

Н.Г.БЕДРАНЬ

ОБОГАЩЕНИЕ УГЛЕЙ

Н.Г.БЕДРАНЬ

ОБОГАЩЕНИЕ УГЛЕЙ

2-е издание
переработанное и дополненное

*Допущено
Министерством высшего и среднего
специального образования СССР
в качестве учебника
для студентов вузов,
обучающихся по специальности
"Обогащение полезных ископаемых"*



Москва "Недра" 1988

ББК 33.4

Б38

УДК [622.7 : 622.33] (075)

Рецензенты:

д-р техн. наук, проф. А.А. *Абрамов*, д-р техн. наук Л.С. *Зарубин*

Бедрань Н.Г.

Б38 Обогащение углей: Учебник для вузов. — 2-е изд., перераб. и доп. — М.: Недра, 1988, — 206 с.: ил.

ISBN 5-247-00167-2

Освещено современное состояние теории и практики обогащения углей в СССР и за рубежом. Дана классификация методов и процессов обогащения углей. Описаны основное технологическое оборудование, методы оценки эффективности его работы. Во втором издании (1-е изд. — 1978 г.) значительное внимание уделено экономике обогащения, а также рациональному и комплексному использованию минеральной и органической частей углей. Приведены схемы и технологические показатели работы обогатительных фабрик, перспективные проектные решения применения нового технологического оборудования. Рассмотрены технология брикетирования бурых и каменных углей, производство высококачественного бездымного топлива и проблемы охраны окружающей среды.

Для студентов горных и горно-металлургических вузов, обучающихся по специальности "Обогащение полезных ископаемых".

Б 2505000000 — 291 304 — 88
043 (01) — 88

ББК 33.4

ISBN 5-247-00167-2

© Издательство "Недра", 1978

© Издательство "Недра", 1988, с изменениями

Угли являются одним из важнейших видов топливно-энергетического сырья. Наряду с нефтью и газом их добыча во всем мире ежегодно возрастает.

В настоящее время доля угля в мировом энергетическом балансе составляет 23 %. Запасы угля, которые экономически целесообразно разрабатывать, очень велики (они во много раз превышают запасы нефти и газа), и в будущем уголь может сыграть главную роль в решении проблемы удовлетворения растущей потребности в энергии.

По мнению ряда ученых, мир подошел к завершению одного из этапов в истории энергетики. Увеличение добычи и использования нефти, которое было основой экономического развития в предшествующие десятилетия, в будущем не предвидится из-за ограниченности ее запасов и растущей конкурентоспособности других видов сырья и способов получения энергии. В связи с этим ставится вопрос о срочной необходимости создания новой энергетической базы, которая сможет обеспечить непрерывный рост мировой экономики, и предполагается, что основой энергетики будущего станет уголь. В промышленно развитых странах он может быть основным видом топлива, обеспечивающим рост экономики, и главным заменителем нефти во многих областях ее использования в настоящее время [44].

По добыче угля Советский Союз занимает наряду с США и КНР одно из первых мест в мире.

Основными потребителями угля в нашей стране являются тепловые электростанции (42 %), черная металлургия (20 %), котельные и коммунально-бытовое хозяйство (16 %) и другие потребители (заводы полукоксования, установки по производству электродных наполнителей, адсорбентов, термографита и сульфоугля, заводы горного воска, углещелочных препаратов и др.) [9].

В Основных направлениях экономического и социального развития СССР на 1986—1990 годы и на период до 2000 года перед угольной промышленностью поставлены задачи обеспечить в 1990 г. добычу 780—800 млн. т угля, получить весь прирост продукции за счет повышения производительности труда. Решение этих задач требует ускорения развития Кузнецкого, Экибастузского, Канско-Ачинского и других угольных бассейнов Восточной Сибири и Дальнего Востока. Объем добычи угля наиболее прогрессивным открытым способом должен быть доведен не менее чем до 46 %.

Наряду с ростом добычи непрерывно растет абсолютная масса углей, направляемых на обогащение, рассортировку и брикетирование.

Непрерывный рост объема обогащаемых углей в СССР обусловлен требованиями повышения их качества, предопределяющего экономическую эффективность использования углей. Вместе с тем вследствие ухудшения горно-геологических условий добычи углей, широкой механизации производства и других причин их качественная харак-

теристика по зольности, гранулометрическому составу, влажности и сернистости ухудшается. Так, за последние десять лет зольность добываемых углей увеличилась на 3,4 % и составила в 1987 г. 26,7 %; при этом зольность горной массы, поступающей на углеобогачительные фабрики, увеличилась до 35,7 %.

Увеличение зольности добываемых коксующихся углей приводит к повышению затрат при их подготовке к коксованию, расхода кокса и флюсов при производстве чугуна и снижению производительности доменных печей.

Повышенная зольность энергетического топлива снижает КПД топливоиспользующих агрегатов, вызывает преждевременное изнашивание отдельных узлов оборудования, способствует загрязнению дымовыми газами окружающей среды.

Минеральные примеси в углях являются балластом при их перевозках к потребителю. Для перевозок минеральных примесей (золы), содержащихся в углях, задалживают огромное число железнодорожных вагонов, а эксплуатационные расходы при этом исчисляются миллионами рублей в год. Таким образом, повышение качества углей за счет уменьшения их зольности при добыче и обогащении — одна из важнейших задач, стоящих перед угольной промышленностью.

Увеличение содержания мелких классов и пыли в добываемых углях также приводит к снижению экономической эффективности их использования. При ухудшении гранулометрической характеристики коксующихся углей увеличиваются расходы при их обогащении, так как стоимость обработки мелких классов и особенно шламов (0—1 мм) в несколько раз больше стоимости обработки крупных классов. Кроме того, повышенное содержание шламов в шихте, направляемой на коксование, приводит к падению производительности коксовых батарей.

Сильно измельченные энергетические угли могут успешно сжигаться только в пылеугольных топках электростанций. Между тем в народном хозяйстве имеется большое число энергетических установок со слоевой системой сжигания, работающих на крупных классах угля, т.е. на сортовом топливе. Так, угольная промышленность обеспечивает две трети топлива для коммунально-бытовых нужд (отопительные печи, промышленные и бытовые котельные и другие энергетические установки).

Использование в энергетических установках со слоевой системой сжигания рядового нерассортированного угля, особенно со значительным содержанием мелочи, приводит к снижению коэффициента использования топлива, потерям горючей части с отходящими дымовыми газами и загрязнению окружающей среды. Многие виды сортового топлива и брикеты, производимые угольной промышленностью, при сжигании выделяют большое количество дыма, ухудшая санитарное состояние воздушного бассейна. Таким образом, увеличение объема производства и повышение качества сортового топлива и брикетов остаются важной задачей углеобогащения.

Не менее важная задача, связанная с обогащением углей, — снижение

в них содержания сернистых соединений, так как наличие серы в углях наносит большой вред технологическим процессам, связанным с использованием кокса в металлургической промышленности, энергетических агрегатах, и загрязняет воздушный бассейн.

Присутствие серы в коксе отрицательно влияет на ведение доменного процесса, его экономику и качество вырабатываемой продукции. Одна десятая доля процента серы в коксе увеличивает его расход и расход флюсов на производство чугуна на 2–2,5 %. При этом снижаются производительность и коэффициент использования полезного объема доменной печи. Попадая из металлургического кокса в металлы, сера значительно ухудшает их качество.

Сера в энергетических углях — также вредная примесь. Сжигание высокосернистых энергетических углей в топках вызывает коррозию оборудования, преждевременное изнашивание и снижение надежности работы отдельных узлов и деталей. Расчетами установлено, что каждая тонна серы, сожженная вместе с углем в энергетических установках, повышает расходы по эксплуатации последних примерно на 30 руб. без учета экологического вреда.

Извлечение серы из углей при их комплексной переработке может не только значительно улучшить технологическую и энергетическую ценность углей, но и позволит использовать серу как сырье для химической промышленности.

Снижение влажности добываемых углей и продуктов обогащения необходимо для их рационального использования. Влага в угольном топливе снижает теплотехнические показатели технологических и энергетических установок и приводит к дополнительным затратам на транспортирование углей. Увеличение влажности перевозимых углей на 1 % сопровождается повышением транспортных расходов примерно на 15 млн. руб./год. Кроме того, излишняя влага в зимнее время приводит к повышенной смерзаемости углей, что требует дополнительных затрат на транспортирование и разгрузку.

Углеобогащительные фабрики являются мощными высокомеханизированными и автоматизированными предприятиями, оснащены новой производительной техникой и работают с применением прогрессивной технологии обогащения в минеральных суспензиях, отсадки и флотации. С применением этих процессов перерабатывается около 93 % обогащаемых на фабриках углей.

В двенадцатой пятилетке увеличение объемов переработки углей планируется за счет повышения мощности обогатительных фабрик путем их технического перевооружения, реконструкции и строительства пяти новых фабрик общей мощностью 32 млн. т угля в год. В 1990 г. объем переработки углей будет увеличен в 1,1 раза, выпуск угольного концентрата составит 190 млн. т, крупных и средних сортов угля — 75 — 80 млн. т, брикетов — около 7 млн. т [41].

Предусматривается дальнейшее повышение доли прогрессивных методов обогащения, а также создание комплексов автоматизированного оборудования большой единичной мощности и автоматизированных

систем с оптимизацией технологических процессов для оснащения фабрик с секциями производительностью до 1000 т/ч.

Обогащение углей в последние годы направлено на решение задач комплексного использования их органической и минеральной составляющих. Особое значение приобретает расширение области применения углей для производства газов, жидких топлив и других технологических нужд, в частности для изготовления электродов и углеродных блоков, применяемых в качестве восстановителя при электротермических процессах производства цветных металлов, агломерации железных руд и др. Определяются технические возможности широкого использования минеральной части угля в глиноземном производстве и производстве строительных материалов. Поэтому наряду с вводом новых мощностей намечается проведение больших работ по реконструкции и техническому перевооружению действующих углеобогащительных фабрик.

Техника и технология обогащения углей развиваются на основе последних достижений научных исследований, проводимых во многих научно-исследовательских, проектных институтах и вузах. Наиболее известные и эффективные исследования выполняются в ИОТТ, УкрНИИУглеобогащении, ИГИ, КузНИИУглеобогащении, Гипромашобогащении, Гипромашуглеобогащении, Донецком политехническом институте, Днепропетровском горном институте и др.

На базе исследований модернизируют существующие и строят новые современные углеобогащительные фабрики. Проектирование их осуществляется ведущими проектными институтами: Южгипрошахт, Сибгипрошахт, Гипрошахт, Ростовгипрошахт и др.

Темпы развития обогащения углей должны опережать темпы роста их добычи. Это вызывает необходимость дальнейшего совершенствования техники и технологии обогащения углей, разработки новых процессов, особенно в области комплексного и рационального использования органической и минеральной частей углей.

ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА УГЛЕЙ И ОЦЕНКА РЕЗУЛЬТАТОВ ИХ ОБОГАЩЕНИЯ

§ 1. ПРОИСХОЖДЕНИЕ И СВОЙСТВА ПРИРОДНЫХ УГЛЕЙ

Природные угли — это твердые горючие вещества органического происхождения. Исходным материалом их образования служили преимущественно растительные остатки. В зависимости от природных условий и состава растительных остатков химическое преобразование исходных органических веществ в угольное вещество протекало различными путями, что обусловило многообразие генетических типов углей и их свойств.

По особенностям исходных растительных материалов различают в основном два класса горючих ископаемых: гумолиты (гумиты и липтобиолиты), образовавшиеся из высших многоклеточных растений, и сапропелиты, образовавшиеся из низших растительных материалов и животного планктона. Последние встречаются сравнительно редко.

Наиболее аргументированной в настоящее время считается концепция последовательности стадий образования так называемых гумусовых углей [14]. Остатки органического вещества растений последовательно превращаются в торф, бурые угли, каменные угли и антрациты. Последовательность преобразований называют стадиями метаморфизма. Бурые угли относят к самой низкой, а антрациты — к самой высокой стадиям метаморфизма.

Бурые угли, однако, не обязательно являются промежуточной стадией углеобразования. В зависимости от условий генезиса они могут быть и конечным продуктом.

Торфяная стадия представляется как узловая в образовании гумусовых углей; именно на этой стадии возникают элементы угольной структуры в форме разнообразных молекулярных образований с ядрами конденсированного ароматического углерода, которые называют гуминовыми веществами. Процесс углеобразования в торфянике получил название гумификации органической массы.

В буроугольной и последующих стадиях углеобразования после захоронения торфяника под наносными отложениями условия преобразования органической массы изменяются от химически деструктирующих к структурирующим физическим условиям в замкнутом пространстве с соответствующим повышением температуры и давления. В отличие от процесса биохимической гумификации на этих стадиях действуют геохимические факторы углеобразования.

На стадии бурых углей преобладали химические процессы поликонденсации при взаимодействии разнообразных активных функциональных групп, содержащихся в молекулах гуминовых веществ, для которых характерно разнообразие размеров и природы конденсиро-

ванного ароматического ядра и периферийных групп. Образовавшееся угольное вещество полимерного строения может быть по праву названо гуминовым полимером, если учесть, что молекулы гуминовых веществ играли роль мономеров в процессе поликонденсации.

Метаморфизм каменных углей и антрацитов характеризуется химическим преобразованием полимерной угольной структуры с дальнейшим накоплением углерода в форме конденсированных ароматических слоев. Часть углерода боковых радикалов вместе с водородом и кислородом удаляется в виде газов (CO_2 , CH_4 и др.) через пласты угля и окружающие породы.

Периодическими изменениями условий покрытия органической массы водой и осадочными породами объясняется образование многочисленных угольных напластований. Разнообразие морфологических разностей и вещественного состава растительных остатков, а также неодинаковая скорость их химического преобразования привели к высокой степени неоднородности угольного вещества. Этим же обуславливаются значительные различия в петрографическом составе, химических и физических свойствах ископаемых углей.

Петрографический состав углей. В практике углеиспользования необходимо учитывать наличие каменных углей в основном трех наиболее важных типов: гумитов разной степени метаморфизма, липтобиолитов и сапропелитов.

Чистый уголь (без механических примесей) визуальнo характеризуется полосчатым строением перемежающихся блестящих и матовых слоев, в которых наблюдаются взаимные включения блестящих и матовых разностей в виде линз, гнезд и пластин. В общепринятой номенклатуре гумусовых углей различают под микроскопом четыре генетических типа: витрен, кларен, дюрен и фюзен. Эти разновидности в углепетрографии получили название инградиентов или в международной классификации — макролитотипов. Под микроскопом, однако, можно наблюдать значительно большее число составляющих, которые обычно называют микрокомпонентами. Свойства микрокомпонентов определяются морфологией исходного растительного вещества, химически преобразованного в процессах гумификации и метаморфизма.

Согласно номенклатуре, принятой в СССР, в соответствии с ГОСТ 9414—74 "Угли каменные. Метод определения петрографического состава", микрокомпоненты гумусовых углей объединяют в группы витринита Vt, семивитринита Sv, инертинита I (фюзенита F), липтинита L, альгинита Ag, микстинита M, минеральных примесей MI.

Основными признаками объединения микрокомпонентов в группы являются их отражательная способность, цвет, структура и микрорельеф, которые выявляются в результате сравнения отдельных микрокомпонентов между собой.

За эталон отражательной способности и рельефа в каждом угле принимают компоненты группы витринита. Группы микрокомпонентов липтинита и инертинита (фюзенита) имеют соответственно наимень-

ший и наибольший показатель отражения. Внутри групп органические компоненты различают по сохранности их растительной структуры или морфологическим признакам, а минеральные — по отражательной способности, высоте микрорельефа, цвету и форме залегания.

Так, группа минеральных примесей M_I объединяет следующие микрокомпоненты: глинистое вещество M_{I1} , сульфиды железа M_{I2} , карбонаты M_{I3} , кварц M_{I4} и прочие минеральные примеси M_{I5} .

Содержание органических микрокомпонентов определяют в аншлифах-брикетах под микроскопом в отраженном свете с применением масляной иммерсии при увеличении в 300–600 раз, а содержание минеральных примесей подсчитывают также в отраженном свете, но в воздушной среде, при увеличении в 200–300 раз. Символы микрокомпонентов Vt , Sv и т.д. используют для обозначений на микрофотографиях аншлифов включений витринита, семивитринита и т.д.

Наряду с указанными выше различиями все микрокомпоненты отличаются друг от друга физическими и химическими свойствами: плотностью, химическим составом, теплотой сгорания, выходом летучих веществ, спекаемостью и другими показателями. Так, микрокомпоненты группы витринита коксующихся углей характеризуются повышенным выходом летучих веществ и хорошей спекаемостью, тогда как микрокомпоненты инертинита — минимальным выходом летучих веществ и нулевой спекаемостью.

Таким образом, знание петрографического состава углей необходимо для определения оптимальных пределов их дробления, рационального предела обогащения и способов технологической переработки.

Элементный состав — общепринятая характеристика органической массы углей (содержание углерода C^O , водорода H^O , азота N^O и кислорода O^O). По данным элементного состава достаточно точно можно определить теплоту сгорания, теоретическую температуру горения, состав продуктов горения, выход продуктов термического разложения и степень углефикации. Элементный состав обычно пересчитывают на сухое беззольное состояние топлива.

При нагревании до высоких температур без доступа воздуха уголь разлагается с образованием жидких и газообразных продуктов (в основном углеводородов), называемых летучими веществами. Выход летучих веществ V^{daf} (% на сухое беззольное состояние) и их состав зависят от природы, стадии метаморфизма, молекулярной структуры угля и условий термического воздействия на него — температуры и времени нагрева.

Полученный в результате термического разложения твердый остаток называют нелетучим.

Удельная теплота сгорания (Дж/кг) — основной энергетический показатель качества углей. Ее определяют сжиганием навески угля в калориметрической бомбе в сжатом кислороде и замером выделившегося тепла.

Различают высшую и низшую теплоту сгорания углей.

Высшая теплота сгорания Q_s^{daf} в расчете на сухое беззольное состояние определяется путем сжигания навески в калориметрической бомбе за вычетом теплоты, выделившейся при образовании серной и азотной кислот.

Низшая теплота сгорания Q_f' рассчитывается на рабочую массу за вычетом теплоты, выделенной при испарении воды. Теплота сгорания Q_f' изменяется в широких пределах, так как она зависит не только от свойств угольного вещества, но и от зольности и влажности углей. С увеличением зольности и влажности углей уменьшается содержание горючей массы и теплота сгорания резко снижается.

Сравнительные показатели элементного состава и свойств донецких углей приведены в табл. 1.

Физические и физико-химические свойства углей. Физические свойства углей в основном определяют возможности и эффективность применения тех или иных процессов для их обогащения. Разнообразие физических свойств чистых углей (без механических примесей) позволяет в данной книге рассмотреть только те их основные свойства, которые могут иметь значение при выборе существующих процессов обогащения и для разработки новых перспективных направлений совершенствования техники и технологии обогащения [34].

Плотность угля представляет собой отношение его массы к объему.

Действительная плотность угля ρ_d — отношение массы тела, лишенного воздуха и свободной (несвязанной) влаги, к его объему без пор и трещин.

Плотность каменных углей, антрацита, горючих сланцев и природных прослоек определяют по ГОСТ 2160—82 (СТ СЭВ 2615—80).

Действительная плотность, пересчитанная на сухое беззольное вещество ρ_o , называется плотностью органической массы углей.

Плотность органической массы и других компонентов углей зависит от его природы, петрографического состава и стадии метаморфизма. Так, плотность органической массы каменных углей возрастает от длиннопламенных к тощим и антрациту, углей Донецкого бассейна изменяется от 1160 до 1590 кг/м³. Плотность минеральных примесей, содержащихся в этих углях, может изменяться от 2700 (глинистые минералы, кварц) до 5000 кг/м³ (пирит).

Кажущаяся плотность ρ_k (в дальнейшем именуемая как плотность ρ) — это масса единицы объема пористого (натурального) тела. Кажущаяся плотность всегда меньше действительной; для органической массы каменных углей она находится в пределах 1200—1350 кг/м³.

Насыпная плотность угля — отношение его массы к объему, заполненному свободной или уплотненной насыпкой (плотность массы угля в штабеле, вагоне, бункере или в других емкостях). Она изменяется в довольно широких пределах и зависит от плотности, размера кусков, гранулометрического состава и влажности углей.

Многочисленными исследованиями установлена тесная корреляционная связь между плотностью углей и их зольностью (рис. 1). Для

**Выход летучих веществ, теплота сгорания
и элементный состав органической массы донецких углей различных марок**

Марка угля	$V^{daf}, \%$	$Q_s^{daf}, \text{Дж/кг}$	$C^O, \%$	$H^O, \%$	$N^O, \%$	$O^O, \%$
Д	≥ 37	31977 – 33858	74–86	5 – 6	1,4–1,8	10,0–17,5
Г	≥ 35	33022 – 34694	78–89	4,5–5,5	1,1–1,8	6,8–16
Ж	27–35	34694 – 36366	84–90	4 – 5,4	1,1–1,8	5–10,5
К	18–27	35112 – 36575	87–92	4–5,2	1,1–1,7	3–8
ОС	14–22	35321 – 36784	89–94	3,8–4,9	1,1–1,7	2–5
Т	17–8	35112 – 34694	90–95	3,4–4,4	1,1–1,7	1,6–4,5
А	< 8	≤ 35112	93–97	7,6–2,9	0,7–1,6	0,4–2,2

углей любой стадии метаморфизма характерно увеличение плотности при увеличении зольности.

Различия в плотностях компонентов добытой угольной массы — определяющий фактор применения для их разделения гравитационных процессов обогащения.

Механическая прочность углей характеризуется дробимостью, хрупкостью, твердостью, временным сопротивлением сжатию, а также термической стойкостью (для антрацитов). Наиболее общий показатель прочности углей — индекс механической прочности [35]. Для определения индекса механической прочности пробу угля крупностью от 13 до 100 мм разрушают во вращающемся закрытом барабане. По истечении заданного времени измельчения определяют оставшуюся неразрушенной массу кусков крупностью более нижнего предела испытываемого класса. Выход кусков крупностью более нижнего предела для соответствующих классов грохоченого угля и крупностью более 13 мм для рядовых углей, выраженных в процентах от массы загруженного в барабан угля, принимают за показатель (индекс) механической прочности угля.

Механическая прочность каменных углей зависит от состава органической массы и минеральных примесей. Она наиболее высока у длиннопламенных и газовых углей, резко снижается у жирных, коксовых и некоторых тощих углей.

Антрацит относится преимущественно к механически прочным и очень прочным углям, а большинство бурых углей обладают самой низкой прочностью.

Механическая прочность обуславливает гранулометрический состав добываемых углей, его изменение и шламообразование при транспортировании, складировании и обогащении. Она является одним из факторов, влияющих на выбор процессов и схем обогащения углей.

Влагоемкость углей — свойство поглощать влагу — важный показатель, особенно для характеристики размокаемости вмещающих пород. Поскольку процессы обогащения углей в основном осуществ-

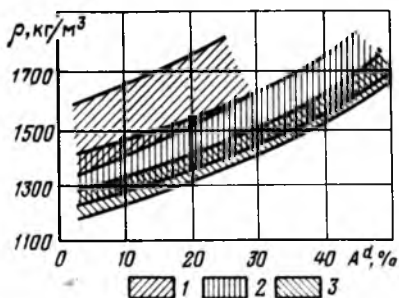


Рис. 1. Зависимость плотности углей ρ различных стадий метаморфизма от зольности A_d :
1 — антрациты; 2 — каменные угли;
3 — бурые угли

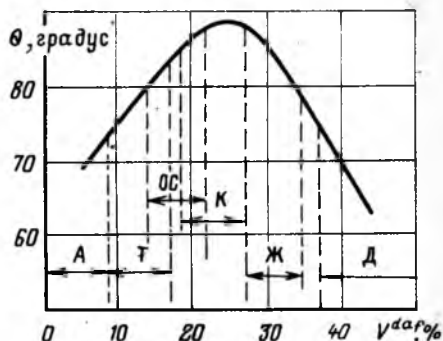


Рис. 2. Зависимость краевого угла смачивания θ от выхода летучих веществ V_{daf} для донецких углей различных марок

входят в водной среде, их размокаемость обуславливает шламообразование, чистоту оборотной воды и другие параметры технологического процесса.

Максимальную влагоемкость $W_{\max}$ бурых, каменных углей и антрацитов определяют по ГОСТ 8858-76. Сущность метода определения максимальной влагоемкости заключается в выдерживании воздушно-сухой пробы угля крупностью 13–50 мм в воде в течение 2 ч и последующем определении содержания общей влаги в угле после стекания воды в течение 20 мин [35].

Смачиваемость углей определяется краевым углом смачивания θ , изменяющимся от 0 до 180°. Меньшие значения краевых углов имеют хорошо смачиваемые (гидрофильные) поверхности частиц. Наоборот, частицы, поверхность которых слабо удерживает воду, являются гидрофобными. На свойстве смачиваемости основан флотационный метод, широко применяемый для обогащения самых разнообразных полезных ископаемых, в том числе углей.

