.

Схема кольцевого скребкового сепаратора (аппарат Нельсон Дэвис) приведена на рис. 2.7. Внутри корпуса концентрически установлен неподвижный цилиндр с широким отверстием внизу. В корпусе вращается колесо с лопастями, проходящими от одной торцевой стенки до другой. Привод осуществляется через фрикционные ролики, расположенные в верхней части колеса. Уголь поступает на опускающиеся лопасти (на рис. 2.7 – справа), движется между наружными и внутренними стенками корпуса и попадает под уровень суспензии. Легкая фракция всплывает и удаляется с потоком суспензии к сливному порогу, тяжелая – падает вниз и поднимается затем движущимися лопастями в верхний желоб для породы.

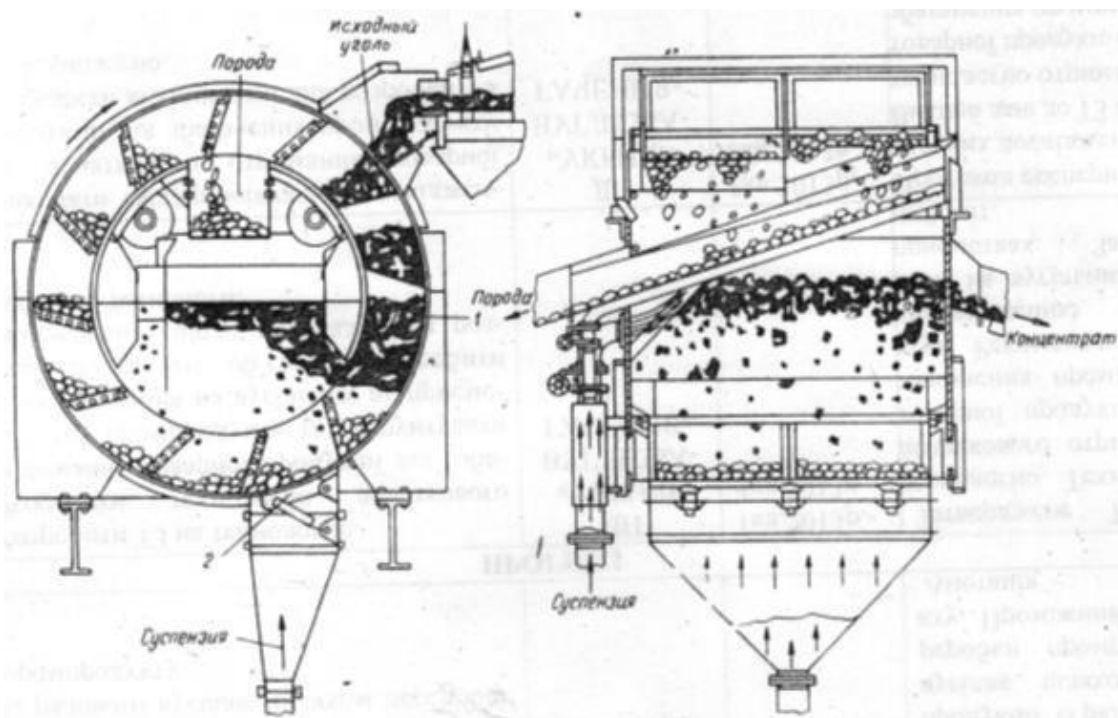


Рис. 2.7. Сепаратор Нельсон Дэвис:

1 – зона первичного разделения; 2 – решетка диффузора для впуска суспензии

Суспензия подводится снизу посредством диффузора и проходит через решетку внутрь сепаратора, создавая, восходящий поток. Этот поток достаточно силен у самой решетки, так что случайно захваченный кусок легкого угля освобождается от осевшей породы. Размер отверстия диффузора $2 \times 0,6$ м, размер щели в решетке сначала был 6 мм, а затем его увеличили до 9 мм. Это ликвидировало забивание решетки и позволило обойтись без периодического частичного выпуска суспензии для промывки решетки. Кроме того, площадь отверстий была уменьшена на 60 % для усиления действия восходящего потока у входа в ванну.

Схема сепаратора со спиральным конвейером (сепаратор ДонУГИ) приведена на рис. 2.8.

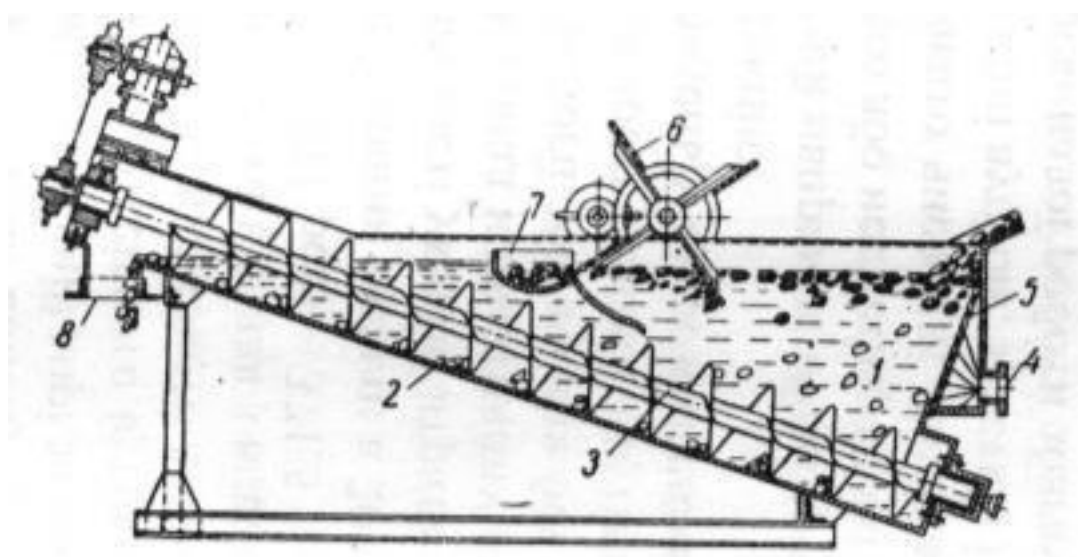


Рис. 2.8. Сепаратор ДонУГИ

Сепаратор представляет собой мелкодонную наклонную сварную ванну 1, основанием которой является полукруглый лоток 2 винтового конвейера 3, предназначенного для удаления породы из зоны разделения. Боковые стенки ванны от основания расходятся вверх под углом 70° к горизонту. Торцевая стенка ванны со стороны загрузки – вертикальная. Сочетание подъема основания с наклоном боковых стенок придает ванне вид лотка, сужающегося вперед и вниз, что приводит к уменьшению ее сечения в сторону разгрузки, обеспечивает необходимые условия для равномерноускоренного движения среды и способствует повышению устойчивости дисперсного вещества в потоке.