Чистое угольное вещество является гидрофобным, а минеральные примеси — в большинстве случаев гидрофильными. Однако гидрофобность органического вещества углей зависит от их химического состава и стадии метаморфизма (рис. 2), что в принципе позволяет осуществлять избирательное разделение петрографических компонентов методом флотации.

Коэффициент трения углей — один из важных расчетных показателей при определении угла наклона желобов и других транспортных устройств для рядовых углей и продуктов обогащения. Коэффициент трения также существенно влияет на результаты разделения некоторых процессов (например, при обогащении на концентрационных столах, противоточной сепарацией, по трению, при обезвоживании в центрифугах и др.). Некоторые значения коэффициентов трения донецких углей по данным УкрНИИУглеобогащения приведены в табл. 2.

Таблица 2

Коэффициенты трения покоя для донецких углей крупностью 20–25 мм

Марка угля, порода	Материал поверхности трения					
	шлакоситал С-700				сталь марки Ст. 3	
	в водной среде		в воздушной среде		в водной среде	в воздуш- ной среде
	Класс чистоты поверхности (шероховатость)					
	5	7	5	7	7	7
Д	0,335	0,289	0,335	0,291	0,358	0,364
Г	0,376	0,271	0,386	0,328	0,333	0,349
Ж	0,367	0,338	0,354	0,299	0,370	0,354
К	0,394	0,289	0,396	0,342	0,361	0,370
ОС	0,347	0,315	0,367	0,318	0,418	0,431
Т	0,299	0,276	0,331	0,296	0,361	0,351
А	0,320	0,200	0,321	0,210	0,302	0,352
Аргиллит	0,403	0,309	0,416	0,349	0,370	0,390

Оптические свойства углей (цвет, блеск, прозрачность, отражательная способность и др.) определяются молекулярной структурой органического вещества и закономерно изменяются в зависимости от изменения этой структуры на разных стадиях метаморфизма. Так, разные микрокомпоненты углей имеют различную отражательную способность, возрастающую от липтинита к инертиниту. Это позволяет использовать показатель отражения как одну из наиболее важных оптических характеристик для диагностики компонентов угля.

Оптические свойства углей могут быть использованы при разработке специальных методов обогащения, в частности для разделения блестящих (группа витринита) и матовых (группа инертинита) микрокомпонентов, а также для выделения из крупнокускового блестящего угля пустой породы.

Электрические свойства углей характеризуются проводимостью электрического тока. Электрическое сопротивление угля зависит от его химического и минерального состава, а также влажности и температуры.

В целом ископаемые угли могут быть отнесены к полупроводникам. Удельное электрическое сопротивление каменных углей и антрацитов, определенное в порошке при комнатной температуре и атмосферном давлении, составляет: $10^{10} - 2 \cdot 10^{10}$ Ом·см — для донецких углей марок Г и Ж; $5 \cdot 10^5 - 2 \cdot 10^6$ Ом·см — для донецких антрацитов.

Влажность углей, а также содержание в воде растворимых солей значительно изменяют их электрическое сопротивление. Чем выше влажность угля и чем больше его минеральные примеси содержат растворимых в воде солей, тем значительно снижается электрическое сопротивление.

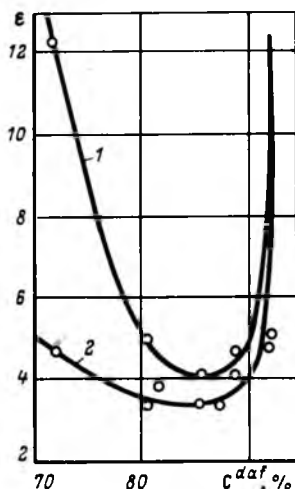


Рис. 3. Влияние влажности и содержания углерода C_{daf} на диэлектрическую проницаемость угля ϵ :

1 — воздушно-сухой уголь;
2 — абсолютно сухой уголь

Нагревание каменных углей приводит к снижению электрического сопротивления до минимальных значений, определяемых температурой 1000 — 1300 °С.

Различия в электропроводности кусков угля и породы используются для механизированной выборки породы в электрических породовыборных сепараторах.

Диэлектрические свойства углей определяются диэлектрической проницаемостью, зависящей от природных свойств углей и их влажности. С увеличением содержания влаги диэлектрическая проницаемость увеличивается (рис. 3).

Диэлектрические свойства углей могут быть использованы для разработки новых процессов и аппаратов глубокого сухого обогащения углей (электрическая сепарация и пылеулавливание). Эти же свойства используются в настоящее время в различных приборах-влажмерах для контроля и автоматизации технологических процессов обогащения углей.

Магнитные свойства углей характеризуются магнитной восприимчивостью, которая для чистых углей закономерно возрастает с увеличением стадии метаморфизма.

Угольное вещество является диамагнитным. Удельная магнитная восприимчивость диамагнитных тел отрицательная ($\chi < 0$) [34]. Минеральные примеси в углях характеризуются парамагнитными свойствами; их удельная магнитная восприимчивость положительная и находится в пределах $10^{-9} - 10^{-5} \text{ м}^3/\text{кг}$.

Различия в магнитных свойствах угольного вещества и минеральных примесей позволяют в принципе использовать магнитный метод для обогащения угля. Особенно следует считать перспективным магнитное обессеривание углей удалением пирита, удельная магнитная восприимчивость которого находится в пределах $1,2 \cdot 10^{-8} \text{ м}^3/\text{кг}$, что значительно выше магнитной восприимчивости других парамагнитных примесей, например кварца ($\chi = 0,2 \cdot 10^{-8} \text{ м}^3/\text{кг}$).

§ 2. КАЧЕСТВЕННАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА И ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ КЛАССИФИКАЦИЯ КАМЕННЫХ УГЛЕЙ

Рядовые (необогащенные) угли и продукты обогащения содержат в определенных количествах неорганические составляющие — влагу и минеральные примеси. Удаление минеральных примесей — основная задача технологии обогащения углей.

Минеральные компоненты твердых горючих ископаемых большинства месторождений СССР представлены в основном силикатами, алюмосиликатами, карбонатами, сульфидами, сульфатами, фосфатами, галогенидами. Минеральные вещества, содержащиеся в добытом угле, подразделяются на две основные группы.

Первая группа — минералы, принесенные в торфяник в виде обломков с суши или вместе с растениями-углеобразователями при выделении из растворов на ранних стадиях углеобразования, а также минералы, попавшие в сформировавшиеся угольные пласты из растворов вмещающих пород. К ним относятся глинистые минералы, кварц, слюда, полевые шпаты, сернистые соединения железа (пирит, марказит), карбонаты кальция, магния и железа, галит (поваренная соль), вторичные сульфиды железа, меди, цинка и другие минералы.

Минералы первой группы распределяются в самом органическом веществе или образуют включения в виде прослоек, линзочек, почек и стяжений различной вкрапленности. Трудность обогащения таких углей зависит от частоты и мощности породных прослоек и дисперсности минеральных включений.

Вторая группа — минералы в виде обломков вмещающих пород, попавших в уголь из почвы и кровли при добыче. Это различные глинистые минералы (каолинит, гидрослюда, смешанослойные силикаты, монтмориллонит, хлориты), кварц, слюды, полевые шпаты. При карбонатной кровле возможно попадание в уголь кальцита и доломита.

Как правило, такие включения представляют собой агрегаты из нескольких минералов. Обогащение угля, засоренного попавшими при добыче минеральными примесями, осуществляется сравнительно легко. Однако значительные трудности могут возникнуть в том случае, когда эти примеси являются глинистыми породами повышенной размокаемости. Попадая в водную среду при мокром обогащении, они образуют большое количество илистых шламов, повышая плотность и вязкость оборотных вод и усложняя их регенерацию.

По мере развития техники обогащения все чаще возникают задачи разработки безотходной технологии, т.е. комплексной переработки и использования всех компонентов добываемых углей, в том числе отходов, отправляемых в настоящее время в большинстве случаев в отвалы.

Все используемые виды твердых горючих ископаемых можно подразделить на энергетические и технологические. Угли, пригодные только для сжигания в котельных топках, составляют группу энергетических углей. Основные ресурсы энергетических видов твердых горючих ископаемых каменноугольной и более высокой стадии зрелости состоят в первую очередь из антрацитов и высокометаморфизованных каменных углей — неспекающихся, отоженных и тощих.

Твердые горючие ископаемые, которые по составу и свойствам целесообразнее использовать в качестве сырья для переработки различными методами, относятся к сравнительно большой группе технологических углей. Как сырье для технологической переработки наи-

большую ценность представляют реакционноспособные угли, имеющие в своей молекулярной структуре много ослабленных (по прочности связей) точек — кислород- и водородсодержащих функциональных групп при относительно небольшой величине или даже отсутствии конденсированных ароматических решеток.

Органическая масса таких углей имеет большую ценность как химическое сырье для переработки. Из каменных углей в технологическую группу должны быть включены все виды спекающихся углей невысокой степени метаморфизма, а также различные липтобиолиты и сапропелиты.

Экономическая эффективность химико-технологической переработки углей в значительной мере зависит от степени однородности их органической массы и в первую очередь от загрязненности ее минеральными веществами. Повышенная зольность технологических углей требует их предварительного обогащения, что усложняет и удорожает весь технологический процесс в целом. Поэтому нередко переводят даже ценные технологические угли в группу энергетических углей, если обогащение их оказывается трудным и малоэффективным [12].

Гранулометрический состав углей характеризует количественное соотношение зерен (частиц) по крупности в сыпучей массе. Он определяется ситовым анализом путем просева пробы угля на стандартных решетках и ситах в соответствии с ГОСТ 2093—82. Гранулометрический состав зависит от механической прочности углей и способов их добычи.

На рис. 4 приведены для сравнения данные о гранулометрическом составе эксплуатационных проб донецких углей некоторых марок. Как видно из этих данных, содержание зерен крупностью более 50 мм в угле марки А составляет 28 %, что почти в 2 раза выше содержания этого класса в угле марки К (15,3 %). В целом же вогнутый характер кривых свидетельствует о том, что в углях всех марок преобладают мелкие классы крупности.

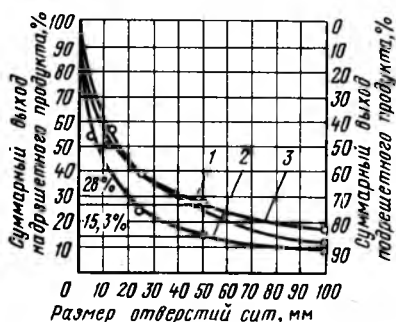


Рис. 4. Кривые гранулометрического состава некоторых углей Донбасса: 1 — марка Г; 2 — марка К; 3 — марка А

Классификация углей по генетическим и технологическим параметрам производится на основе исследования и оценки их петрографических, химических, физико-химических и технологических свойств. Она представляет собой единую систему кодирования бурых, каменных углей и антрацитов и дает комплексную оценку их генетических и технологических характеристик. Данная классификация осуществляется в соответствии с ГОСТ 25543—82 и является основой для оценки и учета запасов, определения направлений геологоразведочных работ, добычи и рационального использования углей и антрацитов,

Подразделение углей на виды

Вид угля	R_o , %	Q_s^{af} , МДж/кг	V^{daf} , %
Бурый	$< 0,50$	< 24	—
Каменный	От 0,40 до 2,39	≥ 24	≥ 9
Антрацит	$\geq 2,4$	—	< 9

обоснования сырьевых баз строящихся промышленных предприятий по обогащению, технологической переработке и использованию твердых горючих ископаемых [9, 34].

Ископаемые угли в зависимости от значения среднего показателя отражения витринита $\bar{R}_o$, удельной теплоты сгорания на влажное беззольное состояние Q_s^{af} и выхода летучих веществ на сухое беззольное состояние V^{daf} подразделяют на следующие виды: бурые, каменные и антрациты (табл. 3).

В свою очередь, все угли подразделяют на классы, типы, подтипы, группы, подгруппы и марки. В качестве технологических параметров классификации в данном случае приняты:

для бурых углей — максимальная влагоемкость на беззольное состояние $W_{\max}^{af}$ (%) и выход смолы полукоксования на сухое беззольное состояние T_{sK}^{daf} (%);

для каменных углей — выход летучих веществ на сухое беззольное состояние V^{daf} (%), толщина пластического слоя Y (мм) и показатель Рога R_I ;

для антрацитов — объемный выход летучих веществ на сухое беззольное состояние $V_{об}^{daf}$ (см³/г) и анизотропия отражательной способности витринита A_R (%).

Промышленная классификация углей по маркам и группам производится в зависимости от их физико-химических свойств и возможностей использования для энергетических или технологических целей. Основные классификационные параметры для углей Советского Союза — выход летучих веществ на беззольную массу V^{daf} (%), толщина пластического слоя Y (мм) и влага общая W_t^r (%). Дополнительными параметрами для отнесения некоторых углей к определенной марке являются характеристика тигельного коксового остатка, объемный выход летучих веществ на беззольную массу $V_{об}^r$ (м³/кг), удельная теплота сгорания Q_s^{daf} (кДж/кг), показатель Рога R_I и выход первичной смолы T_{sK}^{daf} (%).

Промышленная классификация углей Донецкого, Кузнецкого и Карагандинского бассейнов (добывающих около 60 % всех углей) приведена в табл. 4.

Марка	Обозначения		$V^{daf}, \%$		$Y, \text{мм}$		Спекаемость (показатель Рога R1)	Удельная теплота сгорания Q_s^{daf} , кДж/кг
	марок	групп	от	до	от	до		

Донецкий бассейн (ГОСТ 8180-75)

Длиннопламенный	Д	—	≥ 35		—	6	—	—
Газовый	Г	Г6	≥ 35		6	10	—	—
		Г11	≥ 35		11	25	—	—
Газовый жирный	ГЖ	ГЖ6	27	35	6	10	—	—
		ГЖ11	27	36	11	16	—	—
Жирный	Ж	Ж17	27	35	17	20	—	—
		Ж21	27	35	≥ 21		—	—
Коксовый	К	К21	18	27	≥ 21		—	—
		К14	18	27	14	20	—	—
Отощенный спекающийся	ОС	ОС6	14	22	6	13	≥ 13	—
		ОС	14	22	< 6		—	—
Тощий	Т	—	8	17	—	—	< 13	≥ 35 112
Антрацит	А	—	< 8		—	—	—	< 35 112

Кузнецкий бассейн (ГОСТ 8162-87)

Длиннопламенный	Д	—	> 37		—	—	—	—
Газовый	Г	Г6	> 37		6	16	—	—
		Г17	> 37		17	25	—	—
Газовый жирный	ГЖ	—	31	37	6	25	—	—
Жирный	Ж	1Ж26	> 33		≥ 26		—	—
		2Ж26	< 33		≥ 26		—	—
Коксовый жир- ный	КЖ	КЖ14	25	31	14	25	—	—
		КЖ6	25	31	6	13	—	—
Коксовый	К	К13	< 25		13	25	—	—
		К10	17	25	10	12	—	—
Коксовый второй	К2	—	17	25	6	9	—	—
Отощенный спе- кающийся	ОС	—	17		6	9	—	—
Слабоспекающий- ся	ОС	10С	25	37	—	—	—	—
		20С	17	25	—	—	—	—
Тощий	Т	—	< 17		—	—	—	—
Антрацит	А	—	< 17		—	—	—	—

Карагандинский бассейн (ГОСТ 8150-85)

Газовый	Г	—	> 33		6	24	—	—
Жирный	Ж	—	> 23		> 25		—	—
Коксовый жир- ный	КЖ	—	< 33		19	24	—	—
Коксовый	К	—	< 33		12	18	—	—
Коксовый второй	К2	—	22	33	6	11	—	—
Отощенный спе- кающийся	ОС	—	< 22		6	11	—	—
Бурый	Б	—	≥ 37		—	—	—	—

При пользовании табл. 4 необходимо учитывать следующее:
цифры, входящие в условные обозначения групп, указывают нижний предел спекаемости углей, выраженный толщиной пластического слоя;

при выходе летучих веществ 35 % и более и толщине пластического слоя более 25 мм донецкий уголь относят к группе Ж21;

при выходе летучих веществ от 22 до 27 % и толщине пластического слоя менее 14 мм донецкий уголь относят к марке ОС;

уголь Донецкого бассейна с выходом летучих веществ менее 8 % и удельной теплотой сгорания 35 112 кДж/кг и более относят к марке Т;

классификация углей Кузнецкого бассейна по маркам и группам не распространяется на окисленные угли, добываемые открытым способом;

при толщине пластического слоя менее 6 мм и спекшемся нелетучем остатке кузнецкий уголь относят к маркам Г (Г6), ГЖ, КЖ, (КЖ6), К2, ОС.

Классификация углей по крупности производится в зависимости от размера кусков. Антрацит, каменные и бурые угли разделяют на классы, наименования и обозначения которых приведены в табл. 5.

В соответствии с существующим ГОСТом допускаются классы с заменой соответственно верхнего и нижнего пределов крупности 100 на 80 мм, 50 на 40 мм, 25 на 20 мм, 13 на 10 мм и 6 на 5 (8) мм, а также совмещенные классы ПК, КО, ОМ, МС при условии соотношения между нижним и верхним пределами не более 1 : 4 в классах ОМСШ, МСШ, СШ. Для наименования классов углей различных марок к условному обозначению класса добавляют наименование марки, например: ГР (0—200) — газовый, рядовой, класс 0—200 мм;

АК (50—100) — антрацит, крупный, класс 50—100 мм;

ГМСШ (0—25) — газовый, мелкий с семечком и штыбом, класс 0—25 мм.

Международная классификация углей принята в 1954 г. Комитетом по углю Европейской экономической комиссии ООН. Основные параметры классификации: выход летучих веществ на сухую беззольную массу V^{daf} , удельная теплота сгорания Q_s^{daf} для углей с высоким (более 33 %) выходом летучих веществ, спекаемость и коксующесть угля.

В соответствии с классификацией установлен 61 тип углей, каждый из которых характеризуется трехзначным кодовым числом, в котором первая цифра указывает номер класса, вторая — группу, третья — подгруппу.

Международная классификация проста в построении и удобна при пользовании. Однако ее существенным недостатком является использование методов Одибера — Арну (максимальное расширение по дилатометру, определяемое в процентах), или Грей—Кинга (тип кокса) для оценки коксующесть углей, которыми фактически косвенно харак-

**Классификация углей по размеру кусков
(ГОСТ 19242-73)**

Класс		Размер кусков, мм
Наименование	Обозначение	
Плитный	П	100-200 (300)
Крупный	К	50-100
Орех	О	25-50
Мелкий	М	13-25
Семечко	С	6-13
Штыб	Ш	0-6
Рядовой	Р	0-200 (300)

теризуют спекаемость угля, а не его коксуемость. Экспериментальные исследования углей различных бассейнов СССР показали, что международная классификация в ряде случаев не позволяет четко разграничивать угли по их способности давать кокс того или иного качества. Данная классификация может применяться для сравнительной оценки углей при разработке новых месторождений с целью более рационального их использования.

Классификация углей по обогатимости позволяет оценить их способность к разделению на продукты различного качества. Для оценки обогатимости используют графические и аналитические методы.

Все графические методы оценки обогатимости основаны на использовании кривых обогатимости, которые строят по результатам фракционного анализа угля (ГОСТ 4790-80).

Сущность фракционного анализа заключается в последовательном расслоении представительной пробы угля на фракции в жидкостях различной плотности, определении массовых выходов и зольности полученных фракций. Согласно ГОСТ 4790-80 допускается производить расслоение в тяжелых жидкостях двух плотностей, а полный фракционный состав рассчитывать по методике УкрНИИУглеобогащения.

Угли крупностью более 1 мм расслаивают в статических условиях, а угли крупностью менее 1 мм — в центробежном поле в растворах органических жидкостей, обладающих пониженной вязкостью.

В качестве тяжелых жидкостей для фракционного анализа применяют растворы хлористого цинка $ZnCl_2$ в воде, четыреххлористого углерода CCl_4 в бензоле C_6H_6 , бромформа $CHBr_3$ в четыреххлористом углероде (или бензоле, бензине, ацетоне).

Примерный состав жидкостей плотностью до 2100 кг/м^3 можно определить по табл. 6.

Результаты фракционного анализа для примера приведены в табл. 7, а на рис. 5 они представлены графически. Обозначения кривых следующие:

λ — кривая элементарных зольностей, показывающая распределе-

**Плотность и состав тяжелых жидкостей, применяемых
для фракционного анализа углей**

Плотность жидкости, кг/м ³	Содержа- ние крис- талличес- кого $ZnCl_2$ в водном растворе (% по мас- се)	Бензольный раствор CCl_4 (% по объему)		Раствор $CHBr_3$ в четы- реххлористом углероде (% по объему)	
		CCl_4	C_6H_6	$CHBr_3$	CCl_4
1300	31	60	40	—	—
1400	39	74	26	—	—
1500	46	89	11	—	—
1600	52	—	—	2	98
1800	63	—	—	21	79
2000	72	—	—	41	59
2100	78	—	—	52	48

ние зольностей по элементарным слоям угля в зависимости от выхода фракций определенной плотности;

β — кривая средних зольностей концентрата, показывающая зависимость суммарного выхода всплывших фракций (концентрата) от их средней зольности;

ϑ — кривая средних зольностей отходов, показывающая зависимость суммарного выхода потонувших фракций (отходов) от их средней зольности;

ρ — кривая плотностей, показывающая зависимость суммарного выхода всплывших фракций от плотности разделения.

Кривые обогатимости угля позволяют определить теоретически возможные показатели обогащения: выходы продуктов обогащения и их зольность в зависимости от плотности разделения. По кривым обогатимости также определяют теоретические условия раздельного обогащения угля нескольких классов с целью достижения максимального выхода общего концентрата и др.

Категории обогатимости по кривым различные исследователи предлагают оценивать по самым разнообразным показателям. Например, по коэффициенту обогатимости k , представляющему собой отношение значения прогиба f кривой элементарных зольностей к максимально возможному значению прогиба F ($k = f / F$) (см. рис. 5), или по тангенсу угла α наклона прямой, пересекающей кривую плотностей при соответствующем содержании смежных фракций (на рис. 5), плотность которых отклоняется на ± 100 кг/м³ от плотности разделения ($\rho_p = 1400$ кг/м³): чем больше $\tan \alpha$, тем труднее обогатимость. Графические методы, основанные на использовании данных довольно трудоемкого

Результаты фракционного анализа

Плотность фракции ρ , кг/м ³	Выход фракций γ		Зольность фракций A^d , %	γA^d
	кг	%		
До 1300	8,8	52,2	3,2	167,1
От 1300 до 1400	2,5	14,6	10,1	147,5
" 1400 " 1500	1,1	6,5	19,7	128,1
" 1500 " 1600	0,7	4,0	27,4	109,6
" 1600 " 1800	0,6	3,6	38,2	137,5
Свыше 1800	3,2	19,1	79,0	1508,9
Исходная фракция	16,9	100,0	22,0	2198,7

Окончание табл.7

Плотность фракции ρ , кг/м ³	Суммарные всплывшие фракции		Суммарные потонувшие фракции	
	γ , %	A^d , %	γ , %	A^d , %
До 1300	52,2	3,2	100,0	22,0
От 1300 до 1400	66,8	4,7	47,8	42,5
" 1400 " 1500	73,3	6,0	33,2	56,7
" 1500 " 1600	77,3	7,1	26,7	65,8
" 1600 " 1800	80,9	8,5	22,7	72,5
Свыше 1800	100,0	22,0	19,1	79,0
Исходная фракция	—	—	—	—

подробного фракционного анализа, не нашли достаточного применения (по крайней мере в отечественной практике).

Предложено множество аналитических методов оценки обогатимости углей, например методы оценки категорий обогатимости по отношению теоретического выхода концентрата плотностью менее 1400 или 1500 кг/м³ к его зольности и др. Эти методы также не нашли широкого применения.

В настоящее время общепризнанной в нашей стране является оценка обогатимости каменных углей по отношению суммарного выхода (%) фракций промежуточной плотности 1400—1800 кг/м³ к выходу беспородной массы (фракция плотностью менее 1800 кг/м³), т.е. по показателю обогатимости T (табл. 8). Плотность промежуточных фракций для антрацитов принята в пределах 1800—2000 кг/м³.

Уголь как объект обогащения характеризуется большим объемом разнородной по составу информации. Это затрудняет достоверную оценку обогатимости единым аналитическим или графическим показателем.

В связи с этим УкрНИИУглеобогащение разработал метод цифро-

ного кодирования свойств углей как объектов обогащения, на основе которого Минуглепром СССР утвержден и введен в действие отраслевой стандарт ОСТ 12.13.289–85 "Угли каменные и антрацит для обогащения. Классификация".

Классификацию угля по категориям для отдельных шахт, разрезов или пластов устанавливают по следующим качественно-количественным показателям: зольности и выходу легкой фракции, массовой доле общей серы в ней, а также по выходам тяжелых фракций, крупных классов и класса 0 — 1 мм.

Таким образом, информационная модель угля представляется шестизначным цифровым кодом. Каждый разряд может содержать один из десяти цифровых знаков 0; 1; 2; 3; 4; 5; 6; 7; 8; 9. Следовательно, весь диапазон изменения каждого качественного или количественного показателя разбит на десять интервалов и каждой кодовой цифре (категории) соответствует определенный интервал рассматриваемого признака.

В табл. 9 представлены классификация показателей и соответствующие интервалы численных значений отдельных категорий для углей, предназначенных для коксования. Аналогичная таблица (с несколько другим интервалом распределения) характеризует угли, используемые для энергетических целей, в том числе антрацит.

В соответствии с данной таблицей в шестизначном кодовом числе на месте первого разряда проставляют категорию зольности легких фракций, второго — категорию массовой доли общей серы легких фракций, третьего — категорию выхода легких фракций, четвертого — категорию выхода тяжелых фракций, пятого — категорию выхода крупных классов, шестого — категорию выхода класса 0—1 мм.

При оценке углей, используемых для коксования, к легким фракциям относят фракции плотностью менее 1500 кг/м^3 , а к тяжелым — фракции плотностью более 1800 кг/м^3 .

При классификации антрацита и каменных углей, используемых для энергетических целей, к легким относят фракции плотностью менее 1800 кг/м^3 , а на месте четвертого разряда ставится прочерк.

Для каменных углей крупными классами считают материал размером более 13 мм, для антрацитов — размером более 6 мм.

Перед кодовым числом пишут условное обозначение марки угля, а если последний предназначается для энергетического использования, при обозначении марки проставляют индекс "э".

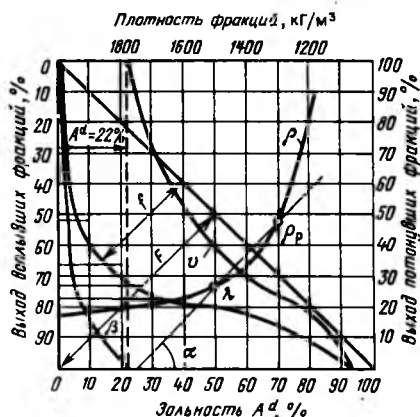


Рис. 5. Кривые обогатимости угля

Категории обогатимости каменных углей (ГОСТ 10100-84)

Категория обогатимости	Степень обогатимости	Относительный выход фракции промежуточной плотности T , %
I	Легкая	≤ 4
II	Средняя	$\geq 4 \leq 10$
III	Трудоемкая	$\geq 10 \leq 17$
IV	Очень трудная	> 17

Таблица 9

Классификация показателей и интервалы* их значений для каменных углей, направляемых на коксование

Категория	Показатели легких фракций, %			Выход продуктов, %		
	зольность $A_{\text{л}}^d$	массовая доля серы $S_{\text{тн}}^d$	выход $\gamma_{\text{л}}$	тяжелых фракций $\gamma_{\text{т}}$	крупных классов $\gamma_{\text{кр}}$	класса менее 1 мм γ_{01}
0	≤ 3	≤ 1	> 80	≤ 12	> 50	≤ 10
1	3 - 4	1 - 1,5	75 - 80	12 - 16	45 - 50	10 - 14
2	4 - 5	1,5 - 2	70 - 75	16 - 20	40 - 45	14 - 18
3	5 - 6	2 - 2,5	65 - 70	20 - 24	35 - 40	18 - 22
4	5 - 7	2,5 - 3	60 - 65	24 - 28	30 - 35	22 - 26
5	7 - 8	3 - 3,5	55 - 60	28 - 32	25 - 30	26 - 30
6	8 - 9	3,5 - 4	50 - 55	32 - 36	20 - 25	30 - 34
7	9 - 10	4 - 4,5	45 - 50	36 - 40	15 - 20	34 - 38
8	10 - 11	4,5 - 5	40 - 45	40 - 44	10 - 15	38 - 42
9	> 11	> 5	≤ 40	> 44	≤ 10	> 42

* От — до включительно.

Пример характеристики газового угля, поставляемого шахтой на коксование: зольность легких фракций $A_{\text{л}}^d = 4,3$ %; массовая доля серы в них $S_{\text{тн}}^d = 2,2$ %; выход легки: фракций $\gamma_{\text{л}} = 61,8$ %; выход продуктов, %: тяжелых фракций $\gamma_{\text{т}} = 31$; крупных классов $\gamma_{\text{кр}} = 2$; класса менее 1 мм $\gamma_{01} = 25$.

Классификацию по категориям используют при планировании сырьевых баз углеобогачительных фабрик, группировке углей для совместного и/или раздельного обогащения, шихтовке и усреднении углей перед обогащением, предварительной оценке результатов обогащения.

При объединении углей для совместного обогащения определяющей являясь категория зольности легких фракций; при шихтовке рядовых углей одной марки используют категории зольности и мас-

совой доли серы легких фракций. В обоих случаях категории соответствующих показателей углей должны отличаться не более чем на 2.

При предварительной оценке массы и качества концентрата используют категории показателей легких фракций, для оценки гранулометрического состава угля — категории выходов крупных классов и класса 0—1 мм.

§ 3. ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ ОБОГАЩЕНИЯ УГЛЕЙ

Практические показатели работы обогатительных машин всегда ниже теоретически возможных.

В настоящее время применяют ряд методов и критериев (аналитических, графических и графоаналитических) для оценки разделительных процессов обогащения углей. Одни из предложенных методов и формул можно применять для любых процессов обогащения, другие — только для некоторых из них (например, для гравитационных процессов). Часть их может быть использована только для определенных условий.

Критерии эффективности предназначаются для: оценки и выбора оптимальных процессов, технологических схем и обогатительных машин; технологической оценки работы машин, аппаратов или фабрики в целом; оптимизации систем автоматического управления процессами обогащения.

Наиболее простой способ оценки гравитационных процессов обогащения — определение их эффективности по содержанию в продуктах обогащения посторонних фракций. Так, при разделении исходного угля на три продукта по плотностям ρ'_p и ρ''_p посторонними для концентрата являются фракции плотностью более ρ'_p , для промпродукта — менее ρ'_p и более ρ''_p , для отходов — менее ρ''_p . Выход посторонних фракций рассчитывают в процентах от соответствующего продукта, полученные данные сравнивают с результатами обогащения в контрольном (эталонном) аппарате при оптимальном режиме его работы.

На основании многолетней практики с учетом совершенствования техники и технологии обогащения отрабатывают нормы содержания посторонних фракций в продуктах обогащения для отдельных углеобогащительных аппаратов в зависимости от крупности и обогатимости угля, возможной неравномерности его качества и конкретной технологии.

Пользуясь данными о содержании посторонних фракций в продуктах обогащения, можно по балансовым уравнениям рассчитать зольности этих продуктов, которые являются конечными показателями их качества.

Основной недостаток такого способа следующий. При расчете зольности продуктов обогащения принимают, что зольности одноименных

фракций в исходном угле и продуктах обогащения равны. Практика, однако, показывает, что в действительности зольность легких, промежуточных и тяжелых фракций в концентрате несколько ниже, чем в промпродукте и особенно в отходах (породе). По этой причине фактическая зольность концентрата будет всегда несколько ниже, а промпродукта и породы — выше расчетной.

Способ определения эффективности по засорениям продуктов посторонними фракциями применяется для текущего контроля гравитационных процессов обогащения угля.

Эффективность обогащения (%) угля при разделении его на два продукта может быть определена аналитическим показателем по формуле Ханкока — Луйкена

$$\eta = \frac{\epsilon - \gamma_k}{100 - \alpha} 100,$$

где ϵ — извлечение в концентрат фракций, плотность которых ниже плотности разделения, %; γ_k — выход концентрата, %; α — содержание в исходном угле фракций, плотность которых менее плотности разделения, %

Общая эффективность процесса (%) при разделении угля на три продукта определяется по формуле

$$\eta = \sqrt{\eta_1 \eta_2}.$$

где η_1 — показатель эффективности при разделении исходного угля на концентрат и смесь промежуточных и тяжелых фракций (при первой плотности разделения); η_2 — показатель эффективности при разделении исходного угля на отходы и смесь промежуточных и легких фракций (при второй плотности разделения).

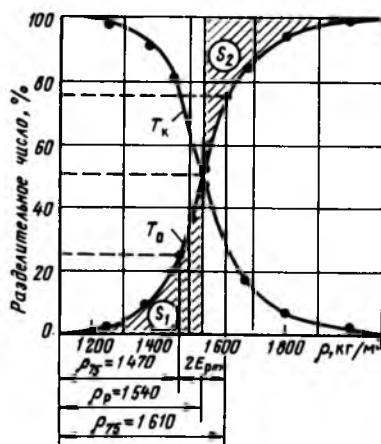


Рис. 6. Кривые распределения фракций различной плотности в продуктах разделения (кривые Тромпа)

Эффективность по кривым разделения Тромпа характеризует извлечение фракций различной плотности в продукты обогащения. Кривые Тромпа строят по данным фракционного анализа исходного угля и продуктов обогащения, откладывая на оси абсцисс средние плотности фракций, а на оси ординат — так называемые разделительные числа. Разделительное число — это извлечение одноименных (по интервалам плотностей) фракций в продукты обогащения.

На рис. 6 показаны кривые

Тромпа, построенные по результатам фракционных анализов, приведенным в табл. 10. Обогащение проводили выделением двух продуктов: концентрата и отходов.

Выход концентрата $\gamma_{к1}$ или отходов $\gamma_{о2}$ легко определить по балансовым уравнениям для распределения фракций любой плотности.

Пример. Расчет выхода концентрата и отходов по фракции плотностью менее 1350 кг/м³ (см. табл. 10) дает следующие результаты:

$$\gamma_{к1} = \frac{\gamma_{и} - \gamma_{о}}{\gamma_{к} - \gamma_{о}} = \frac{51,8 - 3,1}{81,1 - 3,1} = 62,5 \%;$$

$$\gamma_{о2} = 100 - \gamma_{к1} = 37,5 \%.$$

Аналогичный результат получим при расчете выходов по фракциям любой плотности.

Разделительные числа определяют по известной формуле извлечения. Например, извлечение фракции плотностью менее 1350 кг/м³ в концентрат составит:

$$\epsilon_{к} = \frac{\gamma_{к1} \gamma_{к}}{\gamma_{и}} = \frac{62,5 \cdot 81,1}{51,8} = 97,8 \%.$$

Тогда

$$\epsilon_{о} = 100 - \epsilon_{к} = 100 - 97,8 = 2,2 \%.$$

Кривая разделения Тромпа для концентрата $T_{к}$ построена по данным граф 5 и 6, а для отходов $T_{о}$ — по данным граф 5 и 7 табл. 9 (см. рис. 6). Кривые $T_{к}$ и $T_{о}$ симметричны, так как всегда $\epsilon_{к} + \epsilon_{о} = 100 \%$. Они пересекаются в точке с ординатой $\epsilon = 50 \%$.

Проекция данной точки на ось абсцисс показывает действитель-

Таблица 10

Распределение фракций различных плотностей в исходном угле и продуктах обогащения

Плотность фракций ρ , кг/м ³	Выход, %			Средняя плотность фракции $\rho_{с}$, кг/м ³	Разделительное число, %	
	исходного угля $\gamma_{и}$	концентрата $\gamma_{к}$	отходов $\gamma_{о}$		для концентрата $\epsilon_{к}$	для отходов $\epsilon_{о}$
< 1350	51,8	81,1	3,1	1250	97,76	2,24
1350—1400	5,2	7,5	1,3	13750	90,50	9,50
1400—1500	4,7	6,0	2,4	1450	90,75	10,25
1500—1600	4,3	3,2	6,0	1550	47,00	53,00
1600—1750	4,9	1,3	11,1	1675	16,30	83,70
1750—1900	4,8	0,4	12,1	1812	5,20	94,80
> 1900	24,3	0,5	64,0	2000	1,30	98,70
Итого	100	100	100	—	—	—

ную плотность разделения в машине или аппарате. Эта плотность называется *границной плотностью разделения* ρ_p , представляющей плотность бесконечно узкой элементарной фракции, вероятность попадания которой в продукты разделения одинакова (равна 50 %); $\rho_p = 1540 \text{ кг/м}^3$ (см. рис. 6).

Обычно для анализа строят одну кривую T_0 . Тогда доля фракций плотностью менее ρ_p , потерянных концентратом и перешедших в отходы, определяется площадью заштрихованной поверхности S_1 , а доля фракций плотностью более ρ_p , потерянных отходами и перешедших в концентрат, — площадью заштрихованной поверхности S_2 . Эти *фракции* называют *посторонними*. Чем меньше таких посторонних фракций в продуктах обогащения, тем меньше площади S . В идеальном случае кривая T_0 обращается в прямую, параллельную оси ординат.

По кривой разделения определяют один из критериев эффективности разделения — показатель E_{pm} .

Среднее вероятное отклонение E_{pm} — полуразность значений плотностей фракций, извлечение которых соответствует 25 и 75 %, т.е.

$$E_{pm} = \frac{\rho_{75} - \rho_{25}}{2}$$

где ρ_{75} и ρ_{25} — плотности фракций, извлекаемых в продукты обогащения в количествах 75 и 25 % от одноименных фракций.

По кривой разделения (см. рис. 6) находим $\rho_{75} = 1610 \text{ кг/м}^3$ и $\rho_{25} = 1470 \text{ кг/м}^3$. Тогда

$$E_{pm} = \frac{1610 - 1470}{2} = 70 \text{ кг/м}^3.$$

Показатель E_{pm} применяется для оценки эффективности разделения в машинах с тяжелыми суспензиями. В данном случае характер распределения фракций по продуктам обогащения подчиняется нормальному закону распределения суммарной вероятности случайной величины. Кривая Тромпа аналогична интегральной кривой нормального распределения Гауса.

При гравитационном обогащении угля (или других полезных ископаемых) в машинах с водной средой распределение фракций подчиняется логарифмически-нормальному закону. Кривая разделения T_0 в данном случае несимметрична: ее правая ветвь выше левой. Для приведения такой кривой к виду нормального распределения необходимо на оси абсцисс отложить не плотности ρ , а $\lg \rho$.

При обогащении в машинах с водной средой E_{pm} возрастает пропорционально $\rho_p - \rho_v$, где ρ_v — плотность воды, т.е.

$$E_{pm} = I (\rho_p - 1000);$$

$$I = \frac{E_{pm}}{\rho_p - 1000},$$

где I — коэффициент погрешности разделения.

Погрешность разделения позволяет сравнивать работу машин при различных значениях плотности разделения ρ_p .

Практика обогащения углей показала, что критерии E_{pm} и I достаточно точно определяют сравнительную эффективность работы обогатительных машин, не зависят от фракционного состава исходного угля, но зависят от его крупности и удельной производительности машин.

Опытные значения E_{pm} и I широко применяют для расчета ожидаемых показателей обогащения углей при проектировании углеобогаательных фабрик.

Показатели E_{pm} и I рекомендованы Международной организацией по стандартизации ISO в качестве критериев для оценки эффективности обогащения.

Энтропийный метод оценки эффективности разделения может применяться для любых обогатительных процессов.

Из теории информации известно, что энтропия системы — это мера ее неопределенности. С уменьшением энтропии система становится более упорядоченной. Применительно к обогащению полезных ископаемых можно сказать, что по сравнению с исходным материалом продукты обогащения относятся к более упорядоченной системе (их энтропии меньше), так как в каждом из них преобладает какой-то один компонент, в то время как исходный продукт представляет собой смесь компонентов с менее определенной долей содержания каждого из них.

При обогащении угля, состоящего из фракций различных плотностей (от 1200 до 2100 кг/м³), можно получить три продукта обогащения: концентрат, содержащий в основном фракции плотностью менее 1500 кг/м³, промпродукт, представленный в основном фракциями плотностью от 1500 до 1800 кг/м³, и отходы, плотность фракций которых превышает 1800 кг/м³. Каждый из полученных продуктов по сравнению с исходным материалом является более однородной по плотности упорядоченной системой.

Количественно мера неопределенности применительно к процессам разделения описывается уравнением

$$S = - \sum_{i=1}^n P_i \log_2 P_i,$$

где S — энтропия системы; n — число компонентов; P_i — содержание (доля) в продукте i -го компонента.

Знак минус вводят для того, чтобы получить положительное значение энтропии S , так как всегда $P \leq 1$ и, следовательно, $\log_2 P \leq 0$. В качестве основания логарифма обычно принимают 2. Единицу энтропии в данном случае называют битом. Другими словами, бит — это энтропия системы, которая может быть в одном из двух равновероятных состояний.

Пример. Исходный продукт, поступающий на обогащение, состоит из двух компонентов, содержание каждого из которых составляет соответственно $P_1 = 0,5$ и $P_2 = 0,5$. Энтропия системы

$$S = -(P_1 \log_2 P_1 + P_2 \log_2 P_2) = -(0,5 \log_2 0,5 + 0,5 \log_2 0,5) = 1 \text{ бит.}$$

Энтропийную эффективность разделительного процесса η_s определяют как отношение действительного уменьшения энтропии ΔS к начальной энтропии $S_{\text{и}}$

$$\eta_s = \frac{\Delta S}{S_{\text{и}}} = \frac{S_{\text{и}} - S_{\text{к}}}{S_{\text{и}}} = 1 - \frac{S_{\text{к}}}{S_{\text{и}}}, \quad (1)$$

где $S_{\text{к}}$ — суммарная энтропия конечных продуктов разделения.

Энтропийным методом удобно пользоваться при оценке процесса разделения исходного продукта на два компонента. Например, процесс флотации угля оценивается изменением зольности продуктов обогащения (концентрата и отходов) по сравнению с зольностью исходного угля; процесс грохочения — изменением содержания нижнего класса крупности в надрешетном и подрешетном продуктах по сравнению с содержанием этого класса в исходном материале и т.д.

Для всех этих процессов суммарная энтропия конечных продуктов меньше энтропии исходного продукта. Если в результате разделения получены два продукта, то необходимо, пользуясь формулой (1), учитывать выход продуктов разделения. Тогда

$$\eta_s = 1 - \frac{\gamma_1 S_1 + \gamma_2 S_2}{S_{\text{и}}},$$

где γ_1 и γ_2 — выход соответствующих продуктов разделения, доли ед.; S_1 и S_2 — энтропия этих продуктов.

Для упрощения расчетов функции

$$S = -P \log_2 P$$

и

$$S = -[P \log_2 P + (1 - P) \log_2 (1 - P)]$$

(для двухкомпонентной смеси) табулированы и приведены в специальной литературе [38].

Пример. Флотация угля зольностью $A_{\text{и}}^d = 15\%$ характеризуется следующими показателями: выход концентрата $\gamma_{\text{к}} = 88,4\%$, зольность концентрата $A_{\text{к}}^d = 6,5\%$ и зольность отходов $A_{\text{о}}^d = 80\%$.

Для определения энтропийной эффективности находим энтропию исходного

продукта S , концентрата S_1 и отходов S_2 (значение показателей принимаем в долях ед.):

$$S_{\text{и}} = -(0,850 \log_2 0,850 + 0,150 \log_2 0,150) = 0,6098;$$

$$S_1 = -(0,935 \log_2 0,935 + 0,065 \log_2 0,065) = 0,3470;$$

$$S_2 = -(0,200 \log_2 0,200 + 0,800 \log_2 0,800) = 0,7219.$$

Энтропийная эффективность

$$\eta_3 = 1 - \frac{0,884 \cdot 0,3470 + 0,116 \cdot 0,7219}{0,6098} = 0,46.$$

Глава II

МЕТОДЫ И ПРОЦЕССЫ ОБОГАЩЕНИЯ УГЛЕЙ

§ 4. КЛАССИФИКАЦИЯ МЕТОДОВ И ПРОЦЕССОВ ОБОГАЩЕНИЯ УГЛЕЙ

При всем разнообразии процессов промышленного обогащения полезных ископаемых, в том числе и углей, все они основаны на использовании различий в тех или иных физических и физико-химических свойствах минералов.

Известны следующие основные методы мокрого и сухого обогащения углей: гравитационный, флотационный, магнитный, электрический и специальные. Каждый из этих методов включает ряд процессов, основанных на общих физических или физико-химических свойствах, по которым производится разделение материала, и отличающихся друг от друга использованием дополнительных разделяющих сил и соответствующими конструкциями машин и аппаратов.

Гравитационный метод обогащения основан на использовании различий в плотностях минералов. К этому методу относят следующие процессы: обогащение в тяжелых средах (жидкостях и суспензиях); отсадку; обогащение в струе воды, текущей по наклонной плоскости (концентрационные столы и др.); обогащение в центробежном поле; противоточную сепарацию и др.

Флотационный метод обогащения основан на использовании различий в естественной или создаваемой реагентами смачиваемости минералов. Флотация подразделяется на следующие процессы: пенная флотация; пенная сепарация; масляная флотация (агломерация); каскадно-адгезионное обогащение.

Магнитный метод обогащения основан на использовании различий в магнитной восприимчивости минералов. Он включает процессы магнитной сепарации и магнитной флокуляции.

Электрический метод обогащения основан на использовании электрических свойств минералов. К нему относят процессы разделения по электропроводности компонентов и процесс электрической сепарации на основе различий в электризации угольного вещества и минеральных примесей.

Специальные методы обогащения редко применяются для углей. Это — рентгенометрическая сепарация, обогащение по форме и трению, магнитогидродинамическое обогащение, химическое обогащение, селективная коагуляция, бактериальное обогащение и др.

Классификация основных методов и процессов обогащения углей представлена схемой, показанной на рис. 7.

Применение тех или иных процессов обуславливается качественной характеристикой исходного сырья, сложившимися тенденциями развития техники и технологии обогащения и технико-экономическими соображениями.

Совокупность применяемых процессов и операций обработки угля компонуется в *схему обогащения*. Различают технологические (принципиальные), качественно-количественные, водно-шламовые схемы и схему цепи аппаратов.

Технологическая (принципиальная) схема обогащения ха-

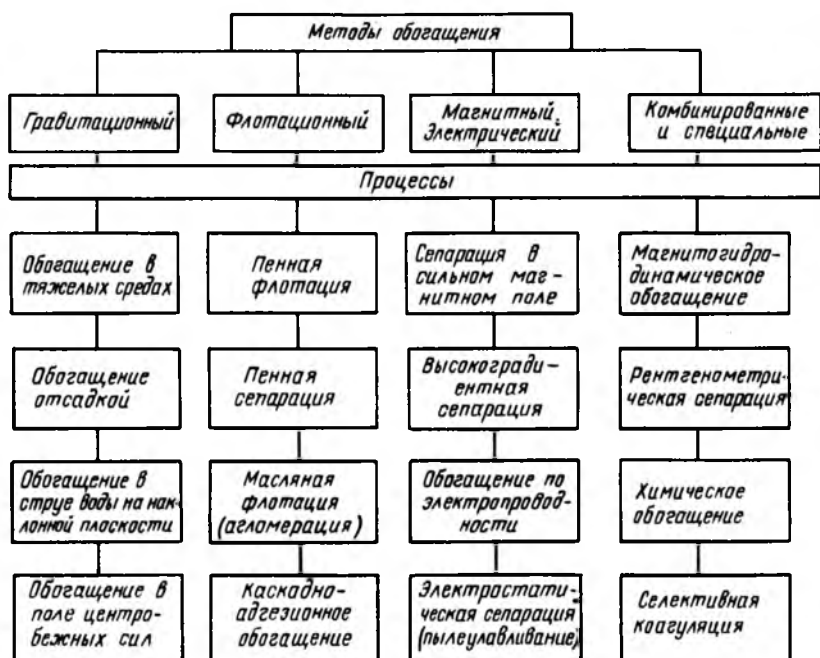


Рис. 7. Классификация применяемых методов и процессов обогащения углей

рактизует последовательность технологических процессов и операций, которым подвергается уголь при обогащении.

Качественно-количественная схема обогащения включает данные о количестве и качестве продуктов обогащения. Качественно-количественная схема позволяет определить расход (т/ч) продуктов во всех операциях разделения или смешения, их выход, зольность и влажность, содержание серы, если обогащение ведется по сере.

Водно-шламовая схема показывает расход воды в отдельных операциях и содержание в ней твердой фазы (шламов).

Полноту технологического процесса обогащения обычно характеризуют совмещенной качественно-количественной и водно-шламовой схемой, изображаемой на одном чертеже.

Схема цепи аппаратов характеризует последовательность расположения машин и аппаратов, применяемых для выполнения технологических процессов обогащения, начиная с поступления угля на фабрику и кончая выдачей товарных концентратов и отходов. На схемах цепи аппаратов обычно указывают тип и число изображенных условными знаками машин и аппаратов.

§ 5. ОБОГАЩЕНИЕ УГЛЕЙ В ТЯЖЕЛЫХ СРЕДАХ

Тяжелосредное обогащение угля в настоящее время занимает одно из ведущих мест. Объем углей, обогащаемых в тяжелых средах, неуклонно возрастает во всех странах, что обусловлено ухудшающимся качеством добываемых углей и высокими технико-экономическими показателями этого процесса. До настоящего времени тяжелосредное обогащение применяли в основном для углей крупных классов. Однако в настоящее время этот процесс находит все более широкое распространение для обогащения труднообогатимых углей мелких классов и дробленого промпродукта отсадки в тяжелосредных гидроциклонах.

Основное преимущество тяжелосредной сепарации — высокая технологическая эффективность, особенно при обогащении крупных классов углей. Показатели обогащения близки к теоретическим (рис. 8).