Суспензия подается в сепаратор через торцевую стенку по трубе 4, входящей в нижнюю часть ванны. Перед входным отверстием для суспензии установлена наклонная распределительная решетка 5, образующая сужающуюся вверх клиновидную распределительную камеру. Наличие перфорированной решетки необходимо для равномерного распределения потока суспензии по всему сечению ванны и устранения турбулентности потока.

Уголь загружается в сепаратор сверху в начальную наиболее широкую часть ванны при помощи питателя.

Всплывший продукт вращающимися лопастями разгружается в поперечный желоб 7 через порог на уровне потока суспензии в конце рабочего пространства ванны.

Погрузившийся продукт поднимается вдоль по лотку винтовым конвейером и выгружается через люк 8 немного выше уровня суспензии в ванне.

В сепараторе осуществляется непрерывный равномерноускоренный поток с разгрузкой суспензии вместе с продуктами обогащения на дренажные грохоты. Скорость потока определяется условиями сохранения ламинарного режима исходя из критерия безразмерного параметра и составляет в наибольшем сечении ванны, у распределительной решетки, 3–3,5 см/сек и в наименьшем сечении у сливного порога для всплывшего продукта, – 6,0–7,0 см/сек. Коэффициент сужения ванны по длине равен, таким образом, 0,5.

Рассматриваемый сепаратор является проточной машиной открытого типа, в конструкции которой учтены требования, предъявляемые к сепаратору.

Из подвижных частей внутри сепаратора подвержены износу только лопасти винтового конвейера, которые не имеют каких-либо шарнирных и трущихся соединений.

Сепаратор разделяет уголь на два продукта.

В процессе испытаний было установлено, что описанный тип сепаратора, наряду с простотой конструкции и технологическими качествами, отличается также высокой производительностью.

Схема сепаратора с ленточным конвейером (сепаратор «Ридли-Сколс») приведена на рис. 2.9.

Сепаратор «Ридли-Сколс» имеет вид трехгранной прямоугольной призмы, установленной так, что ее наклонная грань образует дно аппарата. Ширина сепаратора примерно 2 м, максимальная высота 1,3 м.

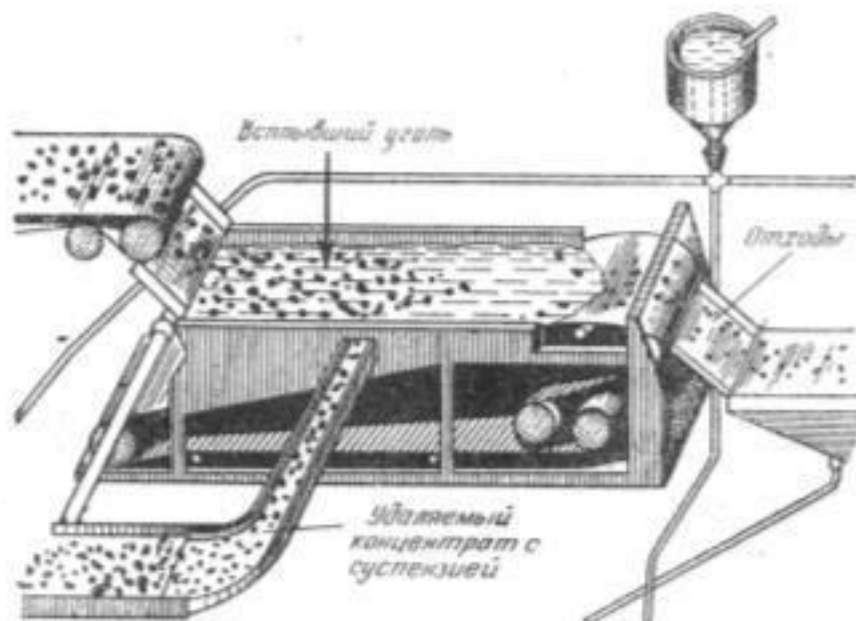


Рис. 2.9. Сепаратор «Ридли-Сколс»

Рядовой уголь и суспензия загружаются в сепаратор с глубокой стороны и движутся со скоростью 2–3 м/мин к противоположной, мелкой стороне. Суспензия подается насосом через расположенный у вертикальной стороны аппарата распределительный карман, отделенный от ванны листом с отверстиями. Всплывший продукт движется вместе с потоком и подается лопатой специальной конструкции в желоб, расположенный по всей ширине аппарата под поверхностью суспензии. Механическая лопата подвешена на валу, который вращается в подшипниках, расположенных над ванной. Из желоба продукт выдается на дренажный грохот.

Для устранения завихрений стенкам желоба придана обтекаемая форма.

Утонувший продукт выносится из сепаратора на прорезиненном конвейере, передвигающемся внутри сепаратора вдоль его дна. Обратная ветвь ленты расположена вне ванны аппарата. Лента вводится в торцовую стенку ванны через эластичные водонепроницаемые пазы.

Механические лопаты для продвижения всплывшего продукта к выпускному желобу показаны на рис. 2.10. Лопаты 1 и 2 продвигают всплывший продукт к выпускному желобу 3, а лопата 4 возвращает всплывшие зерна, случайно попавшие в желоб.

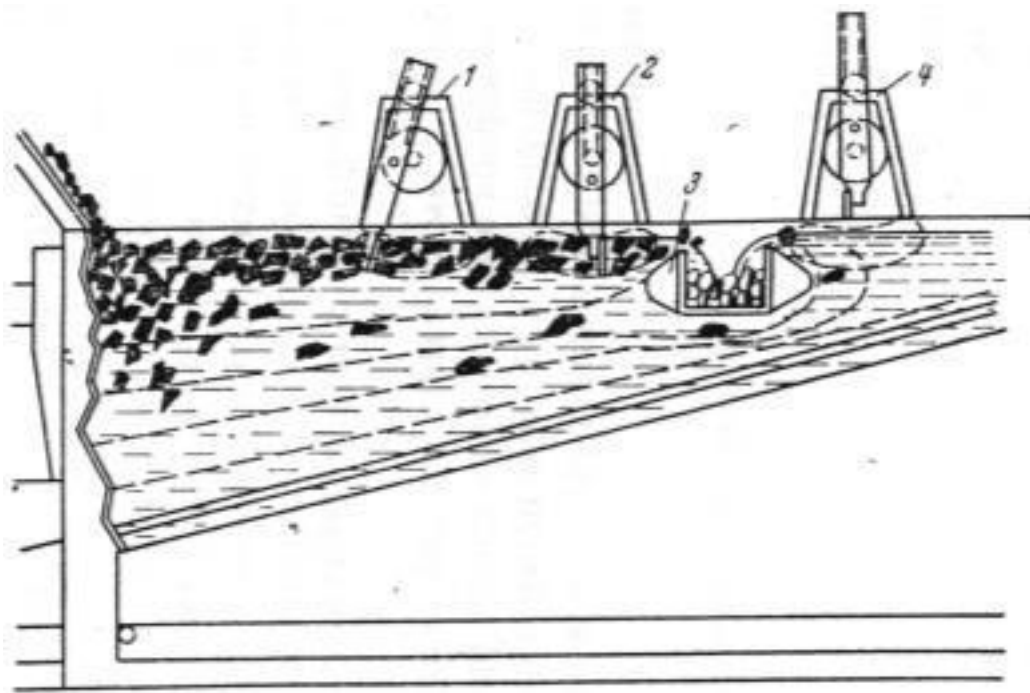


Рис. 2.10. Механические лопаты в сепараторе «Ридли-Сколс»