Обогащение в тяжелых средах может осуществляться в жидкой (водно-утяжеленной) среде или в воздушных взвешах (аэросуспензиях).

В качестве тяжелых сред применяют *однородные органические жидкости и их растворы, водные растворы солей и суспензии.*

К органическим тяжелым жидкостям относят: трихлорэтан C_2HCl_3 ($\rho = 1460 \text{ кг/м}^3$); четыреххлористый углерод CCl_4 ($\rho = 1600 \text{ кг/м}^3$); пятихлорэтан C_2HCl_5 ($\rho = 1680 \text{ кг/м}^3$); дибромэтан $C_2H_4Br_2$ ($\rho = 2170 \text{ кг/м}^3$); бромформ $CHBr_3$ ($\rho = 2810 \text{ кг/м}^3$); ацетилен тетрабромид $C_2H_2Br_4$ ($\rho = 2930 \text{ кг/м}^3$) и др.

Известно опытно-промышленное применение тетрабромэтана и пя-

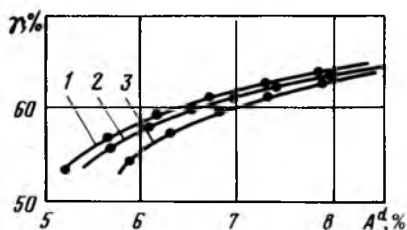


Рис. 8. Зависимость выхода γ концентрата от его зольности A^d при обогащении одинаковых углей различными процессами:

1 — теоретические показатели; 2 — тяжелосреднее обогащение; 3 — отсадка

тихлорэтана в США для получения особо чистых концентратов угля. Полученные показатели разделения высокие. Потери органической жидкости при совершенной схеме регенерации составляли не более 300 г/т обогащаемого угля. Однако применение органических жидкостей для обогащения угля в промышленных масштабах сдерживается их чрезмерно высокой стоимостью, токсичностью, технической сложностью регенерации и, как следствие, большими капитальными и эксплуатационными расходами.

Водные растворы неорганических солей (хлористого кальция CaCl_2 , $\rho = 1654 \text{ кг/м}^3$; хлористого цинка ZnCl_2 , $\rho = 2070 \text{ кг/м}^3$; иодистой ртути и иодистого калия HgI_2 , KI_2 , $\rho = 3196 \text{ кг/м}^3$ и др.) применяются (в основном первые два раствора) для исследования углей на обогатимость и контроля работы обогатительных машин.

Известен промышленный опыт использования водного раствора хлористого кальция для обогащения угля в центрифугах (СССР, Шолоховская ЦОФ) и в так называемых хлоридных мойках (США).

Суспензии минеральных порошков высокой плотности нашли наиболее широкое применение как тяжелая среда для разделения углей в тяжелосредних аппаратах. В качестве утяжелителя используют измельченные до крупности менее 0,1 мм различные минералы, иногда смесь минералов (табл. 11).

Свойства минеральных суспензий — плотность, вязкость и устойчивость — важнейшие параметры, определяющие возможность и эффективность разделения угля.

Плотность суспензии должна соответствовать граничной плотности разделения ρ_p . С увеличением плотности утяжелителя и его объемного содержания плотность суспензии увеличивается. Поскольку с повышением содержания утяжелителя в суспензии увеличивается ее вязкость, предпочтение отдают утяжелителям с более высокой плотностью.

При обогащении в тяжелых суспензиях весь исходный продукт разделяется на всплывшую и потонувшую фракции. Исключение составляют так называемые трудные фракции, плотность которых отличается от плотности разделения не более чем на $\pm 100 \text{ кг/м}^3$. Эти фракции частично задерживаются в нисходящих или восходящих потоках суспензии силами динамического сопротивления и вязкости среды. Наличие трудных фракций — одна из причин взаимного засорения продуктов

Характеристика некоторых утяжелителей и суспензий

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

разделения. Эффективное разделение трудных фракций обеспечивается снижением вязкости суспензии (рис. 9).

Определение необходимой плотности суспензии диктуется обогащаемостью угля и требованиями получения продуктов обогащения кондиционного качества. Наиболее широкое промышленное применение для обогащения углей СССР нашли магнетитовые суспензии плотностью от 1300 до 2100 кг/м³.

Расчет плотности суспензии и других ее параметров производится по формулам, основанным на балансе твердой и жидкой фаз в данном объеме.

Масса (кг) утяжелителя, необходимого для приготовления суспензии заданной плотности, рассчитывается по формуле

$$P = V_c \rho_T \frac{(\rho_c - 1000)}{(\rho_m - 1000)}.$$

Для зашламленной суспензии необходимо определять среднюю плотность (кг/м³) твердой фазы исходя из баланса магнетита и шлама:

$$\rho_T = \frac{\rho_m V_m + \rho_{ш} V_{ш}}{V_m + V_{ш}},$$

или

$$\rho_T = \frac{P_m + P_{ш}}{P_m / \rho_m + P_{ш} / \rho_{ш}}.$$

Все параметры суспензии рекомендуется определять на единицу объема по нижеприведенным формулам.

Объем (м³) твердого в 1 м³ суспензии

$$V_T = \frac{P}{\rho_T}.$$

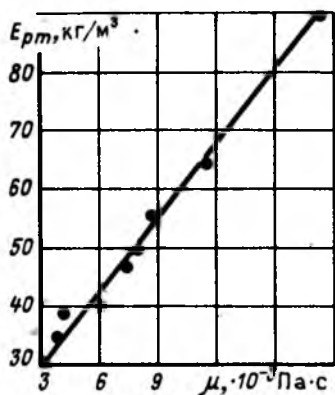
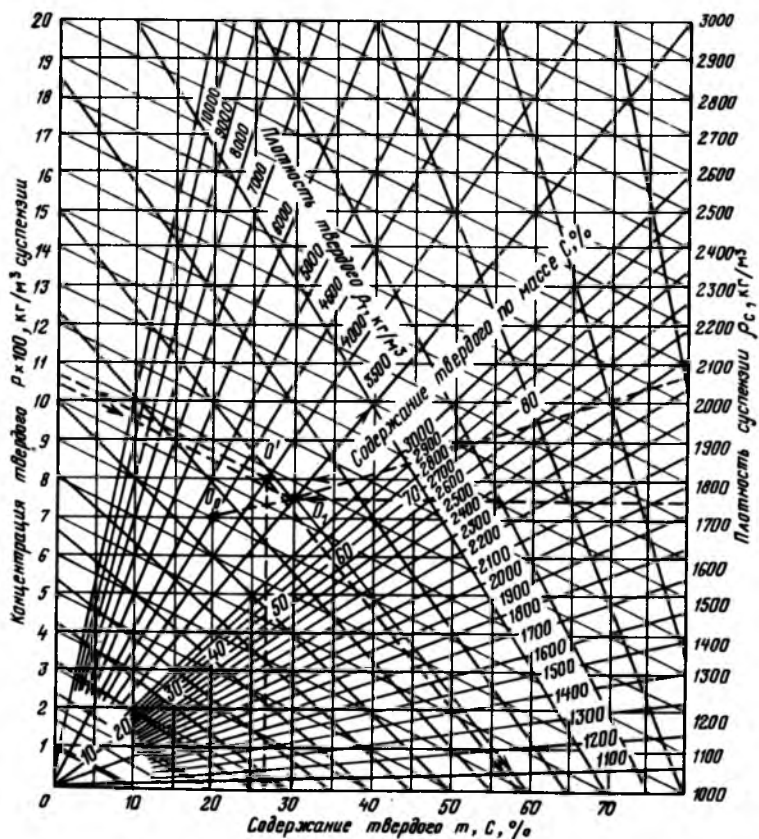


Рис. 9. Зависимость эффективности обогащения $E_{рт}$ от вязкости суспензии μ при обогащении крупного угля в тяжелосредном сепараторе

Рис. 10. Диаграмма Музылова — Майера — Делла для определения параметров суспензии



Объем (м^3) воды в 1 м^3 суспензии

$$V_{\text{ж}} = 1000 - \frac{P}{\rho_{\text{т}}}.$$

Плотность (кг/м^3) твердой фазы суспензии

$$\rho_{\text{т}} = \frac{1000 P}{P - (\rho_{\text{с}} - 1000)}.$$

Отношение массовых количеств компонентов

$$R = T : Ж = \frac{\rho_{\text{т}} (\rho_{\text{с}} - 1000)}{(\rho_{\text{т}} - \rho_{\text{с}}) 1000}.$$

Объемное содержание (%) (концентрация) твердого

$$m = \frac{P - (\rho_{\text{с}} - 1000)}{10}.$$

Объемное содержание (%) (концентрация) утяжелителя (магнетита)

$$m_{\text{м}} = 100 \frac{\rho_{\text{с}} - 1000}{\rho_{\text{м}} - 100 \text{ с}}.$$

В вышеприведенных расчетных формулах приняты следующие обозначения:

$\rho_{\text{с}}, \rho_{\text{т}}, \rho_{\text{м}}, \rho_{\text{ш}}$ — плотность соответственно суспензии, твердой фазы, магнетита и шлама, кг/м^3 ;

$V_{\text{с}}, V_{\text{т}}, V_{\text{ж}}$ — объем соответственно суспензии, твердой и жидкой фаз, м^3 ;

$V_{\text{м}}, V_{\text{ш}}$ — объем соответственно магнетита и шлама твердой фазы суспензии ($V_{\text{т}} = V_{\text{м}} + V_{\text{ш}}$), м^3 ;

$P, P_{\text{м}}, P_{\text{ш}}$ — масса соответственно твердой фазы, магнетита и шлама в единице объема суспензии ($P = P_{\text{м}} + P_{\text{ш}}$), кг/м^3 ;

$R = T : Ж$ — отношение твердого к жидкому (воде) в суспензии по массе;

C — массовая концентрация твердого в суспензии, %;

$m, m_{\text{м}}, m_{\text{ш}}$ — объемные концентрации соответственно твердого, магнетита и шлама в суспензии, %.

В ориентировочных расчетах рекомендуется принимать: $\rho_{\text{м}} = 4500 \text{ кг/м}^3$ — средняя плотность магнетита; $\rho_{\text{ш1}} = 1700 \text{ кг/м}^3$ — средняя плотность антрацитового шлама; $\rho_{\text{ш2}} = 1500 \text{ кг/м}^3$ — средняя плотность угольного шлама.

Значения основных параметров суспензии для различных плотностей твердой фазы при встречающихся в практике соотношениях компонентов могут быть определены графически с помощью специальных диаграмм. Диаграмма, показанная на рис. 10, позволяет по двум известным параметрам определить три неизвестных параметра суспензии.

Пример. Заданы плотность суспензии $\rho_c = 1800 \text{ кг/м}^3$ и плотность утяжелителя $\rho_t = 4000 \text{ кг/м}^3$. Требуется определить объемное содержание твердого ρ (%) в суспензии, массовое содержание твердого C (%) и массу твердой фазы в единице объема суспензии P , кг/м^3 .

Находим на диаграмме справа плотность суспензии $\rho_c = 1800 \text{ кг/м}^3$ и плотность утяжелителя $\rho_t = 4000 \text{ кг/м}^3$ на луче, выходящем из начала координат. Находим точку пересечения горизонтальной линии, проходящей через $\rho_c = 1800 \text{ кг/м}^3$, и луча, соответствующего плотности $\rho_t = 4000 \text{ кг/м}^3$. Опущенный из найденной точки пересечения O' перпендикуляр отсекает на оси абсцисс отрезок равный объемной концентрации твердой фазы в данной суспензии ($m = 27\%$).

Прямая, проведенная из точки O' влево параллельно косым линиям, отсекает на оси ординат отрезок, равный массе твердой фазы ($P = 1070 \text{ кг/м}^3$) в единице объема суспензии. Луч, проведенный из точки O' вправо вниз, отсекает на оси абсцисс отрезок, равный массовой концентрации утяжелителя ($C = 59\%$).

Точность графического определения зависит от масштаба диаграммы.

В практике обычно для определения параметров суспензии действующей тяжелосредной установки взвешивают 1 л суспензии и высушенный остаток.

Пример. Если $\rho_c = 1750 \text{ кг/м}^3$, а $P = 1050 \text{ кг/м}^3$, то на пересечении линий ординаты ρ_c и концентрации твердого P находим точку O_1 . Далее, как и в предыдущем случае, находим на оси абсцисс точку, соответствующую $m = 30\%$ и $C = 60\%$. Луч, проведенный из точки O_1 вправо вверх, показывает среднюю плотность твердой фазы $\rho_t = 3500 \text{ кг/м}^3$.

Для нахождения состава твердой фазы необходимо знать плотность чистого утяжелителя и среднюю плотность шлама. Если $\rho_m = 4500 \text{ кг/м}^3$ и $\rho_{ш} = 1500 \text{ кг/м}^3$, то из точки O_1 проводим прямую, параллельную лучу плотности $\rho_{ш} = 1500 \text{ кг/м}^3$, выходящему из начала координат. Находим точку O_0 пересечения данной прямой с лучом плотности $\rho_m = 4500 \text{ кг/м}^3$. Опустив из данной точки перпендикуляр, находим на линии абсцисс объемную концентрацию чистого утяжелителя $m_m = 20\%$. Содержание шлама

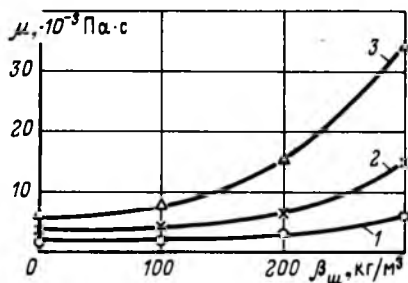
$$m_{ш} = m - m_m = 30 - 20 = 10\%.$$

Вязкость суспензии и предельное напряжение сдвига характеризуют реологические свойства суспензии. Магнетитовые суспензии при высокой концентрации утяжелителя и наличии шлама и глины становятся структурно-вязкими. В таких суспензиях ухудшается разделение угля, особенно мелких зерен, которые не всплывают и не тонут, так как не могут преодолеть сопротивление среды.

На рис. 11 показана зависимость вязкости магнетитовой суспензии различной плотности от содержания в ней угольного шлама. Приведенные экспериментальные данные свидетельствуют о том, что чистые магнетитовые суспензии даже плотностью до 2020 кг/м^3 имеют низкую вязкость (до $6 \cdot 10^{-3} \text{ Па} \cdot \text{с}$). Концентрация угольного шла-

Рис. 11. Зависимость вязкости μ магнетитовой суспензии от содержания в ней шлама $\beta_{\text{ш}}$:

1, 2, 3 — плотность суспензии соответственно 1480 — 1570; 1740 — 1850; 1980 — 2020 кг/м^3



ма в суспензии определяется ее предельно допустимой вязкостью $(10 - 15) \cdot 10^{-3}$ Па · с. Такая вязкость может быть обеспечена при содержании шлама в суспензии низкой плотности ($\rho_c = 1500 \text{ кг/м}^3$) не более 370 кг/м^3 и высокой плотности ($\rho_c = 2000 \text{ кг/м}^3$) — менее 150 кг/м^3 .

Устойчивость суспензии характеризует ее способность сохранять одинаковую плотность в различных слоях по высоте разделительного аппарата. Устойчивость суспензии зависит от гранулометрического состава утяжелителя, его объемной концентрации и степени засорения суспензии шламами и глиной. С уменьшением крупности утяжелителя и увеличением содержания шлама и глины устойчивость суспензии возрастает, что является положительным фактором. Однако при этом вязкость суспензии увеличивается, что вызывает нежелательное структурообразование и ухудшение результатов разделения обогащаемого материала.

Улучшение реологических свойств суспензий осуществляется подбором утяжелителей, отличающихся высокой степенью агрегативной устойчивости и не повышающих вязкость суспензии, гидродинамическими воздействиями в рабочем пространстве тяжелосредного аппарата, а также физико-химическим воздействием реагентов-пептизаторов.

Применение реагентов-пептизаторов снижает вязкость и предельное напряжение сдвига суспензии на 15–35 %, вследствие чего улучшается не только процесс обогащения, но и отделение магнетита при ополаскивании продуктов, а также повышается эффективность регенерации суспензии.

Наиболее эффективны из изученных реагентов-пептизаторов гексаметафосфат и триполифосфат натрия. Указанные реагенты испытывались на ряде углеобогащательных фабрик, что позволило рекомендовать их для промышленного внедрения, особенно в случаях использования сильно зашламленной суспензии и при применении для обогащения суспензии повышенной плотности ($2200\text{--}2300 \text{ кг/м}^3$).

Реологические свойства тяжелых суспензий могут быть также улучшены физико-механическими средствами. Колебание суспензии с частотой 5–8 Гц и амплитудой 6–10 мм приводит к заметному снижению ее вязкости (на 30–40 %) при одновременном повышении устойчивости. Максимальный эффект достигается при обработке сильно зашламленных и структурированных суспензий.

Технические характеристики тяжелосредних сепараторов

Показатель	СК32	СКВ20	СКВ32	СКВП32
Максимальная производительность, (т/ч) при крупности питания, мм:				
13 — 300	285	190	300	390
25 — 300	320	240	380	500
Ширина ванны, мм	3200	2000	3200	3200
Объем суспензии в ванне, м ³	18	8	18	27
Элеваторное колесо:				
диаметр, мм	5350	4000	5450	5450
частота вращения, мин ⁻¹	1,2	2,1	—	—
Габариты, мм:				
длина	6400	4277	5355	7500
ширина	6450	4490	5825	6500
высота	5580	4160	5700	6000
Масса, кг	28320	16500	27500	36000

Обогащение крупных и средних классов углей в тяжелосредних сепараторах, в которых уголь разделяется по плотности в гравитационном поле. Существует большое число сепараторов разнообразных типов, которые классифицируются по ряду конструктивных или технологических параметров: состоянию рабочей камеры (ванны) — подвижные (барабанные) и неподвижные; глубине ванны — мелкие и глубокие; способу выгрузки продуктов разделения — механические, аэро-лифтные, гидравлические, гребковые, ленточные и с элеваторным колесом; числу выдаваемых продуктов — двух- и трехпродуктовые и другим признакам.

В Советском Союзе используются сепараторы наиболее современных конструкций, по техническим и технологическим параметрам превосходящие многие зарубежные образцы. Их технические характеристики приведены в табл. 12.

Сепараторы типа СК (с наклонным элеваторным колесом) являются первыми образцами отечественных сепараторов, нашедших широкое промышленное применение. В настоящее время на фабриках и установках Минуглепрома СССР находится в эксплуатации незначительное число этих сепараторов. Хотя серийный выпуск их прекращен в 1972 г., следует отметить ряд их существенных достоинств: сравнительно большая производительность, возможность обогащать уголь с большим содержанием крупнокусковой породы, большая надежность механической части вследствие отсутствия соприкасающихся с суспензией шарнирных узлов, легкий доступ к подвижным узлам и приводам. Точность разделения в сепараторах типа СК высокая: $E_{pm} = 30 \div 50 \text{ кг/м}^3$.

Сепараторы типа СКВ (с вертикальным элеваторным колесом)

предназначены для обогащения каменных углей, антрацитов и сланцев крупностью 13 (6) — 300 мм в магнетитовой суспензии плотностью от 1400 до 2200 кг/м³ с получением двух продуктов разделения. Сепараторы типа СКВ выпускаются серийно и повсеместно применяются на обогатительных фабриках.

Сепаратор (рис. 12) состоит из ванны, устройств для разгрузки всплывшего и потонувшего продуктов и приводов этих устройств. На корпусе 1 сепаратора установлены элеваторное колесо 7, привод элеваторного колеса 4, гребковый механизм 5 с приводом, опорные катки 8 элеваторного колеса и желоб 6 для приема всплывшей фракции.

Корпус имеет четыре опорных кронштейна 11 с отверстиями для установки и крепления сепаратора на раму или опорные балки.

Исходный продукт по загрузочному желобу 3 поступает на поверхность суспензии в ванне сепаратора. Одновременно через нижний патрубок и распределительное устройство 2 в ванну подаются транспортирующий (под слой исходного продукта) и восходящий потоки суспензии.

В ванне сепаратора исходный материал разделяется в соответствии с плотностью суспензии. Всплывший продукт (концентрат или пром-продукт) разгружается гребковым механизмом, а потонувший — оседает в ковшах 10 элеваторного колеса и при его вращении выгружается из сепаратора.

Элеваторное колесо внутренней частью кольца опирается на катки 9, имеющие винты для регулирования положения колеса относительно корпуса сепаратора. Наличие в элеваторном колесе решеток 12, шарнирно соединенных с ковшами, дает возможность потонувшему продукту загружаться в ковш с внутренней стороны сепаратора, а выгружаться с наружной.

В зависимости от схемы сборки машины осевший в ковшах продукт может выгружаться из сепаратора справа или слева от направления движения загружаемого материала.

Сепараторы типа СКВ, имея более высокую производительность по сравнению с сепараторами типа СК, тем не менее не превосходят последние по эксплуатационным и механическим показателям, а в некоторых случаях и уступают им.

Одним из преимуществ сепараторов типа СКВ является то, что они имеют разборную металлоконструкцию и удобный доступ ко всем узлам и деталям. Это позволяет легко и быстро осуществлять замену и ремонт вышедших из строя отдельных узлов и деталей.

Сепаратор типа СКВП разработан ИОТТ и Гипромашуглеобогащением в двух модификациях — с удлиненной ванной, что обеспечивает повышенную производительность машины, и с короткой ванной, которая практически не отличается от ванны серийного сепаратора СКВ32.

Сепаратор СКВП32 в 1985 г. принят к серийному производству; по своим параметрам он не только производительнее сепаратора СКВ32, но надежнее и долговечнее его в результате улучшения и усиления кон-

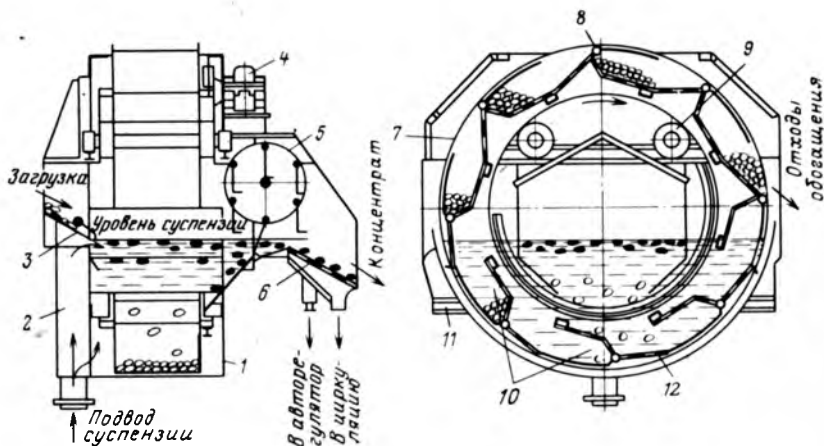


Рис. 12. Сепаратор с вертикальным элеваторным колесом типа СКВ

струкции отдельных узлов и применения нержавеющей и износостойких сталей.

Сепаратор (рис. 13) состоит из корпуса с рабочей ванной 1, выполненного из отдельных разъемных частей — днища, двух боковых секций, загрузочного лотка и разгрузочного желоба. В корпусе смонтированы отдельные узлы и механизмы сепаратора: загрузочно-распределительное устройство, состоящее из загрузочного желоба 12, патрубка 11 для подвода суспензии, жалюзийной решетки 10 для равномерного распределения транспортного потока суспензии, лопастного погружателя угля 9, кармана 8 для подачи восходящего потока суспензии; элеваторное колесо 6 с приводом 18 для выгрузки потонувшего продукта; разгрузочный гребковый механизм 14 с лопастями 15, размещенный в желобе 13, для выгрузки всплывшего продукта; опорные катки 20 элеваторного колеса. Кроме перечисленных узлов и деталей на корпусе крепятся общий привод качаний жалюзийной решетки и вращения разгрузочного гребкового устройства.

Вертикальное элеваторное колесо оснащено съемными ковшами 4, 5, которые при вращении колеса периодически загружаются потонувшим продуктом через загрузочные окна 3 и выгружаются через разгрузочные окна 19. Для этой цели ковши снабжены решетчатыми лопастями 2, которые при вращении элеваторного колеса под действием силы тяжести поворачиваются, открывая загрузочные и разгрузочные окна ковшей.

Всплывший продукт транспортируется через порог 16 и сито сброса суспензии 17 свободно подвешенными лопастями гребкового механизма и выгружается из сепаратора.

Освобождение ванны сепаратора от суспензии в случае остановок на профилактический осмотр или ремонт осуществляется посредством выпускного устройства 7.

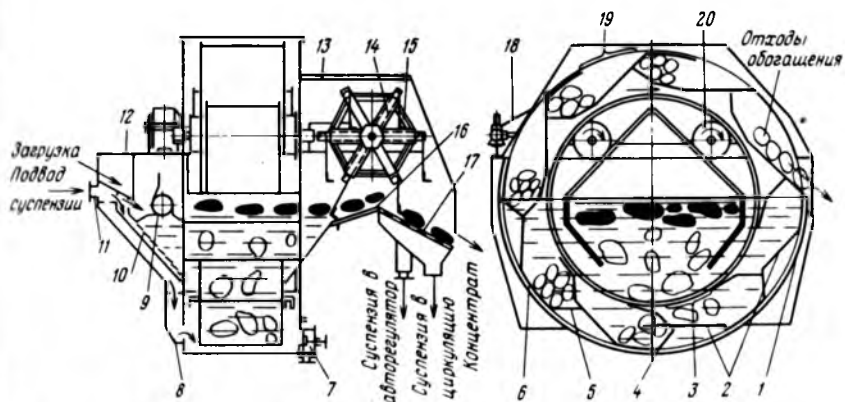


Рис. 13. Сепаратор СКВП32 с удлиненной ванной

Сепаратор СТТ20 предназначен для обогащения исходного угля по двум плотностям разделения с выдачей трех конечных по качеству продуктов: концентрата, промпродукта и отходов. Благодаря конструктивным и технологическим отличиям трехпродуктового сепаратора от двухпродуктовых типа СК и СКВ (по способу подачи суспензии и перемещению обогащаемого материала) удельный расход циркулирующей суспензии в нем значительно снижен. Он составляет 25–30 м³/ч на 1 м ширины ванны для первой стадии и 35–40 м³/ч для второй против 80 м³/ч, предусмотренных нормативными показателями для сепараторов типа СК и СКВ. Показатели обогащения угля в трехпродуктовом сепараторе СТТ20 аналогичны результатам обогащения в двух последовательно расположенных двухпродуктовых сепараторах СКВ20.

Основные узлы сепаратора СТТ20 (рис. 14): корпус, состоящий из двух ванн 1 и 10, установленных на общей раме; элеваторные колеса 5 и 7, опирающиеся на опорные катки; погружатель 2; перегрузчик 12 и гребковый механизм 8. Приводы элеваторных колес, погружателя, перегрузчика и гребкового механизма индивидуальные.

Исходный материал по загрузочному лотку 3 поступает в ванну 1, где разрыхляется и равномерно распределяется по всей ширине ванны погружателем 2. Погружатель также способствует перемещению всплывшего продукта (концентрата и промпродукта) вдоль ванны к перегрузчику 12. В ванну 1 по патрубкам подается суспензия высокой плотности разделения.

Потонувший продукт (отходы обогащения) удаляется элеваторным колесом 5. Конструкция элеваторного колеса аналогична конструкции колеса сепаратора типа СКВ.

Смесь концентрата и промпродукта с потоком суспензии перемещается через разделительный порог 13 перегрузчиком 12 в ванну 10. Поступившая с твердым продуктом в ванну 10 суспензия разбавляет-

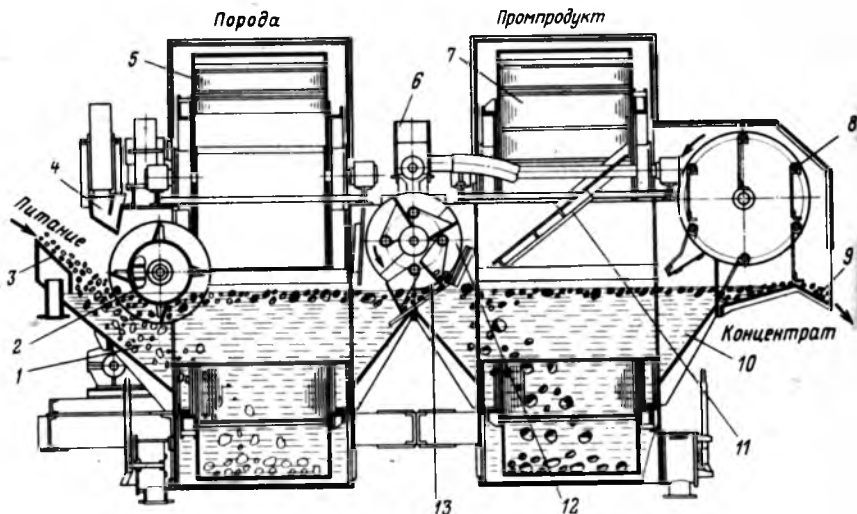


Рис. 14. Сепаратор трехпродуктовый СТТ20

ся до плотности, необходимой для выделения промпродукта. Сливные воды поступают из распределителя 6 на отбойную перегородку 11. Сливные воды или суспензия могут также подаваться в ванну 1 через желоб 4.

Потонувший промпродукт удаляется из сепаратора элеваторным колесом 7. Всплывший во второй ванне концентрат транспортируется совместно с потоком суспензии гребковым механизмом 8 в приемный желоб 9.

Поддержание равномерной плотности суспензии (при отсутствии восходящего потока) производится путем перемещения части суспензии ковшами элеваторных колес из нижних слоев и подачи ее на поверхность суспензии в ванне, а также направлением горизонтального потока роторными устройствами в глубь ванны (нисходящий поток). Поток суспензии, захватывая практически все сечение ванны, препятствует образованию застойных зон, в которых может происходить осаждение утяжелителя.

Применение трехпродуктовых тяжелосредных сепараторов позволяет упростить схемы обогащения труднообогащаемых коксующихся углей, разделение которых должно производиться на три продукта. Ориентировочные расчеты показывают, что при этом можно на 30 % сократить число единиц оборудования и на 25 % уменьшить его массу, а также упростить компоновку оборудования по сравнению со схемой, предусматривающей установку двух последовательно расположенных двухпродуктовых сепараторов.

Указанные преимущества трехпродуктовых сепараторов пока не компенсируют их конструктивных недостатков, трудностей регулирования, недостаточной технологической и механической надежности.

Тяжелосредние сепараторы зарубежных конструкций установлены на некоторых углеобогатительных фабриках Советского Союза. На ЦОФ "Калининская", "Стахановская", "Кураховская" и на других фабриках находятся в эксплуатации сепараторы типа "Дрюбой", изготовленные фирмой "Вено-Пик" (Франция); на ЦОФ "Беловская" (Кузбасс) работают сепараторы с вертикальным колесом фирмы "Ведаг" (ФРГ), а на ОФ Западно-Сибирского металлургического завода — сепараторы "Теска" фирмы "Шюхтерман — Кремер — Баум" (ФРГ).

Технические данные этих сепараторов по удельным показателям аналогичны приведенным в табл. 12.

Сепаратор "Дрюбой" конструктивно аналогичен сепаратору типа СК.

В вдвоенном сепараторе "Дрюбой" в больший сепаратор как бы встроен меньший посредством изолирующих перегородок ванны и элеваторного колеса. В таком сепараторе обогащают уголь двух классов — каждый класс в суспензии требуемой плотности.

Сепаратор "Ведаг" предназначен для разделения угля на два продукта в суспензии плотностью не выше 1950 кг/м^3 . В случае необходимости разделения на три продукта предусматривается последовательная установка двух сепараторов. Конструктивно сепаратор "Ведаг" во многом аналогичен сепаратору типа СКВ. Отличие заключается в способе разгрузки элеваторного колеса: в сепараторе типа СКВ разгрузочный желоб находится на периферии колеса, а в сепараторе "Ведаг" он расположен внутри сепаратора над рабочей ванной.

Сепаратор "Теска" состоит из разделительной ванны, образованной разгрузочным барабаном, выполняющим одновременно роль элеваторного колеса, и двумя корытообразными желобами, которые имеют форму подков и примыкают к барабану с двух сторон на скользящем резиновом уплотнении. Суспензия непрерывно подается в верхнюю часть ванны через щелевидное сопло по всей ширине. Всплывшие легкие фракции потоком суспензии перемещаются к роторному разгрузочному гребковому устройству и разгружаются через сливной порог, а потонувший продукт транспортируется разгрузочным барабаном вверх, откуда направляется в приемный желоб, расположенный загрузочной частью внутри барабана.

Расчет производительности тяжелосредних сепараторов. Производительность — основной параметрический показатель тяжелосредних сепараторов. Она зависит от крупности обогащаемого угля, его фракционного состава, ширины ванны, требуемой четкости разделения по заданной плотности, скорости потока суспензии в ванне, вязкости среды и др.

Определяющим показателем производительности сепаратора при содержании в исходном угле более 50 % легкой фракции является производительность по всплывшему продукту. В расчетах при выборе типоразмера сепаратора рекомендуется использовать нормы удельной производительности в тоннах в час на 1 м ширины ванны. В табл. 13 приведены рекомендуемые удельные производительности, полученные

**Расчетная удельная производительность сепараторов
по всплывшему продукту**

Крупность угля, мм	Удельная производи- тельность, т/(м · ч)		Крупность угля, мм	Удельная производи- тельность, т/(м · ч)	
	средняя	предельная		средняя	предельная
6—25	35	45	25—50	60	80
6—50	45	55	25—100	70	90
10—50	50	60	25—150	75	95
10—100	55	70	25—200	80	100
13—50	50	65	25—300	80	100
13—100	60	75	50—100	80	100
13—150	65	85	50—200	90	100
13—200	70	90	50—300	90	110

обработкой фактических показателей работы сепараторов на отечественных и зарубежных обогатительных фабриках. Предельная удельная производительность принята из расчета кратковременной перегрузки (до 30 мин) с коэффициентом перегрузки 1,25.

Общая производительность Q (т/ч) сепаратора определяется по формуле

$$Q = \frac{qB}{\gamma_n}$$

где q — удельная производительность, т/(м · ч); B — ширина ванны, м;
 γ_n — выход всплывшего продукта, доли ед.

Если в угле содержится более 50 % потонувшей фракции, необходимо проверить производительность элеваторного колеса сепаратора по его максимальной транспортной способности Q_n (т/ч):

$$Q_n = 0,06 k V n z \rho,$$

где k — коэффициент наполнения ковшей, равный 0,5—0,6; V — объем одного ковша, м³; n — частота вращения элеваторного колеса, мин⁻¹; z — число ковшей элеваторного колеса; ρ — насыпная плотность потонувшей фракции, кг/м³.

Гидроциклон тяжелосредний. Обогащение мелкого угля в тяжелых суспензиях осуществляется в гидроциклонах. Они применяются на вновь сооружаемых и реконструируемых фабриках для обогащения углей крупностью 0,5 — 6; 6 — 25 или 0,5 — 25 мм и переобогащения промпродукта отсадки аналогичной крупности.

Принцип работы двухпродуктового тяжелосреднего гидроциклона (рис. 15) заключается в следующем.

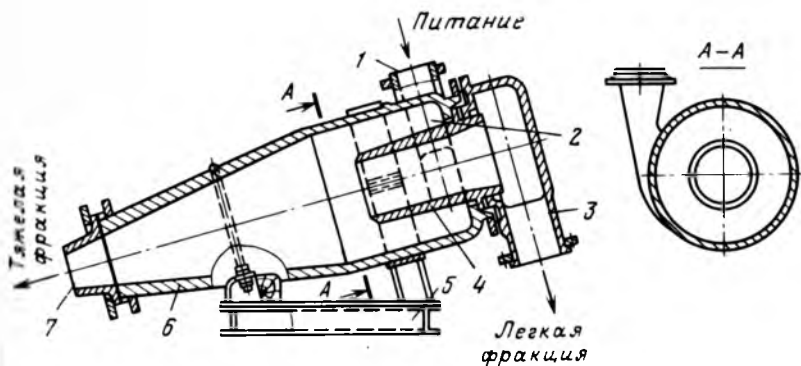


Рис. 15. Двухпродуктовый тяжелосредный гидроциклон

Исходный уголь поступает в аппарат в смеси с тяжелой суспензией через загрузочный патрубок 1 по касательной во внутреннюю полость 2 цилиндрической части корпуса.

Касательный ввод разделительной среды под давлением формирует внутри аппарата вихревой поток с воздушным столбом вдоль оси циклона. Благодаря центробежным силам, во много раз превосходящим силы тяжести, тяжелый продукт перемещается к стенкам конической части корпуса 6, скользит по ним и разгружается вместе с частью суспензии через разгрузочный насадок 7. Легкий продукт с суспензией проходит через сливную трубу 4 в разгрузочную камеру 3. Гидроциклоны обычно устанавливаются на раме 5 таким образом, чтобы его ось была наклонена к горизонту под углом не более 10° .

Преимущество тяжелосредных гидроциклонов перед аппаратами, в которых разделение происходит только под действием силы тяжести (сепараторы типа СК и др.), заключается в наличии центробежного поля, которое приводит к значительному (в десятки раз) увеличению скорости разделения материала по плотности. Кроме того, в гидроциклонах образуется турбулентный гидродинамический поток, разрушающий структуру суспензии, благодаря чему в них можно обогащать тонкие классы угля до крупности 0,15 мм.

Для получения трех продуктов разделения применяют трехпродуктовый гидроциклон. Он состоит из цилиндрической и цилиндро-конической ступеней. Принцип разделения в нем основан на способности магнетитовой суспензии расслаиваться в центробежном поле, в результате чего плотность суспензии, переходящей из I ступени во II ступень каскада, становится выше плотности суспензии питания.

Трехпродуктовый каскадный гидроциклон (рис. 16) работает следующим образом. Исходное питание (смесь суспензии низшей плотности разделения и угля) через патрубок 1 поступает тангенциально в загрузочную камеру 2 цилиндрического гидроциклона, в котором выделяются мелкие концентратные фракции, уходящие с частью суспензии через осевой патрубок в камеру слива 3. Промпродуктовые и

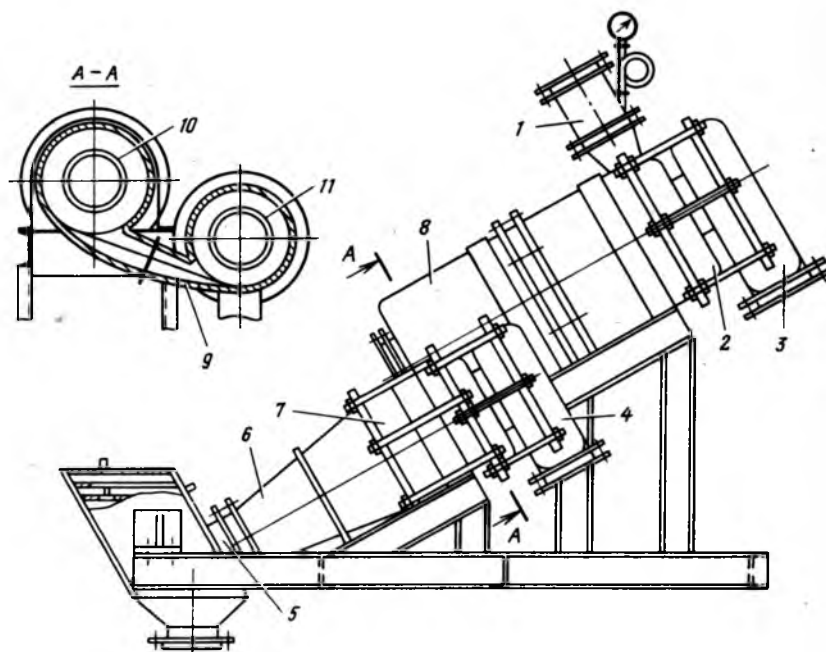


Рис. 16. Трехпродуктовый каскадный тяжелосредний гидроциклон

породные фракции, выделившиеся под действием центробежных сил, направляются через центральную насадку 10 в разгрузочную камеру 8 и далее по патрубку 9 в цилиндро-коническую ступень гидроциклона 7. Здесь разделение осуществляется аналогично вышеописанному. Смесь промпродуктовых фракций (в данном случае — легких) и суспензия перемещаются по патрубку 11 в сливную камеру 4, а тяжелые продукты концентрируются в конической части 6 и через породную насадку 5 поступают в приемник отходов.

Технические характеристики двух- и трехпродуктовых тяжелосредних гидроциклонов приведены в табл. 14.

Они выпускаются серийно и могут комплектоваться специальным технологическим, вспомогательным оборудованием и опорными конструкциями для его монтажа (рис. 17).

Технологические схемы обогащения углей в тяжелых суспензиях отличаются большим разнообразием, обусловленным разницей в свойствах исходных углей (марочный состав, крупность, обогатимость и др.), а также требованиями к качеству конечных продуктов обогащения. Ниже приводится описание некоторых типовых схем обогащения энергетических и коксующихся углей в тяжелосредних сепараторах и гидроциклонах. В схемах приняты условные обозначения отдельных машин и аппаратов, показанные на рис. 18.

Схема обогащения крупного угля в одну стадию с разделением

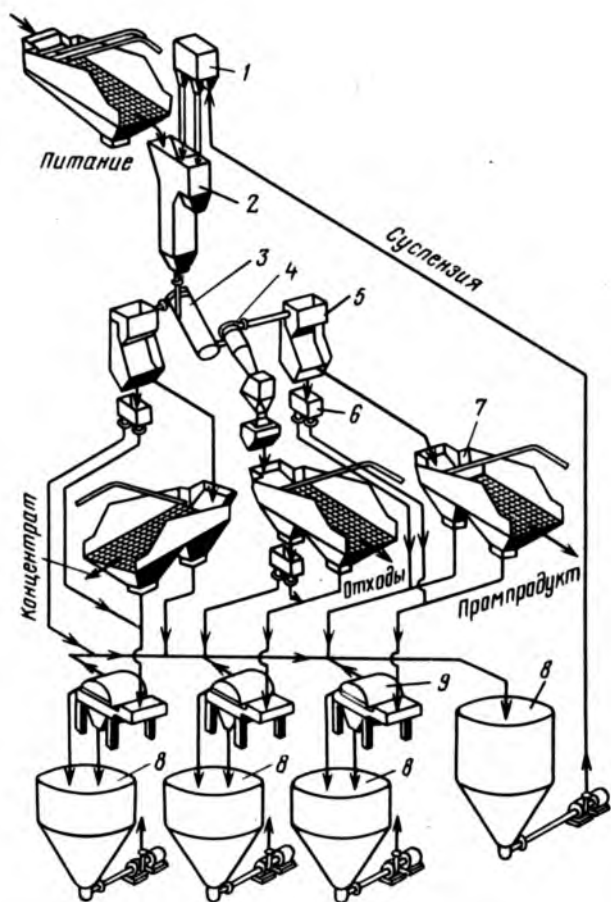


Рис. 17. Комплекс оборудования трехпродуктовой гидроциклонной установки ГТ630/500:

1 — бак регулировочный; 2 — смеситель суспензии и угля; 3,4 — соответственно первая и вторая ступени трехпродуктового гидроциклона; 5 — грохоты дуговые для сброса кондиционной суспензии; 6 — делитель суспензии; 7 — грохот; 8 — сборники для приема суспензии; 9 — электромагнитный сепаратор для регенерации суспензии

на два продукта приведена на рис. 19. Схема включает следующие операции: подготовку угля перед обогащением (сухую или мокрую классификацию), обогащение в сепараторе с магнетитовой суспензией с получением двух конечных продуктов (концентрата и отходов), отделение суспензий, отмывку утяжелителя и обезвоживание продуктов обогащения, регенерацию разбавленной суспензии, систему циркуляции суспензии требуемой плотности, автоматическое регулирование плотности суспензии и распределения потоков. Схема применяется для

Технические характеристики тяжелосредних гидроциклонов

Показатель	Двухпродуктовые		Трехпродуктовые	
	ГТ500	ГТ710	ГТ630/ 500	ГТ710/ 500
Максимальная производительность:				
по твердому, т/ч	50	100	80	100
по пульпе, м ³ /ч	160	300	250	300
Крупность обогащаемого материала, мм	0,5—25	0,5—40	0,5—25	0,5—40
Внутренний диаметр гидроциклона, мм:				
I ступени	—	—	630	710
II ступени	—	—	500	500
Пьезометрический напор питания на входе, м	4—6	6—8	6—8	6—8
Масса, кг	1090	2000	2050	3100

механизированной породовыборки, а также на обогатительных фабриках для обогащения энергетических углей, антрацитов и легкообогатимых коксующихся углей крупных классов с разделением по плотности в пределах 1600 — 2100 кг/м³.

Схема обогащения угля в две стадии с выделением в первой



Рис. 18. Условные обозначения, принятые в схемах обогащения углей

Технические характеристики тяжелосредних гидроциклонов

Показатель	Двухпродуктовые		Трехпродуктовые	
	ГТ500	ГТ710	ГТ630/ 500	ГТ710/ 500
Максимальная производительность:				
по твердому, т/ч	50	100	80	100
по пульпе, м ³ /ч	160	300	250	300
Крупность обогащаемого материала, мм	0,5–25	0,5–40	0,5–25	0,5–40
Внутренний диаметр гидроциклона, мм:	500	710	—	—
I ступени	—	—	630	710
II ступени	—	—	500	500
Пьезометрический напор питания на входе, м	4–6	6–8	6–8	6–8
Масса, кг	1090	2000	2050	3100

механизированной породовыборки, а также на обогатительных фабриках для обогащения энергетических углей, антрацитов и легкообогащаемых коксующихся углей крупных классов с разделением по плотности в пределах 1600 – 2100 кг/м³.

Схема обогащения угля в две стадии с выделением в первой



Рис. 18. Условные обозначения, принятые в схемах обогащения углей

Рис. 19. Схема цепи аппаратов обогащения угля в магнетитовой суспензии с разделением на два продукта

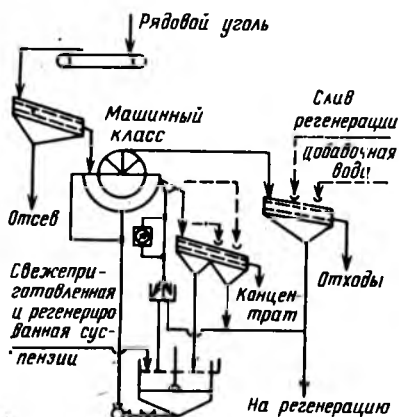
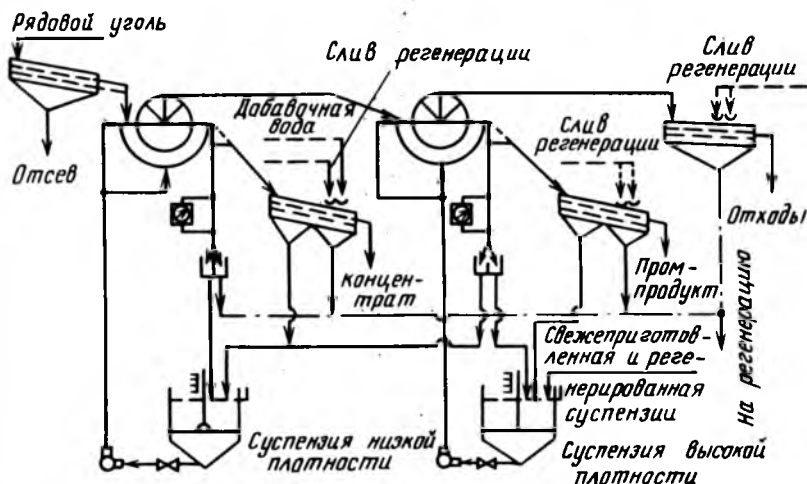


Рис. 20. Схема цепи аппаратов обогащения угля в две стадии от меньшей плотности разделения к большей с получением трех продуктов (левая часть схемы — обогащение в суспензии низкой плотности)



стадии концентрата (при разделении от меньшей плотности к большей) или отходов (при разделении от большей плотности к меньшей) показана на рис. 20.

Схема включает следующие операции: подготовку угля перед обогащением (сухую или мокрую классификацию), последовательное обогащение в двух сепараторах с получением трех конечных продуктов — концентрата, промпродукта и отходов, отделение кондиционной суспензии, отмывку утяжелителя и обезвоживание продуктов с автоматическим распределением потоков и регулированием плотности суспензии.

Схема регенерации суспензии общая для обеих стадий. Питание сепараторов суспензий осуществляется из различных емкостей, в каждой из которых находится суспензия необходимой плотности для дан-

ной стадии обогащения. Пополнение системы суспензией высокой плотности производят свежеприготовленной и регенерированной суспензиями, а системы низкой плотности — из системы высокой плотности.

Схема с выделением концентрата в первой стадии обогащения рекомендуется в качестве основного и наиболее экономичного варианта для обогащения углей с большим (более 50 %) выходом легких фракций при отсутствии размокаемых пород. При низком содержании в исходном угле легких фракций и наличии быстро размокаемой породы, удаление которой в первой стадии снизит поступление глинистых частиц в суспензию, рекомендуется выделять породу (отходы) в первой стадии.

При раздельном обогащении угля двух классов крупности схема комплектуется в первой стадии двумя сепараторами для выделения концентрата из каждого класса крупности и одним общим сепаратором во второй стадии для разделения микста (смесь фракций различной плотности) на промпродукт и отходы.

Схема обогащения мелкого угля (антрацита) или дробленого промпродукта крупностью 0,5—25 (13) мм в двухпродуктовых гидроциклонах показана на рис. 21. Схема включает следующие операции: обесшламливание угля на грохотах или в багер-зумпфах, обогащение в двухпродуктовых гидроциклонах, регенерацию разбавленной суспензии, автоматическое регулирование плотности суспензии, распределения потоков и уровня в сборниках суспензии.

При необходимости обогащения в гидроциклонах материал до нижнего предела крупности 0,1—0,2 мм рекомендуется направлять шламовые воды после отмывки утяжелителя от продуктов обогащения на раздельную регенерацию с последующим обезвоживанием ее продуктов.