К преимуществам сепаратора «Ридли-Сколс» следует отнести наличие прорезиненной ленты для удаления тяжелых продуктов обогащения, что значительно уменьшает эксплуатационные расходы и имеет определенное технологическое значение. Так как транспортирование материала лентой целиком зависит от сил трения, то материал, более легкий, чем разделяющая жидкость, не пристает к ленте, следовательно, не выносится из ванны, что уменьшает потери угля с отходами. Кроме того, легкие частицы, захваченные более тяжелыми частицами материала, снова всплывают. Утонувший продукт удаляется в спокойной среде без толчков в противоположность удалению материала при транспортировании скребковым конвейером.

Скорость движения ленты регулируют в пределах 3–8 м/мин в соответствии с характеристикой угля.

Производительность сепаратора зависит от ширины ванны и размера частиц обогащаемого угля. Так, при ширине ванны 2 м и обогащении угля размером частиц 10-100 мм производительность сепаратора достигает 100 т/ч.

Технические характеристики некоторых корытных сепараторов приведены в табл. А16.

2.1.4. Барабанные тяжелосредные сепараторы

Барабанные тяжелосредные сепараторы, применяемые для обогащения угля, подразделяются на два типа: барабанные сепараторы с неподвижным цилиндрическим кожухом и элеваторными колесами для удаления продуктов обогащения и вращающиеся барабанные сепараторы.

Барабанные сепараторы с неподвижным кожухом. Наибольшее распространение получили сепараторы «Нельсон-Девис» и «Линк-Бельт».

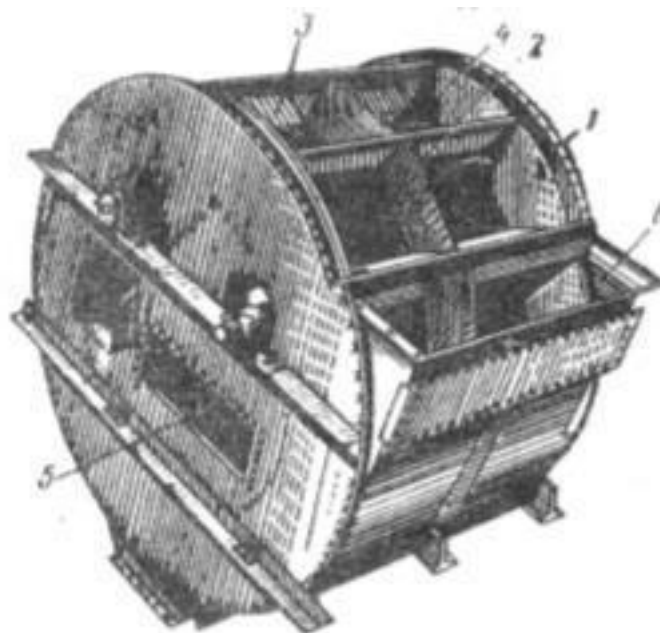


Рис. 2.11. Барабанный сепаратор «Нельсон-Девис»

Сепаратор «Нельсон-Девис» (рис. 2.11) представляет собой цилиндрический кожух 1 диаметром 3 м и шириной 2,1 м. В кожухе заключен вращающийся барабан 2, разделенный на отсеки 4 лопастями 3 с отверстиями. Частота вращения барабана 2 об/мин.

Цилиндрический кожух наполовину заполнен суспензией, уровень которой достигает отверстия 5 для выпуска всплывшего угля. Уголь, подлежащий обогащению, поступает в приемник 6.

Принцип обогащения в барабанном сепараторе «Нельсон-Девис» показан на рис. 2.12. Барабан механическим путем осуществляет операции по разделению смеси тяжелых и легких частиц угля, которые легко можно производить вручную.

Сепаратор «Линк-Бельт» (рис. 2.13) состоит из ванны 1 в виде пирамидальной воронки, верхнего кожуха 2 призматической формы и элеваторного колеса 3 с сетчатым ободом 4, имеющего на внутренней поверхности подъемные лопасти 5. Магнетитовая суспензия подается в сепаратор в двух точках: основная часть суспензии подается вдоль оси барабана по желобу 6 вместе с обогащаемым углем и меньшая часть – в вершине 7 воронки.

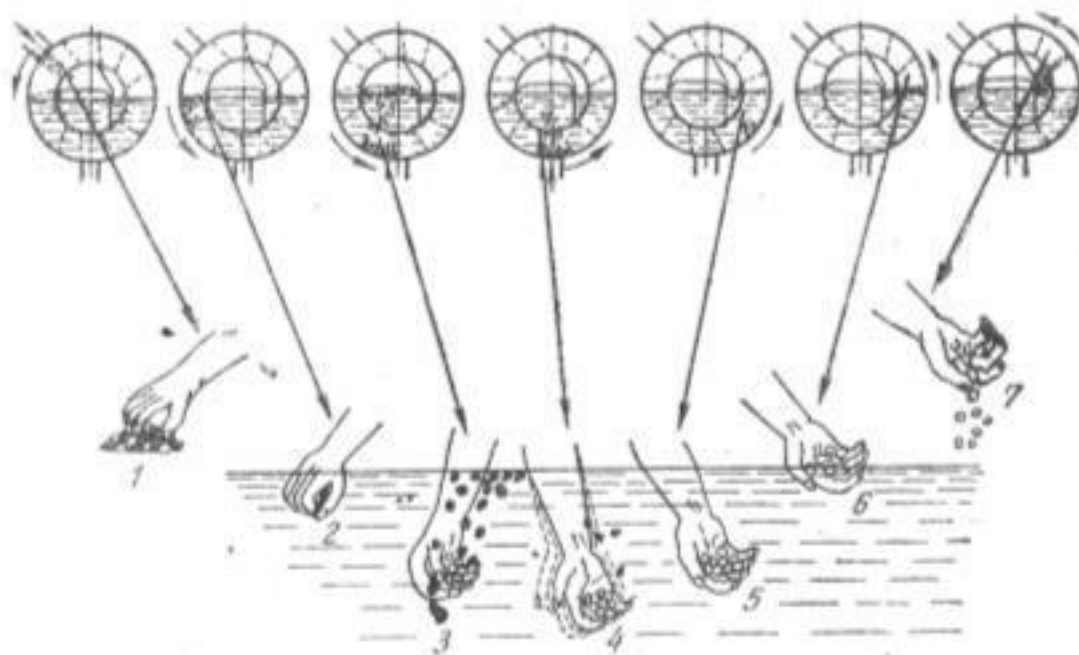


Рис. 2.12. Принцип обогащения углей в барабанном сепараторе:

1 – захват угля рукой; 2 – погружение руки с углем в суспензию; 3 – всплывание угля при раскрытии погруженной руки в суспензии; 4 – потряхивание рукой для более полного отделения концентрата; 5, 6 и 7 – удаление из суспензии невсплывшего продукта

Всплывший уголь продвигается потоком суспензии вдоль оси барабана и вместе с потоком суспензии удаляется по желобу 8. Утонувшие отходы большей плотности, чем плотность суспензии, поднимаются лопастями элеваторного колеса и сбрасываются в приемный желоб, расположенный вдоль барабана над зеркалом суспензии.

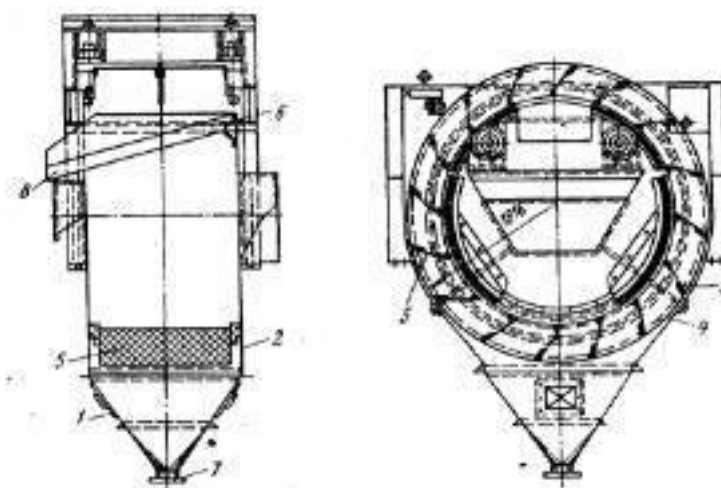


Рис. 2.13. Барабанный сепаратор «Линк-Бельт»

Схема вращающегося барабанного тяжелосредного сепаратора приведена на рис. 2.14.

Барабанный тяжелосредный сепаратор с элеваторной разгрузкой представляет собой вращающийся барабан 1, на внутренней поверхности которого закреплены перфорированные лопасти 2 (рис. 2.14).

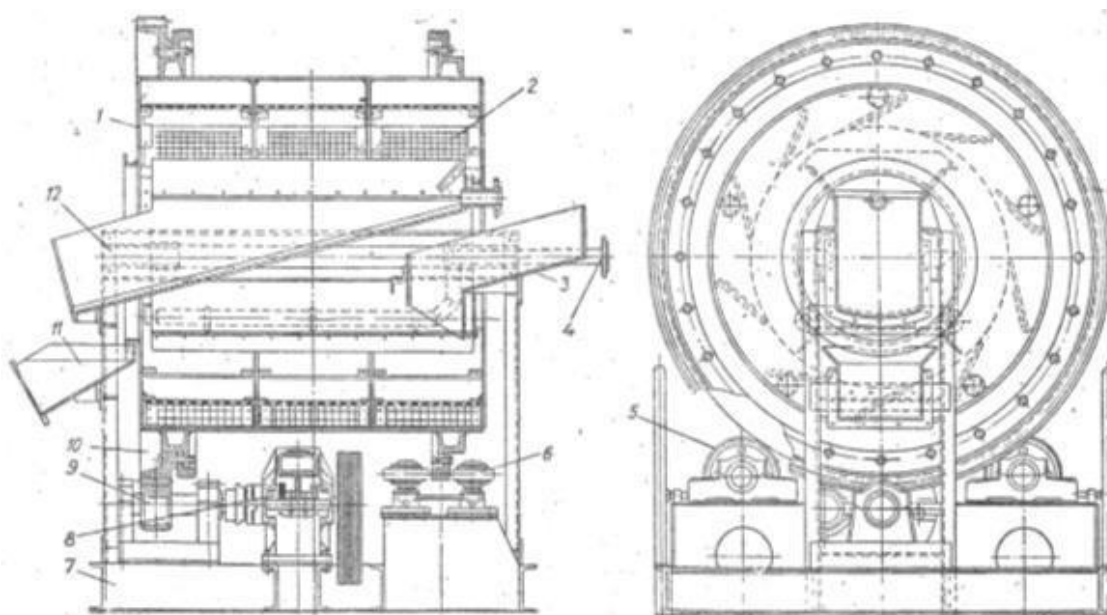


Рис. 2.14. Барабанный тяжелосредный сепаратор типа СБЭ

Исходное сырье подается внутрь барабана через отверстие в передней торцевой стенке по желобу 3, а суспензия – по трубопроводу 4. Барабан посредством реборд удерживается на четырех опорных роликах 5 и предохраняется от осевого смещения такими же роликами 6.

Привод барабана, состоящий из электродвигателя, клиноременной передачи, редуктора 8 и шестерни 9, установлен на раме 7. Непосредственно вращение ему передается через венцовую шестерню 10.

Всплывший продукт вместе с потоком суспензии самотеком через отверстие в задней торцевой стенке барабана выгружается в желоб 11. Потонувшая фракция поднимается лопастями 2 вверх, а затем под действием сил тяжести направляется в желоб 12 и далее – на отмывку суспензии. Поскольку лопасти перфорированы отверстиями, в желоб 12 попадает незначительная часть суспензии.

По сравнению с конусным сепаратором время обогащения в барабанном значительно меньше, поэтому эффективность разделения в нем несколько ниже.

Спиральные барабанные сепараторы (рис. 2.15), предназначенные для обогащения различных полезных ископаемых, изготавливаются трех типоразмеров: СБС-1,8, СБС-2,5 и СБС-3. Технологические параметры данных машин и предыдущих – аналогичны.