Схема обогащения мелкого угля (или переобогащения промпродукта) в трехпродуктовых гидроциклонах приведена на рис. 22. Схема включает следующие операции: подготовку исходного продукта (обесшламливание, при необходимости дробление и др.); смешение исходного продукта с магнетитовой суспензией; обогащение в трехпродуктовом гидроциклоне; циркуляцию кондиционной суспензии; совместную регенерацию разбавленной суспензии, полученной после отмывки магнетита от концентрата, промпродукта и отходов в магнитных сепараторах; автоматическое регулирование плотности суспензии, ее распределение и поддержание уровней в сборниках суспензии.

Обогащение мелких углей в тяжелых суспензиях сопряжено с определенными трудностями. Это вызвано тем, что мелкий продукт разделяется в суспензии хуже крупного, а гидроциклонные установки сложнее сепараторов, имеют более сложную систему загрузки и меньшую производительность единицы оборудования. Кроме того, мелкие угли даже при тщательном обесшламливании имеют значительное содержание шлама, что приводит к загрязнению суспензии и усложнению системы ее регенерации. Тем не менее, несмотря на некоторое усложнение технологии при тяжелосреднем обогащении мелких углей, технико-

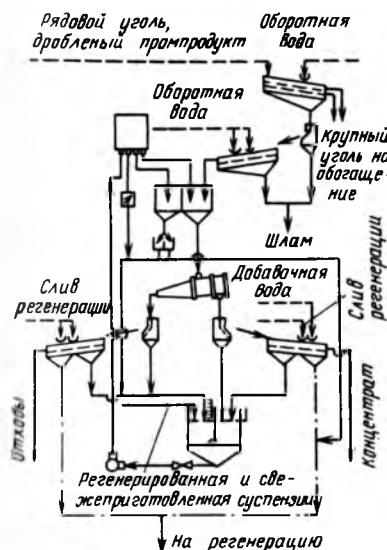


Рис. 21. Схема цепи аппаратов обогащения мелкого угля (или переобогащения промпродукта) в двухпродуктовых гидrocиклонах

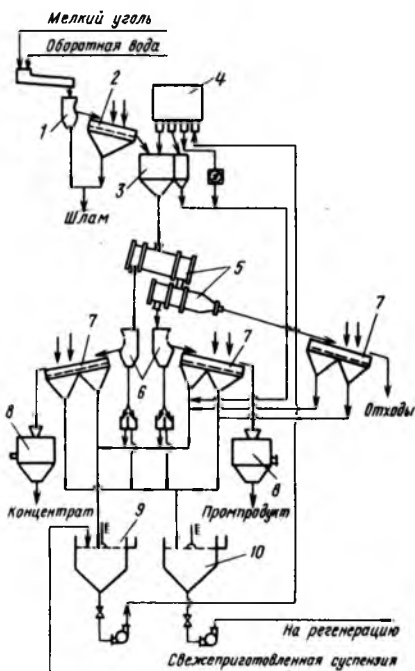


Рис. 22. Схема цепи аппаратов обогащения мелких углей в одну стадию с выделением трех продуктов:

1—2 — обесшламливающие грохоты соответственно дуговой и вибрационный; 3 — смеситель; 4 — бак регулирующий; 5 — гидrocиклон трехпродуктовый; 6 — грохот дуговой; 7 — вибрационный грохот для отделения и отмыва суспензии; 8 — центрифуга фильтрующая; 9, 10 — сборники соответственно кондиционной и некондиционной суспензии

экономические преимущества этого процесса во многих случаях окупают дополнительные капитальные и эксплуатационные затраты.

Гидrocиклоны с магнетитовой суспензией и вышеприведенные схемы применяют при обогащении труднообогатимых углей, переобогащении дробленого промпродукта тяжелосредных сепараторов и промпродукта отсадочных машин. Целесообразность применения тяжелосредных гидrocиклонов в каждом отдельном случае определяется технико-экономическим расчетом и сопоставлением его с технико-экономическими показателями варианта технологической схемы, предусматривающей использование отсадочных машин.

Регенерация суспензии при обогащении углей в тяжелых средах — важнейшая операция, определяющая технологические результаты разделения и экономическую эффективность процесса. Основное назначение регенерации — наиболее полное улавливание утяжелителя из промывных и дренажных вод для его повторного использования и обеспе-

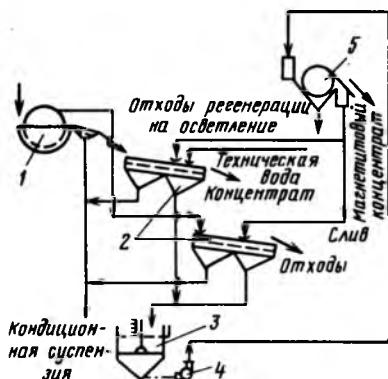


Рис. 23. Схема одностадийной регенерации магнетитовой суспензии:

1 — сепаратор тяжелосредный; 2 — грохоты для отделения и отмывки суспензии; 3 — сборник некондиционной суспензии; 4 — насос; 5 — электромагнитный сепаратор

чение работы тяжелосредных сепараторов на суспензии заданных параметров по плотности и вязкости.

Технологическая схема регенерации суспензии включает следующие операции: сбор промывных и дренажных вод, содержащих магнетит, отмытый от продуктов обогащения оборотной и технической водой; отвод некоторой части рабочей суспензии, содержащей угольный шлам, для последующей очистки; выделение магнетитового концентрата из всех промывных и дренажных вод; уплотнение регенерированной суспензии и возврат ее в систему циркуляции; вывод избыточного шлама с отходами регенерации. Типичная схема одностадийной регенерации суспензии показана на рис. 23.

Одно из самых существенных преимуществ магнетитовых суспензий — сравнительная легкость их регенерации на магнитных сепараторах. Современные системы регенерации и магнитные сепараторы могут обеспечить извлечение магнетита до 99,9 %.

Для одно- и двухстадийных схем регенерации суспензии применяются в настоящее время серийно выпускаемые магнитные сепараторы трех типоразмеров (ЭБМ80/170, ЭБМ80/250 и ЭБМ90/250), технические характеристики и технологические показатели работы которых приведены в табл. 15.

Поперечный разрез сепаратора показан на рис. 24. Принцип его работы следующий.

Исходная суспензия по трубопроводу подается в распределительную коробку 1, откуда попадает на направляющий лоток и далее в ванну 6 под вращающийся барабан 4. Внутри барабана неподвижно размещена электромагнитная система 3. Под действием магнитного поля магнитные частицы (магнетит) притягиваются к поверхности барабана, транспортируются им вверх, проходят под скребком 2, предназначенным

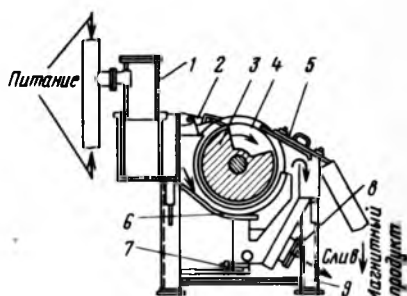


Рис. 24. Сепаратор электромагнитный барабанный для регенерации магнетитовых суспензий

**Технические характеристики и технологические показатели работы
сепараторов для регенерации суспензий**

Показатель	ЗБМ80/ 170	ЗБМ80/ 250	ЗБМ90/ 250
Диаметр рабочей части барабана, мм	800		900
Длина барабана, мм	1700	2500	2500
Напряженность магнитного поля на поверхности барабана, кА/м, не менее	130		210
Габариты, мм:			
длина	3000	3750	3840
ширина	2000		2100
высота	2200		2200
Масса, кг	5040	7140	9200
Производительность по суспензии ($\text{м}^3/\text{ч}$) при содержании магнетита в твердой фазе питания, %:			
70 — 90	До 180	До 270	400
35 — 50	100 — 130	160 — 190	370
Извлечение магнетита, %		99,7 — 99,97	
Содержание ($\text{кг}/\text{м}^3$) магнетита в отходах при содержании шлама в питании, $\text{кг}/\text{м}^3$:			
< 150		До 0,5	До 0,5
150 — 180		" 1,0	" 1,0
180 — 200		" 1,5	" 1,5
200 — 250		" 2,0	" 2,0
Плотность магнитного продукта ($\text{кг}/\text{м}^3$) при содержании шлама в питании до 150 $\text{кг}/\text{м}^3$	2000 — 2300		

для отжатия воды из магнитного продукта, и разгружаются скребком 5.

Немагнитный продукт в ванне сепаратора разделяется на две части: крупнозернистый угольный шлам выпускается через нижний насадок 7 и направляется на дальнейшую обработку, а осветленная вода (слив) направляется через окно 8 на отмывку утяжелителя из продуктов обогащения. Ванна сепаратора смонтирована на раме 9.

Основной узел сепаратора — электромагнитный барабан, который состоит из электромагнитной системы, немагнитных кожуха, крышек, зубчатого колеса, коробки выводов электрокабеля, кронштейна и подшипниковых узлов.

В зарубежной промышленной практике для регенерации магнетитовой суспензии применяют, как правило, сепараторы на постоянных магнитах.

Технологическая эффективность обогащения углей в тяжелосредних суспензиях и гидроциклонах характеризуется засорением продуктов обогащения посторонними фракциями, что является следствием погрешности разделения по заданной плотности за счет случайных факторов. К таким факторам относятся колебания крупности, фрак-

ционного состава исходного угля, плотности и вязкости суспензии, производительность сепаратора и др.

В практике обогащения угля засорение продуктов обогащения оценивают по содержанию в них посторонних фракций, плотность которых в концентрате выше заданной контрольной плотности, а в отходах ниже ее; засорение промпродукта оценивают по содержанию в нем легких и тяжелых фракций. Наиболее правильно оценивать эффективность разделения гравитационных процессов по среднему вероятному отклонению E_{pm} .

При обогащении в суспензиях нормальной вязкости в аппаратах с гравитационным полем плотность суспензии с достаточной точностью характеризует плотность разделения. В случае применения тяжелых гидrocиклонов фактическая плотность разделения всегда несколько выше плотности суспензии, поскольку в гидrocиклонах под действием центробежных сил происходит частичное сгущение суспензии (суспензия, уходящая с тяжелым продуктом, плотнее суспензии слива).

Многочисленными экспериментальными исследованиями установлены зависимости среднего вероятного отклонения E_{pm} от крупности обогащаемого угля и плотности разделения ρ_p .

Приведенные на рис. 25 данные свидетельствуют о том, что при одинаковой крупности обогащаемого угля наиболее высокой технологической эффективностью обладают тяжелосредние гидrocиклоны (кривая 1 — показатель E_{pm} имеет минимальное значение). Тяжелосредние сепараторы при низкой и высокой плотностях разделения (кривые 2, 3 соответственно) имеют худший показатель E_{pm} , затем следуют отсадочные машины, показатель E_{pm} которых (кривые 4, 5 соответственно при низкой и высокой плотностях разделения) характеризуется максимальными значениями.

Влияние плотности разделения на технологическую эффективность обогащения при средних удельных производительностях аппаратов определяется рядом эмпирических формул [34]:

при крупности обогащаемого угля 25 — 300 мм

$$E_{pm} = 0,01 \rho_p + 20;$$

при крупности обогащаемого угля 13 — 150 мм

$$E_{pm} = 0,015 \rho_p + 20,$$

где ρ_p — действительная плотность разделения, кг/м³.

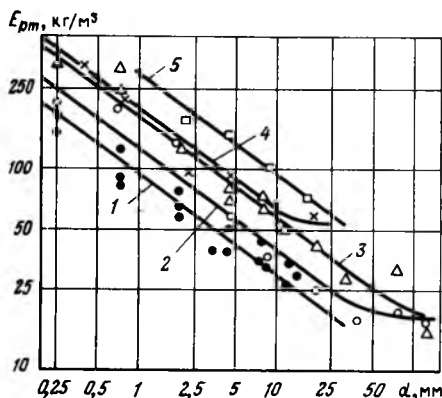


Рис. 25 Зависимость показателя эффективности E_{pm} от крупности обогащаемого угля для тяжелосредних гидrocиклонов, тяжелосредних сепараторов и отсадочных машин

Таблица 16

Показатели обогащения углей в двухпродуктовых тяжелосредних сепараторах
и трехпродуктовом каскадном гидроциклоне
(ОФ шахты "Северная") [34]

Показатели	ЦОФ "Сухо- дольская"	ЦОФ "Узловс- кая"	ЦОФ "Октябрь- ская"	ОФ "Север- ная"
Производительность, т/ч	110	125	140	60—80
Крупность углей, мм	13—125	10—100	18—20	0,5—10
Зольность углей, %	61,4	54,3	25,0	34,2
Плотность разделения, кг/м ³ :				
I стадия	1375	1465	1585	1480
II стадия	1775	1800	1775	1790
Среднее вероятное отклонение E_{pm} , кг/м ³ :				
I стадия	45	34	37	33
II стадия	60	30	65	40
Содержание фракций в продуктах обогащения, %:				
концентрат:				
легкие	92,5	96	99	92,3
промежуточные	7,5	4	1	7,7
тяжелые	—	—	—	—
промпродукт:				
легкие	7,7	9,5	33	16,9
промежуточные	71,3	81,5	57	81
тяжелые	21	9	10	2,1
отходы:				
легкие	0,1	—	—	0,3
промежуточные	1,8	0,5	2	15
тяжелые	98,1	99,5	97	98,2
Выход продуктов обогащения, %:				
концентрат	68,8	29,7	67,3	62,1
промпродукт	16	12,1	8,8	8,2
отходы	15,2	58,2	23,9	29,7
Зольность продуктов обогащения, %:				
концентрат	6,7	7	4,2	8,6
промпродукт	33,9	39,4	41,2	29
отходы	82,6	82,1	79,8	88,1
Потери магнетита (технологические) на 1 т исходного угля, кг	0,84	0,8	1,3	2,5

Эффективность разделения бурых углей крупностью 25—300 мм характеризуется следующими зависимостями:

$$\text{при } \rho_p < 1700 \text{ кг/м}^3$$

$$E_{pm} = 0,01 \rho_p + 60;$$

$$\text{при } \rho_p > 1700 \text{ кг/м}^3$$

$$E_{pm} = 0,01 \rho_p + 90.$$

Зависимости эффективности обогащения угля в гидроциклонах от плотности разделения могут быть определены по следующим формулам:

для двухпродуктового гидроциклона

$$E_{pm} = 0,03 \rho_p - 15;$$

для первой стадии разделения в трехпродуктовом гидроциклоне

$$E_{pm} = 0,04 \rho_p - 10;$$

для второй стадии разделения в трехпродуктовом гидроциклоне

$$E_{pm} = 0,045 \rho_p - 15.$$

В каждом конкретном случае на углеобогажительных фабриках устанавливаются нормы засорения продуктов обогащения путем расчета ожидаемых показателей обогащения по заданным значениям E_{pm} и ρ_p . Окончательные производственные нормы устанавливают при отработке технологических режимов и заносят в режимную карту каждой тяжелосредней установки.

В табл. 16 приведены технологические показатели обогащения угля в магнетитовых суспензиях на ряде фабрик. Эти данные могут быть ориентировочными для оценки работы тяжелосредних установок других фабрик, сопоставления потерь угля с отходами обогащения и засорения концентратов.

§ 6. ОБОГАЩЕНИЕ УГЛЕЙ ОТСАДКОЙ

Гидравлическая отсадка — это процесс разделения исходной смеси зерен на отдельные близкие по плотности зерен слои в вертикальном пульсирующем потоке воды знакопеременной скорости. Отсадка — один из наиболее распространенных процессов обогащения крупных (более 13 мм), мелких (менее 13 мм) и неклассифицированных углей.

Широкое применение отсадки, особенно при обогащении мелких углей, объясняется присущим этому процессу рядом существенных достоинств. Преимущества отсадки по сравнению с другими процессами гравитационного обогащения заключаются в универсальности, производственной простоте, технологической эффективности и экономичности.

Универсальность процесса характеризуется широким диапазоном крупностей обогащаемого угля. Отсадкой можно обогащать уголь крупностью от 0,5 до 250 мм. Уголь более широкого диапазона крупности можно обогащать только в тяжелых суспензиях.

Производственная простота технологии отсадки заключается в применении для процесса незначительного числа основного и вспомогательного оборудования. Сочетание минимального числа оборуду-

дования, обеспечивающего нормальные технологические функции процесса, может косвенно характеризовать степень производственной сложности применяемой технологии. Сравнивая различные гравитационные процессы с этих позиций, можно сказать, что технология обогащения угля в тяжелых суспензиях отличается наибольшей сложностью вследствие необходимости применения параллельно с основным процессом комплекс операций по подготовке, регенерации и кондиционированию суспензии. Наиболее простой является, например, технология обогащения в струе воды, текущей по наклонной плоскости.

Технологическая эффективность отсадки характеризуется сравнительно высокой удельной производительностью и низкими значениями показателей эффективности разделения E_{pm} и I .

Процесс отсадки и отсадочные машины по технологической эффективности обогащения угля имеют преимущество перед другими гравитационными процессами и аппаратами, применяемыми в аналогичных условиях: моечными желобами, концентрационными столами, пневматическим обогащением. Исключение составляют тяжелосредные сепараторы и гидроциклоны.

Экономичность отсадки обуславливается перечисленными выше категориями универсальности, производственной простоты и технологической эффективности. Она является наиболее экономичным процессом обогащения как по сумме затрат, так и общим издержкам на 1 т обогащаемого угля.

Физическая модель процесса отсадки, разрабатываемая на основе известных гипотез (скоростная, суспензионная, потенциальная и массово-статистическая), рассматривает процесс расслоения угля как горизонтальное (под действием транспортной воды) и вертикальное (под действием пульсирующего потока) перемещения постели двумя слоями различной плотности с некоторой средней скоростью. Под постелью понимают смесь угольных, промпродуктовых и породных фракций, находящихся непосредственно на решетке машины (естественная постель, а при наличии специально добываемого материала, например полевого шпата, — искусственная постель). При достаточном времени перемещения постели вдоль отсадочного отделения расслоение угля осуществляется таким образом, что легкие фракции концентрируются в верхнем, а тяжелые — в нижнем слоях. Характер перераспределения легких и тяжелых фракций между слоями в основном определяется законом действия масс.

При перемещении частицы в постели на нее действует со стороны жидкости (воды) и окружающих соседних частиц комплекс механических сил. Основные из них — силы поверхностного и инерционного сопротивления. К поверхностным относятся силы трения, обусловленные непосредственным соприкосновением поверхности частиц с жидкостью и друг с другом, к инерционным — силы от соударения частиц и силы инерции жидкости.

Обе группы сил действуют одновременно, но в зависимости от физико-механических свойств постели и скорости пульсирующего потока

жидкости их соотношение в определенные периоды времени различно. При малых размерах частиц, сравнительно небольших скоростях их перемещения и незначительной разрыхленности постели на частицы действуют в основном силы поверхностного сопротивления. С увеличением размеров частиц и скорости их движения преобладает действие сил инерционного сопротивления.

Физические свойства и механизм действия постели в значительной мере определяют качественно-количественные результаты отсадки. Степень и характер разрыхления постели, влияющие на ее пропускную способность и эффективность, зависят в основном от гидравлических параметров отсадки — частоты и амплитуды колебаний жидкости.

С увеличением частоты пульсаций жидкости разрыхленность постели сначала уменьшается, а затем вновь начинает возрастать. В этих условиях пропускная способность постели изменяется обратно пропорционально разрыхленности. Это объясняется тем, что разгрузка через постель происходит преимущественно из-за засасывания нисходящим потоком жидкости тонких частиц обогащаемого угля.

С увеличением разрыхленности постели всасывающая сила потока уменьшается. С одной стороны, подобные явления наблюдаются с возрастанием амплитуды пульсаций жидкости при постоянной частоте пульсаций. С другой — повышение частоты пульсаций вызывает возрастание сил инерции жидкости, что сказывается на удлинении периода взвешивания постели. Преобладание же сил инерции над силами тяжести частиц является причиной снижения пропускной способности постели, особенно для угля крупностью менее 4 мм.

Искусственная постель в процессе отсадки выполняет функцию фильтрующего слоя, осуществляющего контроль частоты продуктов разделения. Технологические свойства этого слоя зависят от следующих параметров: плотности, формы и шероховатости частиц постели, ширины каналов между частицами и высоты слоя постели.

При отсадке угля с естественной постелью в последней наблюдается малоразрыхленный слой, занимающий промежуточное по высоте положение и выполняющий роль фильтра. Анализ процесса отсадки в промышленных условиях показал, что этот промежуточный малоразрыхленный слой не отличается по гранулометрическому составу от смежных слоев. Предполагается, что фильтрующий слой насыщается частицами из нижележащих слоев постели. Такое перемещение частиц из нижнего слоя рассматривается как волна сжатия, движущаяся в постели снизу вверх при восходящем ходе потока жидкости и выполняющая функцию утяжеленной среды.

Конструкции отсадочных машин, применяемых для обогащения углей, не отличаются большим разнообразием. Наиболее совершенны серийно выпускаемые в настоящее время модернизированные машины типа ОМ с площадью отсадки 8, 12, 18, 24 м².

Отсадочные машины выполнены из отдельных унифицированных отделений, что упрощает их изготовление, монтаж и эксплуатацию.

Современные отсадочные машины комплектуются загрузочными устройствами для равномерного распределения загрузки по ширине машины. В некоторых случаях загрузочное устройство служит для одновременного обесшламливания исходного угля по классу 0,5 мм и сброса части транспортной воды. Обычно для этой цели используют щелевидные сита — плоские и дуговые.

Все новые отсадочные машины оборудованы автоматическим устройством для разгрузки тяжелых продуктов. В качестве датчика уровня естественной постели чаще всего используется поплавков. При разгрузке тяжелых продуктов через искусственную постель в некоторых отсадочных машинах предусмотрена автоматическая регулировка ее разрыхленности.

Отсадочные машины ОМ12-1, ОМ18-1, ОМ24-1 состоят из трех унифицированных отделений: загрузочного I, промежуточного II и разгрузочного III (рис. 26). Корпус 10 каждого отделения, в свою очередь, состоит из двух однометровых секций (отсеков) с водо-воздушными камерами 8 дуговой формы, расположенными под решетками.

Над воздушными камерами установлены щелевые решета 9, являющиеся рабочими поверхностями машины. Решета могут быть полистиленовыми или металлическими штампованными.

При обогащении углей классов 0,5 — 150 и 13 — 150 мм решета в загрузочном отделении устанавливаются под углом 2°.

В конце корпуса каждого отделения имеется разгрузочная камера 14, в верхней части которой установлен шибер 15 для регулирования высоты порога перед последующим отделением. Здесь же над решетом установлены поплавок и автоматический регулятор уровня 16. В нижней части разгрузочной камеры установлен роторный разгрузчик, состоящий из вращающегося ротора 6 и шибера разгрузки 7, предназначенного для регулирования щели перед ротором в зависимости от крупности разгружаемого материала. Разгрузочное устройство приводится во вращение электроприводом 12.

Сверху на корпусе машины установлены (с правой или левой боковой стороны) три воздушных коллектора 1. В верхней части коллекторов имеются фланцы для присоединения к воздухопроводам подачи сжатого воздуха.

Рядом с каждым воздушным коллектором установлено по два пульсатора 2 клапанного типа, управление которыми осуществляется посредством электропневмопривода, обеспечивающего изменение частоты пульсаций в диапазоне 30—80 в 1 мин и соотношений периодов впуска, паузы и выпуска воздуха. Электропневмопривод устанавливается рядом с машиной. Из пульсаторов воздух по воздухопроводам 4 подается в водо-воздушные камеры 8.

На корпусе машины справа или слева устанавливается также водяной коллектор 3 с фланцами для подсоединения к водопроводной сети фабрики и вертикальными трубами-отводами 5, через которые вода поступает в подрешетное пространство каждого отсека машины.

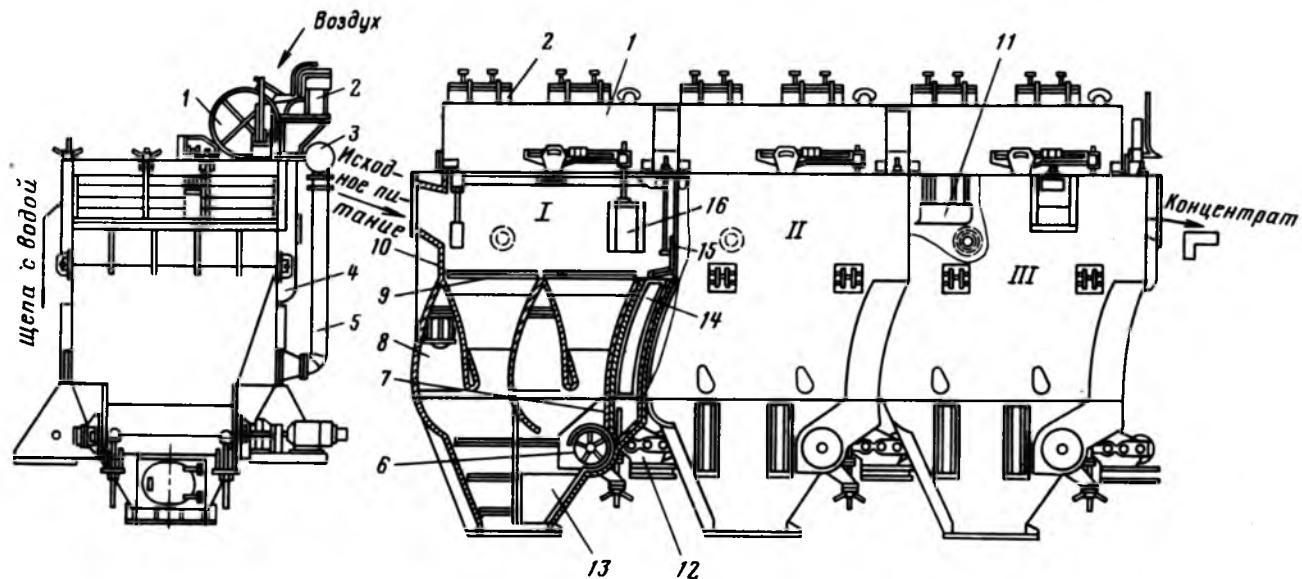


Рис. 26. Отсадочная машина OM12-1 (OM18-1, OM24-1)

В разгрузочном отделении отсадочных машин установлен щепоотборник 11 для улавливания щепы и удаления ее с частью транспортной воды в проем, расположенный на боковине корпуса.