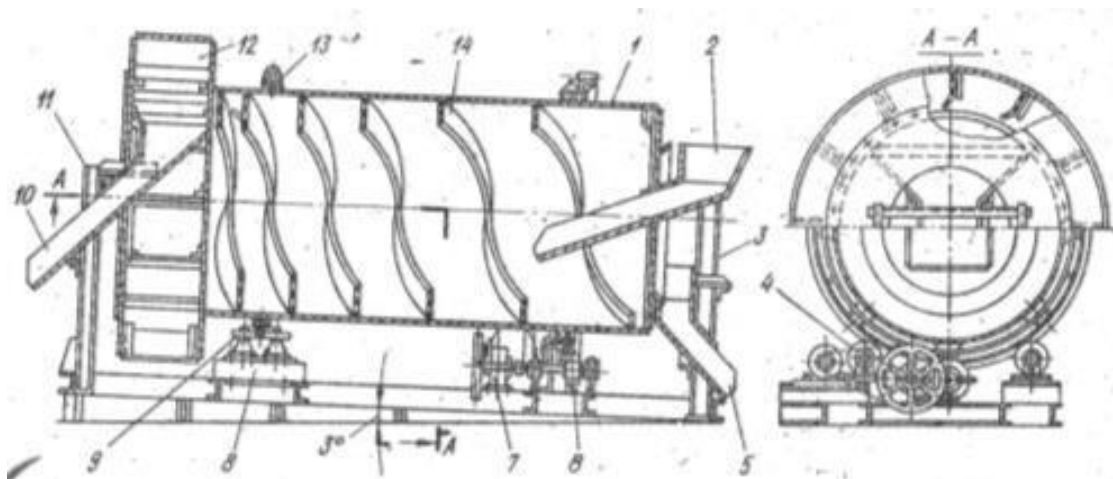


Рис. 2.15. Спиральный барабанный сепаратор типа СБС:

1 – барабан; 2, 3 – загрузочный желоб и стойка его крепления; 4 – опорный ролик; 5 – желоб всплывшего продукта; 6 – привод барабана; 7 – редуктор привода; 8 – рама; 9 – упорный ролик; 10 – желоб потонувшего продукта; 11 – стойка крепления желоба; 12 – лопастный элеватор; 13 – реборда качения; 14 – спиральная решетчатая лопасть

Конструктивно сепараторы типа СБС отличаются наличием решетчатых спиралей на внутренней поверхности барабана, при вращении которого они перемещают потонувшие фракции к его разгрузочному концу, где с помощью лопастного элеватора эти фракции поступают в желоб тяжелого продукта.

Технические характеристики некоторых барабанных сепараторов приведены в табл. А17.

2.1.5. Колесные тяжелосредние сепараторы

Сепараторы с выгрузкой осевшей фракции элеваторным колесом нашли наибольшее применение. При разделении крупного угля на два продукта применяются сепараторы с одной ванной, при разделении на три продукта – сепараторы с двумя ваннами, либо установленные последовательно два однованных сепаратора.

Наиболее широкое распространение получили сепараторы с наклонным колесом, с вертикальным колесом, с вертикальным колесом и удлиненной ванной.

Сепаратор колесный с наклонным элеваторным колесом типа СК (рис. 2.16) состоит из корпуса 1 с элеваторным колесом, ванны 8, гребкового устройства 9, днища ванны 6 и 7 с четырьмя лапами 4, окна 15 с патрубком для подачи суспензии, загрузочного желоба 13, питателя 16 для подвода суспензии, щелевого сита 14 и привода.

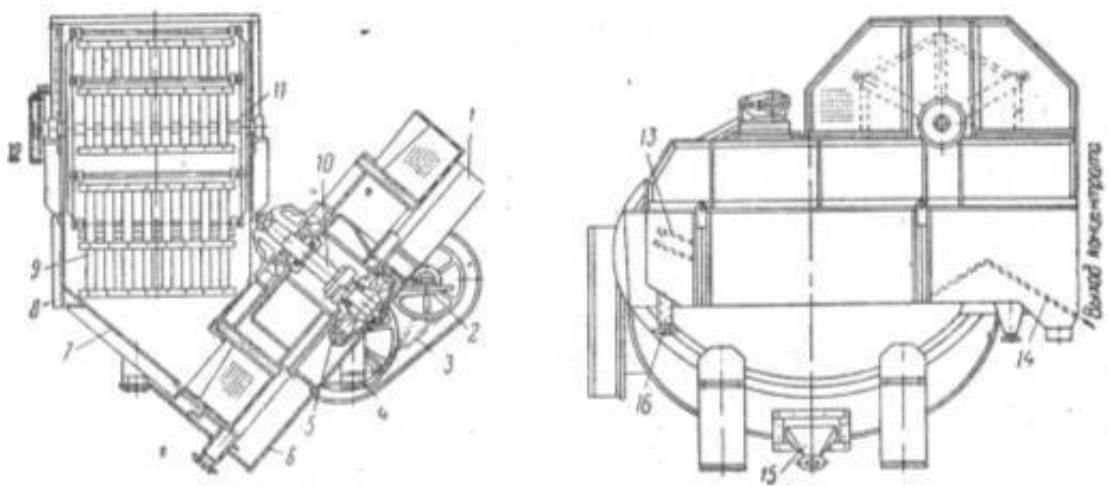


Рис. 2.16. Сепаратор колесный типа СК

Корпус 1 является опорной конструкцией сепаратора, устанавливаемой на раму или фундамент с помощью лап 4. На верхнем основании цилиндрической поверхности корпуса крепится ванна 6 прямоугольной формы. К днищу ванны крепится опора для элеваторного колеса и червячный редуктор 5. Верхняя часть опоры имеет вид наклонного желоба, в который разгружается тяжелая фракция.

Элеваторное колесо состоит из шести перфорированных черпаков и составной ступицы, насаженной на вал 10. Вал вращается в подшипниках, установленных в опоре и редукторе. Привод элеваторного колеса состоит из электродвигателя, клиноременной передачи 3, вала, установленного на кронштейне 2, и червячного редуктора.

Гребковое устройство 9 состоит из вала 11 со звездочкой 12, двух крестовин и шести лопастей. Сварные крестовины имеют ступицы и спицы, к концам которых крепят щеки с закрепленными на них осями. Лопасти подвешены шарнирно на осях и состоят из прорезиненных ремней, концы которых связаны двумя швеллерами. Привод гребкового устройства состоит из электродвигателя, редуктора и цепной передачи.

Исходное питание подается в ванну 8 по загрузочному желобу 13. Одновременно под слой материала через питатель 16 поступает тяжелая суспензия. Частицы тяжелой фракции тонут и скатываются по наклонному днищу ванны в черпаки элеваторного колеса, которыми они выносятся выше уровня суспензии и обезвоживаются. Суспензия возвращается в ванну, а осевшая фракция высыпается на разгрузочный наклонный желоб и удаляется из сепаратора.

Частицы легкой фракции всплывают на поверхность суспензии и ее поток транспортирует концентрат к разгрузочному порогу. Лопастями гребкового устройства 9 легкая фракция выгружается через порог на шелевое сито 14, где происходит отделение суспензии.

Сепараторы типа СК – двухпродуктовые, способ стабилизации суспензии – комбинированный.

Преимущества сепараторов типа СК: малое измельчение тяжелой фракции при транспортировании элеваторным колесом, максимальный размер кусков в исходном 500 мм, высокие производительность и точность разделения $E_{pm} = 0,03-0,05$.

Сепараторы типа СК предназначены для обогащения угля крупностью 13-300 мм.

Сепаратор колесный с вертикальным элеваторным колесом типа СКВ приведен на рис. 2.17.

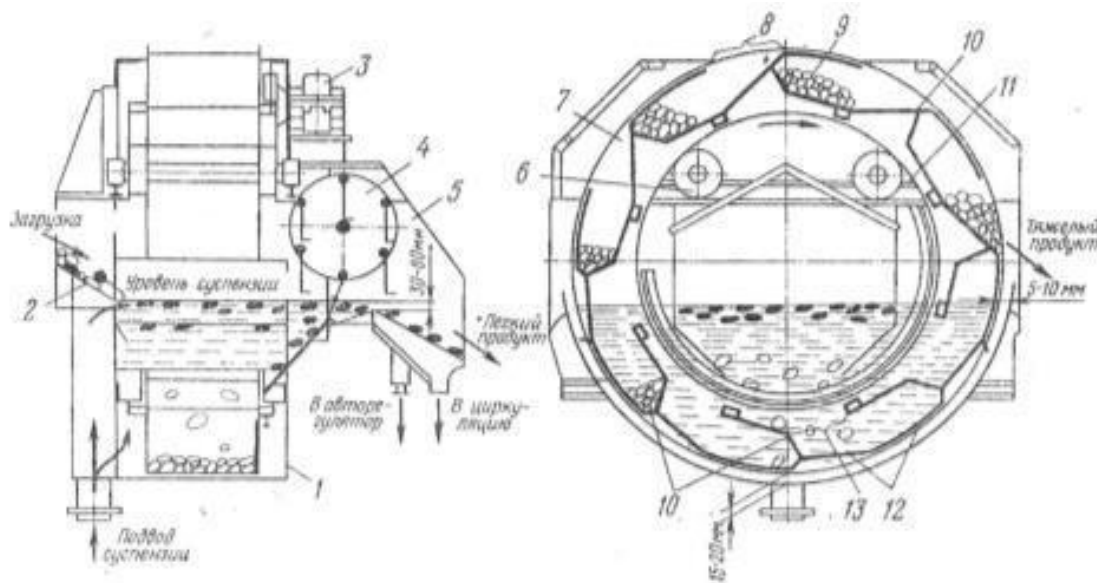


Рис. 2.17. Сепаратор СКВ с вертикальным элеваторным колесом двухпродуктовый

Основные узлы сепаратора СКВ: корпус с рабочей ванной, элеваторное колесо, гребковое устройство, приводы вращения элеваторного колеса и гребкового устройства.

В корпусе сепаратора 1 смонтированы основные узлы и механизмы: элеваторное колесо 7 с приводом 3, гребковый механизм 4 с приводом, опорные катки 6 элеваторного колеса, желоб 5 для выгрузки легкого продукта. Корпус имеет четыре опорных кронштейна для установки сепаратора на раме или опорных балках.

Исходный продукт по загрузочному желобу 2 поступает в рабочую ванну сепаратора. Через нижний патрубок корпуса в ванну подается суспензия, которая разделяется на транспортный (горизонтальный) и восходящий (вертикальный) потоки. Хорошо отрегулированные

подача и отвод суспензии обеспечивают ее обмен в ванне сепаратора и непрерывную циркуляцию. В зависимости от производительности сепаратора высота слоя суспензии, переливающейся через порог разгрузочного желоба, составляет 30–80 мм.

В ванне сепаратора исходный уголь разделяется в магнетитовой суспензии на всплывшую (легкий продукт) и потонувшую (тяжелый продукт) фракции. Передвижение всплывшей фракции вдоль ванны осуществляется транспортным потоком, а разгрузка – гребковым механизмом. Потонувшая фракция оседает на дно ванны и с помощью ковшей 9 элеваторного колеса при его вращении выгружается из сепаратора.

Элеваторное колесо беговой дорожкой опирается на катки, снабженные винтами 11 для регулировки положения колеса относительно корпуса сепаратора. Расположенные в ковшах решетки 12 под действием собственной массы поворачиваются на шарнирах 10, открывая разгрузочные 8 и загрузочные 13 окна. Для удобства компоновки на фабриках сепараторы СКВ выпускаются в правом и левом исполнениях.

Модификацией сепаратора СКВ32 является сепаратор СКВС32, предназначенный для обогащения сланца. Он имеет шесть вместо восьми ковшей элеваторного колеса, что позволяет обогащать сланец крупностью до 500 мм. Сепараторы СКВС32 выпускаются Луганским заводом угольного машиностроения им. Пархоменко по индивидуальным заказам.

С целью повышения надежности и долговечности сепараторов СКВ Гипромашуглеобогащением создана новая конструкция элеваторного колеса, в которой стационарная колосниковая решетка ковшей заменена каскадной, состоящей из перекрывающих друг друга пластин с щелями между ними, колосники откидной решетки выполнены из нержавеющей стали круглого профиля и имеют расширяющийся по ходу движения материала зазор. Усилено крепление откидных решеток, что исключает их отрыв; футеровка беговой дорожки колеса и листы, образующие внутреннюю часть ковша, изготовлены из нержавеющей стали; улучшено их крепление к беговой дорожке.

Промышленные испытания элеваторного колеса новой конструкции в течение длительного времени показали его высокую работоспособность и незначительный износ деталей. Ковши нового колеса примерно вдвое быстрее освобождаются от суспензии, чем серийные, в щелях откидной решетки заклинивается значительно меньше «трудных» зерен.

Создан также новый привод элеваторного колеса со звездочкой из износостойкого сплава с литыми необработанными зубьями. Этот привод, по данным испытаний, должен работать в два раза дольше серийного.

Произведена футеровка ванны листами из нержавеющей стали, что повысит срок ее службы примерно в пять раз по сравнению с футеровкой из углеродистой стали.

Изменена конструкция опорных катков элеваторного колеса. Увеличен диаметр вала катков, подшипники вынесены из зоны возможного попадания суспензии, взамен реборд применены съемные накладки из термообработанной стали. Катки повышенной надежности приняты заводом-изготовителем к производству, срок их службы превышает в 2–2,5 раза срок службы катков старой конструкции.

На основании исследовательских данных ИОТТ Гипромашуглеобогащением был разработан усовершенствованный промышленный сепаратор СКВП32. Луганским заводом угольного машиностроения им. Пархоменко изготовлены две модификации сепаратора – с удлиненной ванной, что обеспечивает повышенную производительность машины, и с короткой ванной, которая повторяет габариты ванны серийного сепаратора СКВ32.

Основные узлы сепаратора СКВП32 с длинной ванной (рис. 2.18): корпус с рабочей ванной, элеваторное колесо, загрузочно-распределительное устройство, гребковое устройство, приводы элеваторного колеса, загрузочно-распределительного и гребкового устройства.