Для установки машины на несущих строительных конструкциях внизу корпуса предусмотрена воронка 13 с опорами, которая служит также для сбора разгружаемого роторными разгрузчиками материала.

Подача воздуха по отделениям регулируется с помощью задвижек на воздушных коллекторах, а по отсекам — с помощью изменения хода выпускных клапанов пульсаторов.

Сбоку на каждом корпусе отделения находится камера-глушитель, которая соединяется с выхлопными окнами пульсаторов. На камере имеется фланец для присоединения к воздухопроводу, по которому отработанный воздух направляется за пределы здания.

Подача подрешетной воды по отсекам регулируется заслонками водяного коллектора. Перед загрузочным отделением машины устанавливается загрузочное устройство для обесшламливания материала и его равномерного распределения по ширине машины.

Конструкция водо-воздушных камер обеспечивает равномерность пульсаций по всей ширине отсадочного отделения, уменьшает размеры и массу машины, динамические нагрузки на строительные конструкции. Унификация узлов машины также позволяет комбинировать по секциям и отделениям выделение тяжелых фракций и направлять их в соответствующие обезвоживающие элеваторы с применением различных вариантов схем компоновки машин с элеваторами.

Для предотвращения срабатывания постели при прекращении подачи материала предусмотрен датчик, установленный в загрузочном отделении. С помощью датчика осуществляются пуск и остановка пульсаторов.

Процесс отсадки в машине происходит следующим образом.

Исходный уголь вместе с транспортной водой через загрузочное устройство поступает в машину на решето загрузочного отделения. Вследствие пульсаций воды с помощью сжатого воздуха, периодически поступающего через пульсаторы в водо-воздушные камеры машины, исходный уголь по мере перемещения вдоль камеры расслаивается на отходы обогащения, промпродукт и концентрат.

Отходы обогащения (порода) и промпродукт последовательно выгружаются разгрузочными устройствами в соответствующие воронки корпусов и затем в башмаки элеваторов, а концентрат вместе с транспортной водой направляется через сливной порог разгрузочного отделения машины в приемный желоб.

Во время работы машины высота постели (отходов обогащения угля и промпродуктовой) поддерживается на заданном уровне с помощью автоматического регулятора уровня (АРУ).

Основные направления дальнейшего совершенствования обогатительных машин и оборудования — конструирование и использование крупных машинных автоматизированных агрегатов для создания мало-

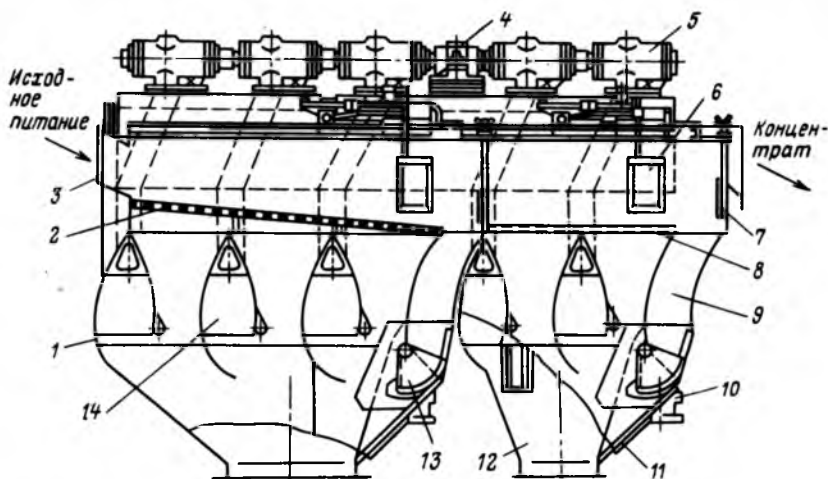


Рис. 27. Отсадочная машина ОМА10

операционных обогатительных фабрик с высокой производительностью труда.

Примером такого решения может быть отсадочно-дешламационный комплекс ОДК, сконструированный ИОТТ, КузНИИУглеобогащением и Гипромашуглеобогащением. В этом комплексе совмещены операции обогащения угля в отсадочной машине с обезвоживанием конечных продуктов в элеваторах, дешламацией концентрата и выделением шламов флотационной крупности.

Опытный образец секции комплекса ОДК успешно испытан на ЦОФ "Кузнецкая".

Отсадочная машина ОМА10 (рис. 27) разработана специально для обогащения антрацитов. Она находит все более широкое применение на действующих (взамен моечных желобов при реконструкции) и строящихся фабриках. Машина состоит из двух отделений — загрузочного 1 и разгрузочного 12. Каждое из этих отделений разделено на однометровые секции (отсеки). Загрузочное отделение имеет три таких отсека, а разгрузочное — два. В каждом отсеке имеются водо-воздушные камеры 14, расположенные под решетками 2 и 8. Специальная дуговая форма камер способствует упорядоченному направленному действию восходящих и нисходящих потоков воды при их колебании в машине.

Решета выполнены в виде карт площадью по $0,5 \text{ м}^2$. В загрузочном отделении они устанавливаются под углом 3° , а в разгрузочном — горизонтально и крепятся специальными болтами к продольным листам, имеющимся в корпусе между камерами.

В конце каждого отделения имеются разгрузочная камера 9 и порог с регулируемым по высоте шибером 7, который поднимается и опускается маховиками, устанавливаемыми на двух винтах. Ширина разгру-

зочной камеры в загрузочном отделении равна 400 мм, в разгрузочном — 300 мм.

В нижней части разгрузочных камер установлены секторные разгрузочные устройства 13 дуговой формы со свободной внутренней поверхностью, благодаря чему обеспечена возможность прохода и разгрузки кусков отходов обогащения и промпродукта размером до 250 мм без заклинивания.

Сектор разгрузочного устройства переводится из одного крайнего положения в другое приводом 10, состоящим из пневмоцилиндра, подвешенного шарнирно на опоре, и рычага, один конец которого закреплен также шарнирно на штоке пневмоцилиндра, а другой — жестко на оси сектора.

Внизу корпуса имеются воронки сбора разгружаемых продуктов обогащения. На торцевой стенке воронок имеются люки 11 для осмотра и ремонта разгрузочных устройств.

В верхней части корпуса машины на одной из боковых сторон установлены два съемных воздушных коллектора. С нижней стороны коллекторов имеются воздухопроводы для подсоединения к водо-воздушным камерам корпуса и ресиверу, а с боковой стороны — камера-глушитель, которая соединена с выхлопными окнами пульсатора 5 переходными патрубками.

Сверху на воздушном коллекторе установлены роторные пульсаторы 5 с приводом 4, позволяющим с помощью сменных шкивов регулировать частоту вращения золотников, благодаря чему пульсаторы периодически подают воздух в водо-воздушные камеры машины и выпускают его в атмосферу. Поступление в пульсатор воздуха регулируется вручную дроссельными заслонками, смонтированными во впускных окнах корпуса пульсаторов. Валы пульсаторов соединены между собой и с приводом цепными муфтами.

Подрешетная вода подводится к установленным на машине водяным коллектором, имеющим вертикальные трубы-отводы, через которые вода поступает в машину.

Разгрузка отходов обогащения автоматически регулируется поплавковым датчиком 6 с золотниковым устройством, исполнительным механизмом—пневмоцилиндром, связанным рычагом с разгрузочным устройством секторного типа и системой обратной связи.

Исходный материал вместе с водой поступает по желобу 3 на решето 2 загрузочного отделения машины. Подвергаясь непрерывному воздействию пульсирующих потоков воды, создаваемых сжатым воздухом, необогащенный уголь расслаивается на отходы и концентрат.

Отходы обогащения попадают через разгрузочные камеры в приемные воронки и далее — в обезвоживающие элеваторы, а концентрат вместе с водой направляется через сливной порог в приемный желоб.

В последние годы начали выпускать модернизированные отсадочные машины для обогащения антрацита (ОМА10-1 и ОМ10-1М) [30].

В машине ОМА10-1 применены (вместо роторных) пульсаторы клапанного типа с электропневматической системой управления. В

загрузочном отделении установлен датчик подачи материала, по сигналу которого прерываются пульсации, прекращается поступление материала в машину. В системе автоматического регулирования разгрузкой тяжелых фракций применены усовершенствованные датчики уровня постели и др.

В машине ОМА10-1М, предназначенной для обогащения мелких углей, применен бесколосниковый роторный разгрузчик с новой системой управления вместо секторного разгрузочного устройства. Система управления последнего не обеспечивала разгрузку тяжелых продуктов обогащения из-за запаздывания сигнала от поплавкового датчика к исполнительному механизму — сектору.

Зарубежные конструкции отсадочных машин по показателям удельной производительности и эффективности разделения аналогичны отечественным [30].

Отсадочная машина "Батак" (ФРГ) — одна из лучших зарубежных конструкций. Машина с площадью отсадки 35 м^2 состоит из ряда унифицированных секций, имеющих по две воздушные полукамеры, которые расположены под решетом. В воздушные камеры сжатый воздух поступает и удаляется с помощью клапанного пульсатора, управляемого электронной системой. Тяжелые продукты обогащения разгружаются шиберным устройством с гидравлическим приводом. Высота слоя тяжелого продукта контролируется поплавковым датчиком, связанным системой автоматического регулирования с гидравлическим приводом шиберного устройства.

Отсадочная машина "Такуб" (Япония) состоит из двух отделений с площадью отсадки от $5,2$ до $27,3 \text{ м}^2$ (в зависимости от типоразмера). Каждое отделение машины имеет три отсека. Сбоку отделений расположены воздушные коллекторы, на которых установлены шесть пульсаторов роторного типа с приводом. Один пульсатор, таким образом, обслуживает один отсек машины, имеющий две воздушные камеры. Подрешетная вода подается в отсеки от общего водяного коллектора. Машина оборудована указателями уровня воды в воздушных камерах. Уровень постели тяжелых продуктов обогащения контролируется поплавковым датчиком, имеющим электрическую связь через систему управления с гидравлическим приводом разгрузочного устройства.

Технологические и гидродинамические параметры отсадки определяют результаты работы отсадочной машины. К технологическим параметрам относят факторы, определяемые гранулометрическим и фракционным составом исходного угля, а также удельными производительностями по исходному углю, отходам и промпродукту.

Гидродинамические параметры строго связаны с колебательным режимом отсадки, обуславливающим разрыхленность постели.

Подрешетная вода и способ разгрузки тяжелых фракций также существенно влияют на процесс отсадки.

Технологические результаты отсадки характеризуются взаимозасорением конечных продуктов обогащения, а также показателями

технологической эффективности — средним вероятным отклонением E_{pm} , погрешностью разделения I и критерием точности разделения η . Эти показатели называют выходными технологическими параметрами отсадки.

Точность разделения в отсадочной машине и ее производительность взаимосвязаны. Установлено, что только при оптимальных значениях производительности отсадочной машины можно достигнуть максимальной эффективности разделения. При производительности машины ниже оптимальной технологические показатели обогащения снижаются из-за увеличения потерь легких фракций с отходами и промпродуктом. С увеличением производительности отсадочной машины повышается скорость перемещения постели, что, естественно, уменьшает время пребывания ее в машине и ухудшает расслоение по плотности.

Теоретический анализ кинетики отсадки и экспериментальные работы по формированию постели, проведенные УкрНИИУглеобогащением, позволили установить зависимость между производительностью отсадочной машины и качеством расслоения:

$$Q = \frac{3600 \rho_{cp} S_o H k}{\eta} \quad (2)$$

где ρ_{cp} — средняя кажущаяся плотность обогащаемого угля т/м^3 ; S_o — площадь отсадки, м^2 ; H — высота постели, м ; k — параметр скорости расслоения постели, с^{-1} ; η — безразмерный критерий точности разделения:

$$\eta = \ln (100 / \Sigma \alpha); \quad (3)$$

$\Sigma \alpha$ — суммарное содержание посторонних фракций в продуктах обогащения, % исходного питания.

Параметр k характеризует скорость расслоения постели в зависимости от свойств исходного угля (гранулометрического и фракционного состава) и режима отсадки, определяемого степенью совершенства конструкции отсадочной машины и ее техническим состоянием. Критерий η характеризует качество разделения в зависимости от скорости расслоения постели и времени t пребывания ее в отсадочной машине: $\eta = kt$. В практических условиях $t = 50 \div 180 \text{ с}$.

Численные значения параметра k определяются по формуле (2) на основе данных фракционного анализа продуктов обогащения и их фактических выходов при заданной производительности. Обобщение многочисленных результатов эксплуатации отсадочных машин различных конструкций позволило установить, что значение k колеблется от 0,01 до 0,05 с^{-1} .

Пример. Пусть работа отсадочной машины OM12-1 характеризуется следующими показателями: $Q = 208 \text{ т/ч}$; $\rho_{cp} = 0,72 \text{ т/м}^3$, $H = 0,55 \text{ м}$; $S_o = 12 \text{ м}^2$.

Фракционный состав исходного угля и продуктов обогащения дан в табл. 17; $\Sigma \alpha = 6,18 \%$.

Фракционный состав исходного угля и продуктов обогащения

Плотность фракций, кг/м ³	Исходный уголь	Концентрат		Промпродукт	
		к продук- ту	к исход- ному	к продук- ту	к исход- ному
< 1500	79,42	96,95	76,83	30,61	1,82
1500–1800	5,71	2,97	2,35	50,52	3,01
> 1800	14,87	0,08	0,06	18,87	1,13
Всего	100	100	79,24	100	5,96
Посторонние фракции $\Sigma \alpha$	—	—	2,41	—	2,95

Определяем критерий точности разделения по формуле (3)

$$\eta = \ln (100/6,18) = 2,78.$$

Тогда

$$k = \frac{a \eta}{3600 \rho_{\text{ср}} S_0 H} = \frac{208 \cdot 2,78}{3600 \cdot 0,72 \cdot 12,0 \cdot 0,55} = 0,033.$$

Высокие значения параметра k характеризуют высокую интенсивность процесса расслоения материала в машине. Чем выше значения критерия η , тем лучше качество продуктов разделения. Оба показателя взаимосвязаны с удельной производительностью; они позволяют дать сравнительную оценку машинам различных типов.

Схема отсадки — это соединение группы отсадочных машин в единый производственный комплекс, предназначенный для выполнения общей технологической задачи.

Типичная схема отсадки при обогащении коксующихся углей двух машинных классов в машинах типа ОМ показана на рис. 28.

Технологический процесс по этой схеме включает классификацию исходного угля на два машинных класса [по крупности ± 10 (13) мм], обогащение крупного класса на одной машине, мелкого класса после обесшламливания — на двух машинах и переобогащение мелкого и дробленого крупного промпродуктов на контрольной отсадочной машине.

Трехступенчатое исполнение машин ОМ12-1 и ОМ18-1 позволяет применять различные схемы обогащения при изменении обогатимости исходного угля. В машинах возможно объединение выдаваемых тяжелых продуктов I и II или II и III ступеней либо выделение на II ступени промпродуктов самостоятельного назначения в зависимости от характеристики обогащаемого материала и конкретных требований к продуктам обогащения.

Таблица 17

отсадочной машины, %

Отходы		Посторонние фракции Σa
к продукту	к исходному	
0,38	0,06	1,88
5,15	0,76	3,11
94,47	13,98	1,19
100	14,80	—
—	0,82	6,18

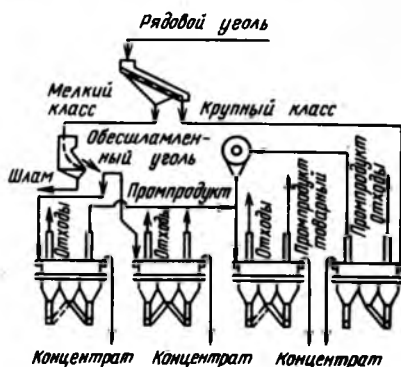


Рис. 28. Схема отсадки коксующегося угля с контрольной отсадкой промпродукта

В практике обогащения коксующихся углей нашли применение различные варианты схемы, показанной на рис. 28: с дроблением классифицированного промпродукта машины крупного угля или его классификацией после дробления перед подачей в контрольную машину; с последовательным переобогащением промпродукта первой отсадочной машины мелкого угля на второй и затем на контрольной; с направлением части (обычно половины) промпродукта контрольной машины в виде циркулирующей нагрузки на контрольную машину или одну из машин мелкого угля, с полным замыканием промпродуктов на контрольной или машинах мелкого угля и т.п.

Таким образом, при применении схемы обогащения двух машинных классов коксующихся углей на машинах ОМ имеется возможность широко регулировать процесс, оперативно изменяя удельную производительность по отходам и промежуточному продукту без изменения общей производительности путем переключения средних ступеней отсадочных машин и рационального использования контрольной отсадочной машины. Удельная производительность на контрольную отсадочную машину, как правило, составляет 5–8 т/(м² · ч) в зависимости от крупности обогащаемого угля.

На фабриках, обогащающих энергетические угли, товарный промпродукт, как правило, не выделяется; в обеих ступенях отсадочной машины выделяются отходы. Иногда тяжелый продукт II ступени машины замыкается в виде циркулирующей нагрузки (рис. 29).

Перечисленные варианты схем отсадки применяются на сравнительно старых углеобогащательных фабриках; на современных фабриках в отсадочных машинах обогащается мелкий уголь, а крупный уголь обогащается только в тяжелосредних сепараторах. Иногда вместе с мелким углем на отсадочные машины поступает дробленный промпродукт тяжелосредних сепараторов. Описание современных комбинированных схем обогащения угля приведено в гл. III.

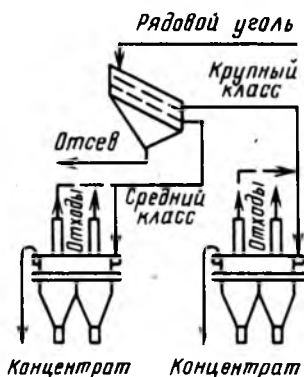


Рис. 29. Схема отсадки энергетических углей

Показатели работы отсадочных машин значительно колеблются в зависимости от качественной характеристики обогащаемого угля, удельных производительностей на машину и режимных параметров. Технические характеристики отсадочных машин приведены в табл. 18. Важное значение для получения стабильных качественных показателей имеет применяемая система регулирования процесса в отсадочных машинах ОКА-1. Рекомендуемые удельные производительности составляют в зависимости от обогатимости углей от 7 до 15 и от 8 до 18 т/(м²·ч) соответственно для мелкого и крупного машинных классов.

На отсадочных машинах типа ОМ достигнуты хорошие качественно-количественные показатели, особенно при обогащении мелких углей класса 0,5–13 мм (табл. 19). Эти машины по эффективности не уступают лучшим современным зарубежным образцам. Засорение концентрата породными фракциями составляет 0,2–0,3 % при обогащении углей класса 6–80 мм и не превышает 0,5–0,7 % при обогащении углей класса 0,5–13 мм. Для этих же классов крупности потери легких фракций с отходами находятся на уровне соответственно 0,3–0,4 и 0,4–0,5 % при благоприятном фракционном составе промпродукта.

Опыт применения отсадочных машин типа ОМА для обогащения антрацита на фабриках Донецкого бассейна подтверждает высокую

Таблица 18

Технические характеристики отсадочных машин

Показатель	ОМ12-1	ОМ18-1	ОМ24-1	ОМА10
Производительность, т/ч:				
по исходному углю	120–320	180–500	240–650	До 250
по отходам	75	115	140	До 100
Крупность обогащаемого угля, мм	0,5–125	13–150	13–150	До 250
Число секций	6	6	6	5
Площадь отсадочного отделения, м ²	12	18	24	10
Ширина отсадочного отделения, м	2	3	4	2
Давление воздуха в ресивере, МПа	От 0,021 до 0,025			0,04
Расход воздуха, м ³ /с	0,7–0,9	1,1–1,3	1,5–1,9	1,5
Частота пульсаций, мин ⁻¹	От 30 до 80			
Мощность электродвигателя, кВт	1,6	1,6	1,6	2,8
Габариты, мм:				
длина	7300	7255	7300	6200
ширина	3230	3955	5195	3500
высота	4540	4540	4900	4610
Масса, т	22,73	27,8	37,38	18

Таблица 19

Показатели эффективности обогащения углей в отсадочной машине ОМ12-1

Крупность обогащаемого угля, мм	Плотность разделения ρ_p , кг/м ³	Среднее вероятное отклонение E_{pm} , кг/м ³	Погрешность разделения δ
6—80	1530	80	0,15
	1820	130	0,16
0,5—13	1550	100	0,18
	1730	130	0,18

Таблица 20

Результаты обогащения антрацита в отсадочной машине ОМА10

Крупность обогащаемого антрацита, мм (сорт)	Плотность разделения ρ_p , кг/м ³	Среднее вероятное отклонение E_{pm} , кг/м ³	Погрешность разделения δ
25—50 (АКО)	2000	110	0,11
13—25 (АМ)	2000	140	0,14
6—13 (АС)	2000	180	0,18
0—6 (АШ)	2000	210	0,21

эффективность отсадки в сравнении с эффективностью обогащения в моечных желобах. Так, по данным многих фабрик потери фракций плотностью менее 2000 кг/м³ при обогащении в желобах составляли от 5,8 до 14 %, а после замены желобов отсадочными машинами снизились до 1,5—1,9 %. Результаты обогащения антрацита различной крупности в машине ОМА10 приведены в табл. 20.

§ 7. ОБОГАЩЕНИЕ УГЛЕЙ НА КОНЦЕНТРАЦИОННЫХ СТОЛАХ И В МОЕЧНЫХ ЖЕЛОБАХ

Разделение минералов по плотностям на концентрационном столе и в моечном желобе основано на закономерностях движения зерен в струе воды, текущей по наклонной плоскости.

Разделение угля в моечных желобах происходит в движущемся по наклонному желобу потоке (сравнительно глубоком) воды. В результате сложного взаимодействия смеси частиц различной плотности, крупности и формы с вихревыми потоками движущейся воды происходит расслоение материала таким образом, что в верхних слоях потока

концентрируются преимущественно легкие, а в нижних — тяжелые фракции угля. Тяжелая фракция разгружается через донные отверстия желоба, а легкая — выносится из желоба с потоком воды.

Обогащение в желобных аппаратах, несмотря на исключительную простоту процесса, в настоящее время не находит применения из-за низкой технологической эффективности разделения.

Обогащение на концентрационных столах находит ограниченное применение в практике для углей мелких и тонких классов с целью получения низкозольных концентратов и главным образом для обес-серивания углей, содержащих значительные количества пирита.

Преимущества концентрационных столов по сравнению с другими обогатительными аппаратами при обогащении углей одинаковой крупности заключаются в простоте конструкции, малой энергоемкости, высокой технологической надежности и, главное, в высокой точности разделения частиц угля по плотностям при обогащении до предела 0,08 мм. Их недостаток — низкая общая и удельная производительность — может быть исключен при создании многоярусных конструкций с новым видом рабочих поверхностей.

Концентрационный стол представляет собой слабо наклоненную в поперечном направлении поверхность, качающуюся с заданными амплитудой и частотой. Благодаря установленным на поверхности нарифлениям и току воды создается специфическая разделительная среда.

Разделение минералов на деке концентрационного стола (рис. 30) происходит под действием комплекса механических и гидродинамических сил, учет и анализ которых связаны со значительными трудностями.

Распределение частиц в разрыхленной массе постели на деке стола происходит не только по плотности, но и по крупности и форме частиц. Отдельные слои постели формируются в соответствии с распределением скоростей в сечении водного потока. Верхний легкий слой постели смыкается в поперечном по отношению к качаниям деки направлении, а нижний тяжелый слой перемещается в продольном направлении между нарифлениями деки к разгрузочному ее концу. Происходит постепенное извлечение из постели частиц повышенной плотности благодаря снижению высоты нарифлений вдоль деки. Таким образом, на боковой и торцевой разгрузочных сторонах деки получается так называемый веер продуктов различной плотности, который специально установленными отсекателями направляется в сборник концентрата, промпродукта и отходов.