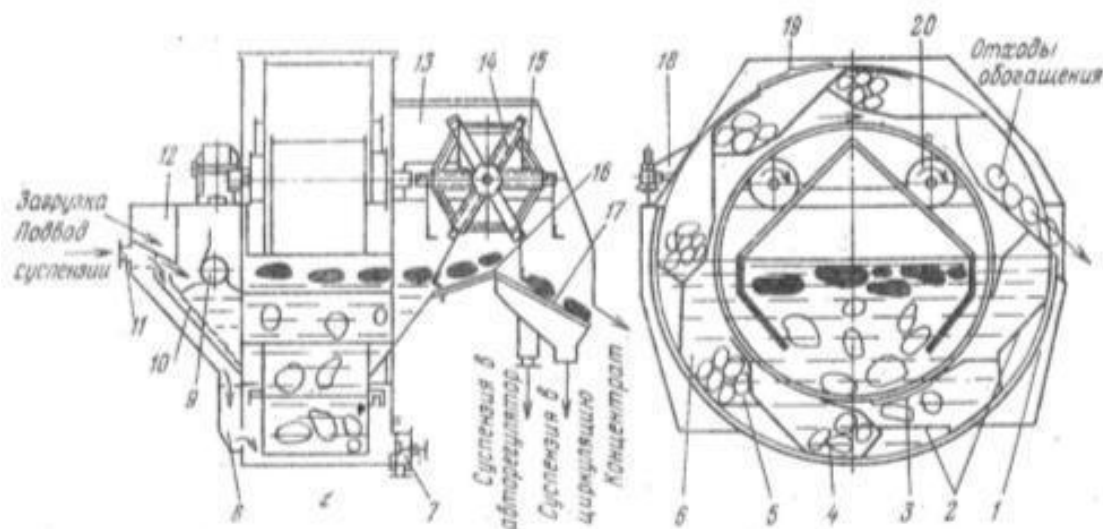


Рис. 2.18. Сепаратор СКВП двухпродуктовый с вертикальным элеваторным колесом с длинной ванной

Корпус 1 сепаратора для облегчения сборки и монтажа выполнен из отдельных частей – днища, двух боковых секций, загрузочного лотка и разгрузочного желоба. Цилиндрическая часть корпуса (ванны) имеет футеровку из нержавеющей стали. Для выпуска из ванны суспензии (после окончания работы) в нижней части корпуса предусмотрено выпускное устройство 7. В корпусе крепятся основные узлы и механизмы сепаратора: элеваторное колесо 6 для выгрузки потонувшего продукта с приводом 18; загрузочно-распределительное устройство, состоящее из загрузочного желоба 12 с течкой, патрубка 11 для подвода суспензии, жалюзийной решетки 10 для равномерного распределения транспортного потока суспензии, лопастного погружателя 9, кармана 8 для подачи восходящего потока суспензии; разгрузочный гребковый механизм 14 с лопастями 15, кожух 13 желоба для выгрузки всплывшего продукта, опорные катки 20 элеваторного колеса. Кроме того, на корпусе крепятся общий привод качаний жалюзийной решетки и вращения разгрузочного гребкового устройства.

Вертикальное элеваторное колесо опирается на катки и приводится во вращение от звездочек двух приводов, расположенных по обе стороны колеса, через втулки и цевки. Колесо оснащено съемными ковшами 4, 5. Загрузка ковшей потонувшим продуктом осуществляется через загрузочные окна 3, а выгрузка – через разгрузочные окна 19. Для этой цели ковши снабжены откидными лопастями 2, крепящимися к ковшам шарнирно. Лопасты представляют собой решетку, состоящую из колосников, приваренных к гребенке и соединенных стержнями. При вращении элеваторного колеса лопасти под действием силы тяжести поворачиваются, открывая загрузочные и разгрузочные окна ковшей.

Всплывший продукт разгрузочным гребковым механизмом со свободно подвешенными лопастями через порог 16 и сито 17 предварительно сброса суспензии со щелевидными решетками выгружается из сепаратора.

Сепаратор СКВП32 с короткой ванной отличается от сепаратора СКВП32 с длинной ванной отсутствием загрузочно-распределительного устройства, вместо которого установлен обычный загрузочный желоб.

В конструкции обеих модификаций сепаратора СКВП32 учтены все мероприятия, направленные на повышение надежности и долговечности серийных сепараторов СКВ (усиление и улучшение конструкции, применение материалов повышенного качества).

Трехпродуктовый сепаратор СТТ разработан Гипромашуглеобогащением.

Основные узлы сепаратора (рис. 2.19): корпус, элеваторные колеса, погружатель, перегружатель, гребковый механизм, приводы.

В сепараторе СТТ с двумя ваннами разделение угля производится по двум плотностям в одном потоке суспензии с единым циклом ее циркуляции.

Исходный уголь по загрузочному желобу поступает в ванну породного отделения сепаратора, где он с помощью роторного погружателя равномерно распределяется по ширине ванны и погружается в суспензию. Рабочая суспензия подается по патрубку в загрузочный желоб, создавая транспортный горизонтальный поток. В ванне породного отделения разделение осуществляется по высокой плотности, потонувший продукт (отходы) выгружается элеваторным колесом, а всплывший продукт (смесь концентрата с промпродуктом) транспортируется вдоль ванны и с помощью роторного перегружателя передается в ванну промпродуктового отделения. Перегородка между ваннами не допускает перетекания суспензии меньшей плотности из второй ванны в первую. Потонувший во второй ванне продукт (промпродукт) выгружается элеваторным колесом, а всплывший продукт (концентрат) потоком суспензии перемещается вдоль ванны и удаляется через сливной порог с помощью гребкового механизма.

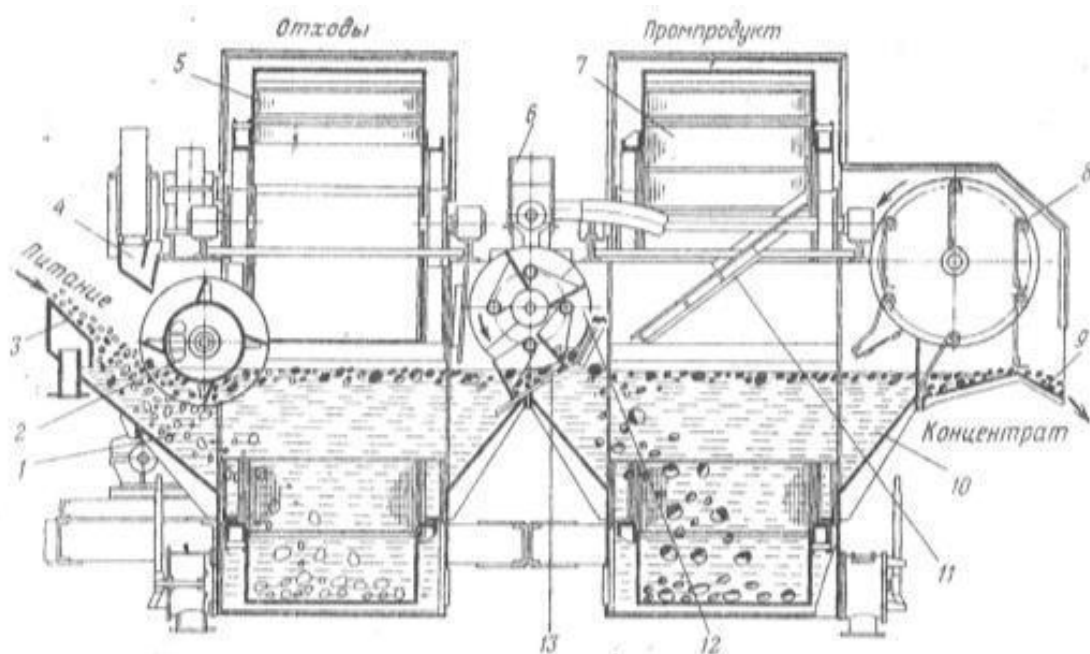


Рис. 2.19. Сепаратор СТТ трехпродуктовый с вертикальными элеваторными колесами:

1 и 10 – ванны породного и промпродуктового отделений; 2 – погружатель; 3 – загрузочный желоб; 4 – смесительный желоб; 5 и 7 – элеваторные колеса с приводами; 6 – труба для подачи слива регенерационного сепаратора на разбавление суспензии в промпродуктовом отделении; 8 – гребковый механизм с приводом; 9 – желоб для выгрузки концентрата; 11 – отбойник для суспензии; 12 – роторный перегружатель; 13 – перегородка

В породное отделение сепаратора поступает суспензия, имеющая плотность, необходимую для выделения отходов (например, 1900 кг/м^3). В промпродуктовое отделение, куда суспензия из первого отделения переходит вместе со всплывшим продуктом, подается слив регенерационных сепараторов для ее разбавления и доведения до плотности, необходимой при разделении на концентрат и промпродукт (например, 1450 кг/м^3). Плотность суспензии в обоих отделениях контролируется и поддерживается автоматическими регуляторами.

Трехпродуктовый сепаратор заменяет два последовательно установленных двухпродуктовых сепаратора, благодаря чему упрощаются аппаратные схемы тяжелосредних комплексов для обогащения коксующихся углей, которые необходимо разделять на три продукта.

За рубежом для обогащения углей в минеральных суспензиях с разделением их на два продукта применяются в основном колесные, барабанные и корытные сепараторы.

Технические характеристики отечественных и зарубежных тяжелосредних колесных сепараторов приведены в табл. А18.

2.1.6. Влияние параметров процесса на эффективность обогащения угля в тяжелосредних сепараторах

При обогащении угля в промышленных условиях в тяжелой суспензии во всплывшем и утонувшем продуктах обогащения всегда присутствуют посторонние фракции – во всплывшем выше, а в потонувшем ниже плотности разделения угля. По этой причине показатели обогащения, полученные в практических условиях, всегда хуже теоретических – зольность концентрата выше, а выход ниже.

Количество посторонних фракций в продуктах обогащения различно и зависит от многих причин. Для сепараторов, обогащающих крупные классы угля в поле действия гравитационных сил, основными факторами, обуславливающими различную засоряемость продуктов обогащения посторонними фракциями, являются: крупность обогащаемого угля, форма его частиц, обогатимость угля, характеристика тяжелой суспензии, удельная нагрузка на сепаратор, скорости восходящего и горизонтального потоков.

Крупность угля. Обогащению в тяжелой суспензии подвергается в основном уголь крупностью от 10 до 150 мм (350 мм и выше при механизированной породототборке). Таким образом, максимальный размер частиц превышает минимальный более чем в 15 раз. Вследствие различной скорости падения зерен разного размера мелкие частицы могут не успеть расслоиться полностью во время прохождения пути от места подачи исходного угля до разгрузки продуктов обогащения. По этой причине часть мелких зерен низкой плотности (меньшей, чем плотность суспензии) попадет в потонувший продукт, а более высокой плотности во всплывший. Засоряемость продуктов обогащения увеличивается с уменьшением точности классификации перед обогащением.

Форма зерен. Поведение продолговатых и особенно плоских частиц большей плотности аналогично поведению мелких или частиц меньшей плотности. Поскольку зерна плоской формы представлены в основном сланцем, содержащим вмещающие породы угля, то имеет место повышенный вынос его во всплывший продукт по сравнению с частицами круглой формы той же плотности.

Обогатимость угля. Обогатимость угля характеризуется количеством промежуточных или смежных с плотностью разделения фракций. При одной и той же вероятности разделения узкой фракции угля количество ее, попавшее в тот или иной продукт, будет тем больше, чем выше содержание этой фракции в исходном угле. Следовательно, чем труднее обогатимость угля, тем большее количество посторонних фракций будет содержаться в продуктах обогащения при одинаковой плотности разделения угля.

Характеристика тяжелой суспензии. Повышение плотности суспензии сопровождается ухудшением ее реологических параметров: увеличиваются вязкость и напряжение сдвига. По этой причине снижается скорость разделения зерен и особенно мелких, что увеличивает вероятность попадания посторонних фракций в продукты обогащения. То же наблюдается и при засорении суспензии посторонними примесями, ухудшающими ее реологическую характеристику.

Удельная нагрузка. Увеличение удельной нагрузки на сепаратор создает стесненные условия разделения, вследствие чего разделение зерен замедляется. Кроме того, происходит запутывание мелких зерен между крупными, что способствует засорению продуктов обогащения посторонними фракциями.

Скорости восходящего и горизонтального потоков. При чрезмерной скорости восходящего потока происходит вынос частиц повышенной плотности в легкий продукт. Увеличение скорости горизонтального потока сокращает время разделения угля, что снижает точность обогащения. Значительное уменьшение скорости восходящего и горизонтального потоков приводит, с одной стороны, к осаждению частиц утяжелителя суспензии и, следовательно, к снижению ее плотности в верхней зоне сепаратора, а с другой стороны, к замедлению эвакуации легкого продукта из сепаратора. Все это способствует повышенному засорению продуктов обогащения посторонними фракциями.

Конец ознакомительного фрагмента.

Текст предоставлен ООО «ЛитРес».

Прочитайте эту книгу целиком, [купив полную легальную версию](#) на ЛитРес.

Безопасно оплатить книгу можно банковской картой Visa, MasterCard, Maestro, со счета мобильного телефона, с платежного терминала, в салоне МТС или Связной, через PayPal, WebMoney, Яндекс.Деньги, QIWI Кошелек, бонусными картами или другим удобным Вам способом.