Качественные показатели продуктов обогащения зависят от производительности концентрационного стола, длины хода и числа ходов деки, угла ее продольного и поперечного наклонов, системы нарифлений и расхода смывной воды.

Для обогащения угля в СССР испытаны в промышленной эксплуатации рудные концентрационные столы СКМ-1 и ЯСК-1 с измененной системой нарифлений, а также специально разработанный шестидесятиконцентрационный стол СКПМ-6.

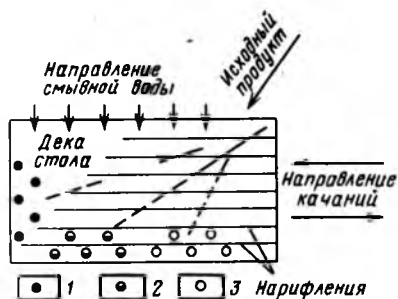


Рис. 30. Схема направлений движения деки концентратора стола, смывной воды и частиц разделяемого материала:

1, 2, 3 — частицы соответственно высокой, промежуточной и низкой плотности

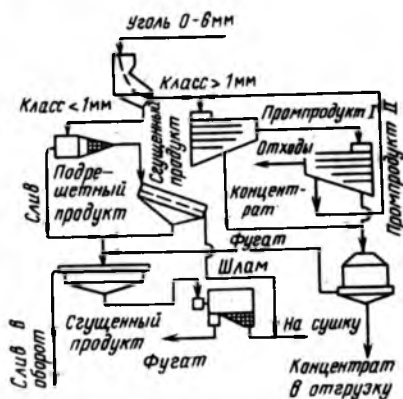


Рис. 31. Схема цепи аппаратов получения малозольных концентратов

Эффективность работы концентрационных столов определяется качественной характеристикой исходного угля, режимом работы столов и параметрами технологического процесса. Равномерная подача исходного питания и смывной воды — одно из основных условий получения стабильных качественных и количественных показателей. При уменьшении или увеличении производительности происходит смещение веера продуктов обогащения, изменяется размер зоны их съема и, как следствие, конечные продукты разделения взаимно засоряются.

В качестве смывной воды рекомендуется использовать чистую воду. Применение для этих целей загрязненной шламами воды приводит к ухудшению процесса разделения. При недостаточном расходе смывной воды плотность породной постели увеличивается и зерна угля уходят с отходами. При значительно превышающем норму расходе воды веер продуктов разделения смещается в сторону привода деки и вследствие повышенной скорости смывного потока частицы тяжелых продуктов смываются в концентрат.

Практикой установлено, что толщина слоя смывной воды над рифлями должна быть в 2—3 раза больше их высоты. С увеличением крупности обогащаемого материала расход воды увеличивается.

Как установлено исследованиями, важное значение для эффективной работы столов имеют профиль нарифлений и их расположение на деке. Для обогащения антрацитовых штывов УкрНИИУглеобогащение разработал специальную систему нарифлений типа "Волна". Показатели работы концентрационных столов приведены в табл. 21.

Основное преимущество концентрационных столов перед аппаратами других типов заключается в возможности их использования для весьма эффективного выделения из высокосернистых углей пирита.

Обогащение углей с применением концентрационных столов может производиться по различным технологическим схемам в зависимости

Показатели работы концентрационных столов различных типов

Показатель	СКПМ-6				СКМ-1		ЯСК-1
	Антрацит, 0—6 мм	Уголь марки Г, 0—13 мм	Уголь марки ОС, 0—6 мм	Уголь марки Г, 0—6 мм	Антрацит, 0—6 мм	Уголь марки Д, 0—13 мм	Антрацит, 0—6 мм
Среднее вероятное отклонение E_{pm} , кг/м ³	150	120	120	180	120	110	140
Погрешность разделения I	0,16	0,16	0,22	0,15	0,15	0,17	0,16
Плотность разделения ρ_p , кг/м ³	1950	1770	1570	2180	1825	1660	1870

ти от свойств исходного продукта и назначения продуктов обогащения. УкрНИИУглеобогащение разработал технологические схемы обогащения антрацитового штыба крупностью 0—6 мм, шлама пирамидальных отстойников или радиальных сгустителей, отсева энергетических углей, антрацитового штыба с целью получения малозольного концентрата и схемы переобогащения промпродукта отсадочных машин.

На рис. 31 показана схема цепи аппаратов, по которой получают с помощью концентрационных столов малозольные концентраты. Применение данной схемы в промышленных условиях (на ГОФ "Кременная" и ЦОФ производственного объединения "Торезантрацит") позволило получить концентраты зольностью 2,5—3,5 %. Особенностью схемы является двухстадийное обогащение штыба, что обусловлено высокими требованиями к качеству концентрата, который может быть использован в кремнеалюминиевой и абразивной промышленности.

§ 8. ПРОТИВОТОЧНАЯ ВОДНАЯ СЕПАРАЦИЯ

Теоретические основы и ряд конструкций аппаратов противоточной сепарации углей разработаны в нашей стране [22]. Этот процесс довольно широко применяется для переработки энергетических и разубоженных углей, крупнозернистых шламов и механизации выборки породы крупностью до 150 мм.

Противоточные гравитационные сепараторы отличаются характером разделения в них обогащаемого материала, способами транспортирования, рабочим режимом. При этом, несмотря на различия в

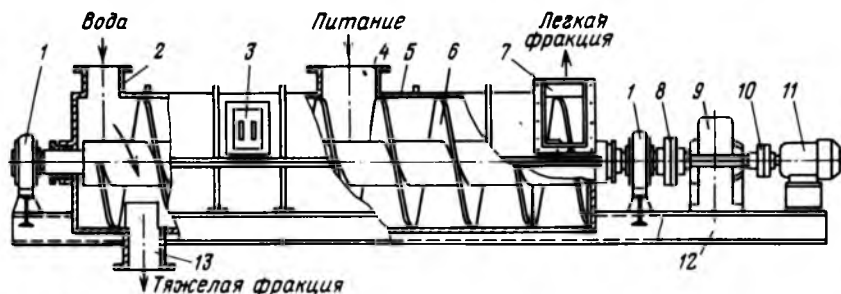


Рис. 32. Сепаратор СШ-15

конструктивных особенностях сепараторов, в них реализуются общие принципы, заключающиеся в повышении эффективности разделения вследствие рециркуляции определенной части обогащаемого материала в пределах рабочих зон. Последние представляют собой закрытые каналы, оснащенные системой однотипных элементов, обтекаемых потоком и обуславливающих образование системы вторичных течений и вихрей, благодаря чему исходный материал разделяется по плотности, превосходящей плотность разделительной среды.

Ниже рассмотрены две разновидности противоточной сепарации: обогащение в шнековых сепараторах типа СШ и обогащение в крутонаклонных сепараторах КНС.

Шнековый сепаратор представляет собой противоточный аппарат, где реализованы принципы использования дополнительного градиента давления в винтовом потоке жидкости при несовпадении векторов скоростей твердых частиц и среды. Из-за суммарного гидродинамического воздействия на эти частицы водного течения и вращающегося шнека в рабочей зоне исходная смесь минеральных зерен разделяется по плотностям. Легкие фракции перемещаются потоком жидкости, а тяжелые — лопастями шнека.

В данных сепараторах, являющихся относительно новым, мало изученным типом машины для гравитационного центробежного обогащения, своеобразный механизм действия разделяющих сил позволяет обогащать крупнозернистый и кусковой материалы. Аппараты конструкции ИОТТ находят все большее распространение при обработке, например, энергетических и разубоженных углей, а также переобогащении породных отвалов шахт с целью извлечения горючей массы.

Разработаны и применяются сепараторы двух разновидностей: с горизонтально (тип СШ) и вертикально (тип СВШ) расположенными шнеками. Первый из них (рис. 32) представляет собой разъемный цилиндрический корпус 5, внутри которого имеется шнек 6, вращающийся от электродвигателя 11 посредством клиноременной передачи 10 и редуктора 9. Корпус сепаратора и привод закреплены на раме 12.

В средней части корпуса установлена питающая воронка 4, а в торцевой и противоположной частях тангенциально размещены патруб-

ки 2, 13 и 7 соответственно для подвода воды, выгрузки тяжелых и легких фракций.

В верхней цилиндрической крышке сепаратора предусмотрены люки 3, предназначенные для профилактического осмотра и ремонта. Вал шнека, выполненный в виде однозаходного винта, установлен в двух опорных подшипниках 1 и полумуфтой 8 соединен с приводом. Кромка лопасти шнека футерована съемными сегментами, а корпус 5 — обечайками, изготовленными из износостойкой стали.

Сепаратор работает следующим образом. Вода, подаваемая через патрубок 2, устремляется по винтовому каналу, образованному внутренней стенкой корпуса и шнеком, вращающимся в направлении перемещения жидкости. Скорости движения потока и вращения шнека подбираются с таким расчетом, чтобы обеспечить максимальную эффективность обогащения при минимальном расходе воды.

Исходный материал поступает через загрузочную воронку в середину рабочей зоны сепаратора. Здесь на участке канала длиной 1—1,5 шага спирали шнека осуществляются основное разделение и формирование двух транспортных потоков, направленных в противоположные стороны — к разгрузочным патрубкам легкой и тяжелой фракций.

Скорость перемещения материала вокруг вала по сложным винтовым траекториям определяется крупностью и плотностью частиц. Если частоты вращения зерен и водного потока близки между собой, эти зерна движутся в сторону разгрузки легкой фракции. Если же первая из названных частот меньше второй, частицы вместе с продуктом, выпавшим на дно, транспортируются шнеком в направлении разгрузки тяжелой фракции.

Зоны рабочего канала, расположенные по обе стороны от основного разделительного участка сепаратора, выполняют перечистные функции. Эффективность переобогащения обуславливается интенсивностью обменного взаимодействия частиц в каждом витке данного канала. Благодаря выбору оптимальных параметров процесса происходит максимально возможное изменение концентрации классифицируемых продуктов при их движении в перечистных зонах, а также обеспечивается непрерывное обновление поверхности раздела материала в поле центробежных сил.

Оптимальная частота вращения шнека для конкретных условий устанавливается в период пусконаладочных работ и в дальнейшем остается неизменной. Оперативные параметры регулирования — расход воды и производительность.

На одной из фабрик Донбасса, обогащающей антрациты, моечные желоба были заменены шнековыми сепараторами СШ-15. Сравнительные данные обогащения антрацита крупность 6—26 мм при работе этих аппаратов при производительности 100 т/ч приведены в табл. 22.

Анализ приведенных в табл. 22 данных свидетельствует о том, что при обогащении в шнековом сепараторе значительно уменьшаются потери легких и промежуточных фракций с отходами и уменьшается

**Результаты (%) обогащения антрацита в моечных желобах
и шнековых сепараторах**

Плотность фракций, кг/м ³	Исходный		Концентрат		Отходы	
	Выход	Зольность	Выход	Зольность	Выход	Зольность
<i>Моечные желоба</i>						
<1800	69,3	6,3	84,6	6,2	4,2	6,5
1800—2000	6,7	23,4	6,1	21,7	1,5	24,2
>2000	24,0	71,8	9,3	71,0	94,3	75,6
Исходная	100,0	23,2	100,0	13,2	100,0	71,9
<i>Сепараторы СШ-15</i>						
<1800	73,2	6,7	88,9	5,8	0,2	14,2
1800—2000	5,6	28,6	4,2	25,8	1,6	80,3
>2000	21,2	79,9	6,9	73,6	98,2	82,7
Исходная	100,0	23,4	100,0	11,3	100,0	81,7

засорение концентрата, в результате чего снижается зольность концентрата и повышается зольность отходов.

Шнековый сепаратор СВШ-15 имеет вертикальную компоновку, центральную загрузку исходного сырья через полый вал шнека и нижнее расположение привода.

Крутонаклонный сепаратор КНС (рис. 33) представляет собой сварной короб 3 прямоугольного сечения, установленный под углом 46—54° к горизонту. Над коробом в средней части расположен загрузочный желоб 5 для подачи в аппарат исходного угля. Внутри закрытого рабочего канала короба установлены две специальные деки 2, снабженные зигзагообразными поперечными перегородками. Положение дек фиксируется винтовыми регуляторами 4, что обеспечивает необходимое сечение канала в породном (нижнем) и концентратном (верхнем) отделениях сепаратора. Кроме того, перегородки на деках увеличивают сопротивление потоку в верхней части канала и создают в нем переменное по длине и ширине поле скоростей потока, что обеспечивает наиболее благоприятные условия для разделения угля и породы в рабочей зоне.

Нижняя часть короба сепаратора посредством переходного желоба 1 соединяется с обезвоживающим элеватором 6 для удаления отходов, а верхняя часть заканчивается желобом для разгрузки концентрата.

Исходный уголь непрерывно поступает в центральную часть рабочего канала сепаратора. Одновременно в его нижнюю часть через башмак элеватора поступает с заданной скоростью вода. Тяжелые фракции выпадают в придонный слой, движущийся навстречу потоку воды,

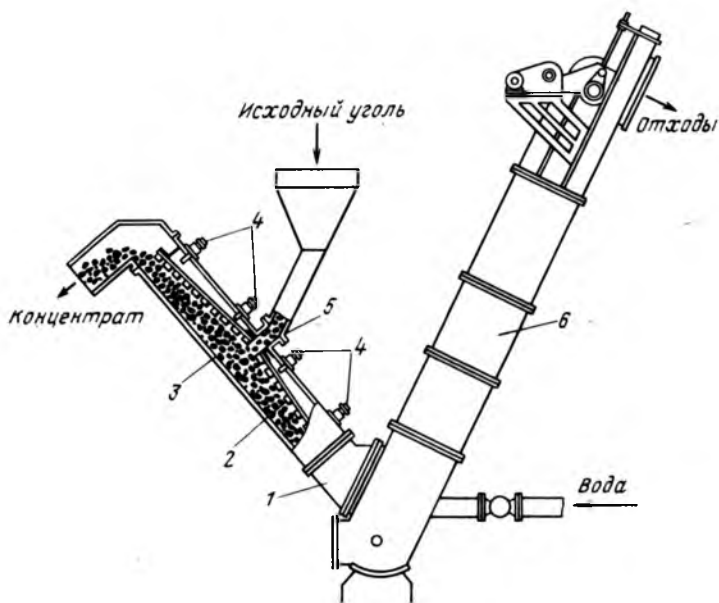


Рис. 33. Крутонаклонный сепаратор КНС

а легкие выносятся этим потоком вверх через сливной порог сепаратора.

Эффективность процесса разделения в крутонаклонном сепараторе типа КНС зависит от ряда конструктивных и технологических параметров регулирования: угла наклона корпуса аппарата, положения под-

Таблица 23

Технические характеристики противоточных сепараторов

Показатель	СШ-15	СВШ-15	КНС-58	КНС-108
Производительность, т/ч	До 120	До 150	До 150	До 250
Крупность обогащаемого материала, мм	6-100	6-150	До 100	До 150
Диаметр шнека, мм	1500	1500	—	—
Частота вращения шнека, мин ⁻¹	10-35	10-25	—	—
Габариты, мм:				
длина	8300	2500	—	—
ширина	2000	2470	—	—
высота	220	6700	—	—
Размеры канала, м:				
длина	—	—	5300	5300
ширина	—	—	500	1000
высота	—	—	800	800
Расход воды, м ³ /т	4-6	—	3,5-5	—
Масса, т	15	10,8	3,2	3,6

вижных дек, общего расхода воды и соотношения расходов воды, подаваемой в воронку с исходным материалом и поступающей в башмак элеватора.

Разработаны и испытаны сепараторы нескольких типоразмеров для обогащения крупного и мелкого классов углей в классифицированном и неклассифицированном видах, а также для извлечения углей из отвальных пород шахт.

Противоточные сепараторы описанных выше типов имеют невысокую эффективность разделения ($E_{pm} = 150 \div 280 \text{ кг/м}^3$), но благодаря простоте, надежности работы, низким капитальным и эксплуатационным затратам находят и будут находить применение для обогащения низкосортного топлива, добываемой забалансовой горной массы, переобогащения старых отвалов шахт и др. Основные технические данные некоторых сепараторов приведены в табл. 23.

§ 9. ОБОГАЩЕНИЕ УГЛЕЙ В ВОЗДУШНОЙ СРЕДЕ

Решение важнейших народнохозяйственных проблем сохранения окружающей среды и, в частности, водных ресурсов вызывает острую необходимость разработки новых технологических процессов безотходной переработки углей на основе замкнутых схем с минимальным потреблением воды.

Традиционные мокрые процессы обогащения со сложным водно-шламовым хозяйством, неизбежно связанные с потреблением и потерями воды, несмотря на высокую эффективность разделения остаются сложными и дорогостоящими.

Сухое обогащение углей может значительно упростить технологию их переработки, снизить себестоимость продуктов и решить ряд вопросов складирования и утилизации отходов.

Пневматическое обогащение осуществляется на перфорированной рабочей поверхности машин под действием постоянного или пульсирующего воздушного потока, иногда в комбинации с механическим встряхиванием рабочей поверхности. При этом материал разрыхляется и расслаивается по плотности и крупности. Материал разделяется на продукты обогащения в результате перемещения образующихся слоев постели частиц по рабочей поверхности машины (деке) в одном или нескольких направлениях.

Характер воздействия рабочей поверхности и воздушного потока на обогащенный материал, принципы разделения и способы разгрузки продуктов, а следовательно, и результаты обогащения определяются конструкцией машин, которые делятся на пневматические сепараторы и пневматические отсадочные машины.

Преимущества пневматического обогащения — простота схем обогащения и фабрик в целом, более низкие капитальные затраты и себестоимость процесса, меньшая энергоемкость, отсутствие потребности в воде и получение сухих продуктов обогащения.

Применяемые до настоящего времени сухие процессы обогащения углей с использованием в технологических схемах пневматических сепараторов СП-12, СП-6, СПБ-100, СПБ-100М и пневматических отсадочных машин ПОМ2М, ПОМ2А не находят дальнейшего развития вследствие их низкой технологической эффективности. Разрабатывается новый усовершенствованный сепаратор СП-12А производительностью до 150 т/ч с системой автоматической стабилизации процесса обогащения путем регулирования частоты качаний деки в зависимости от давления воздуха под рабочей поверхностью ее первого и третьего полей.

Пневматическое обогащение получило некоторое распространение главным образом при переработке бурых (см. § 21) и каменных энергетических углей в районах с суровыми климатическими условиями или ограниченными водными ресурсами.

В последние годы ведутся поиски новых принципов и методов разделения углей в воздушной среде. Один из таких новых процессов — обогащение в аэросуспензиях.

Обогащение в аэросуспензиях основано на использовании явления псевдооживления тонкодисперсных сыпучих материалов под действием восходящего воздушного потока. Образующаяся при этом аэросуспензия ("кипящий" слой) применяется в качестве сухой тяжелой среды для гравитационного разделения частиц угля по плотностям.

Аэросуспензии в принципе подобны рассмотренным выше водным суспензиям, что подтверждается исследованием их физико-механических характеристик и экспериментальными данными расслоения в них смесей минеральных частиц различных плотности и крупности.

В качестве утяжелителей в аэросуспензиях могут быть использованы разные порошкообразные сыпучие материалы: кварц (песок), тонкодисперсные магнетит, галенит, апатит, оолитовая бурожелезняковая руда, гранулированный ферросилиций и др. Весьма эффективными при этом могут быть равнокипящие в слое смеси тяжелых и легких минералов, позволяющие создавать аэросуспензии с широким диапазоном плотностей путем сочетания долевого участия различных утяжелителей. При использовании трехкомпонентной смеси (кварц, магнетит, ферросилиций) крупностью 0,05–0,15 мм можно получить по высоте кипящего слоя следующие области плотностей разделения: 1100–1400; 1700–2200; 2600–3300 кг/м³, что позволяет разделить исходный продукт на четыре продукта за один цикл обогащения.

Особый интерес представляет получение аэросуспензии высокой плотности для разделения минеральной части углей на ряд продуктов целенаправленного технологического использования (производство аглопорита, глинозема для алюминиевой промышленности и абразивных материалов) [1]. Для создания таких суспензий могут быть использованы в качестве утяжелителей ферросилиций плотностью 6500 кг/м³, свинцовый блеск плотностью 4550 кг/м³, а также равнокипящие в слое смеси на основе этих и других утяжелителей.

Хорошим естественным утяжелителем может служить оолитовая бурожелезняковая руда Лисаковского месторождения, содержащая

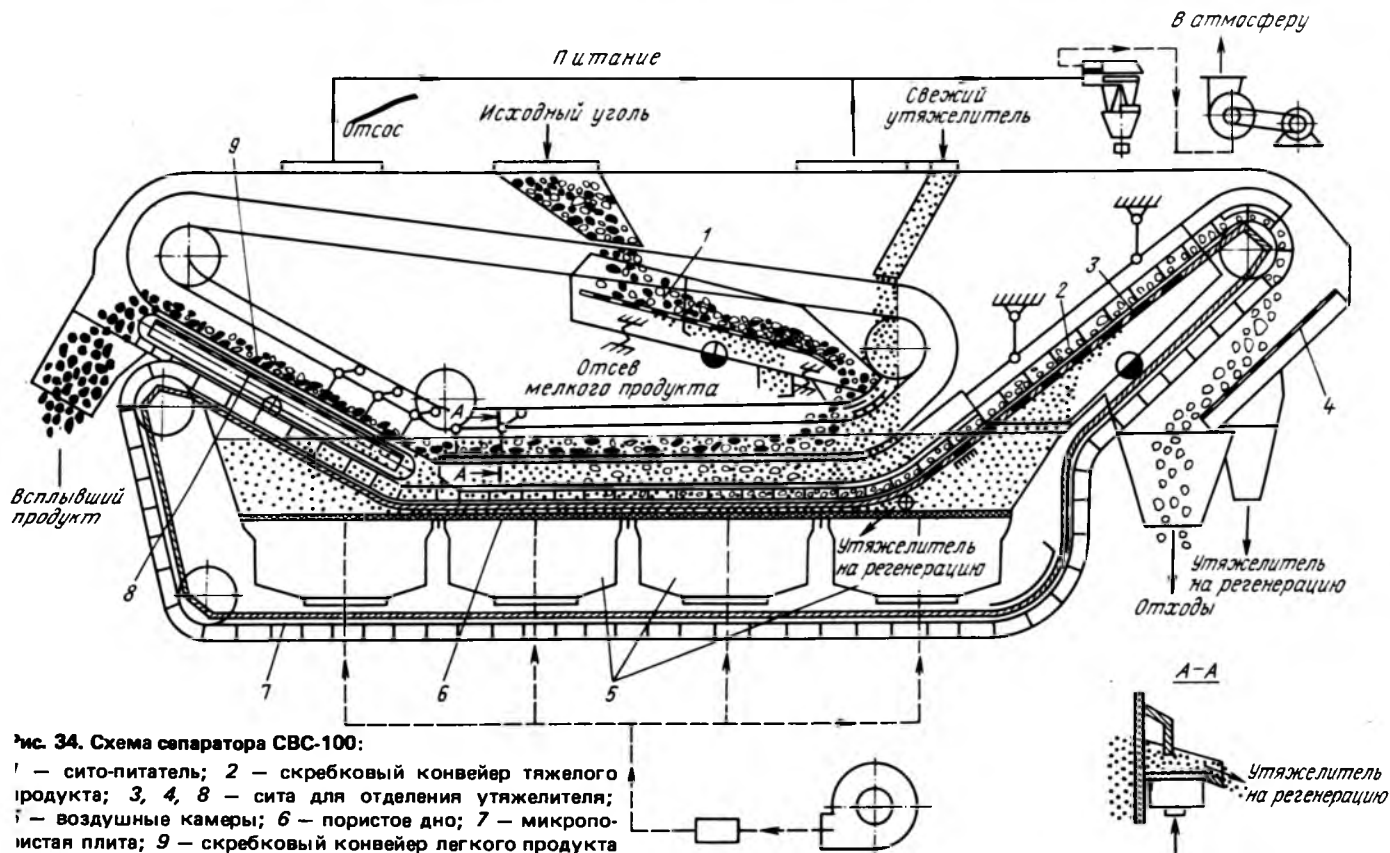


рис. 34. Схема сепаратора СВС-100:

1 — сито-питатель; 2 — скребковый конвейер тяжелого продукта; 3, 4, 8 — сита для отделения утяжелителя; 5 — воздушные камеры; 6 — пористое дно; 7 — микропористая плита; 9 — скребковый конвейер легкого продукта

30–80 % гидрогётитовых оолитов округлой или почти округлой формы крупностью 0,05–0,6 мм. Применение данной руды или ее магнитной фракции в качестве утяжелителя позволяет получать аэросуспензии плотностью от 1500 до 1900 кг/м³.

Аэросуспензии на основе магнетитовых железных руд и их концентратов могут иметь плотность от 1700 до 2200 кг/м³.

Обогащение угля в аэросуспензиях пока не вышло за рамки лабораторных и полупромышленных испытаний. Создан ряд конструкций сепараторов, работоспособность которых еще не отвечает современным требованиям высокой надежности.

Принципиальная схема одного из экспериментальных аэросуспензионных сепараторов СВС-100 показана на рис. 34.

Воздушная система сепаратора должна работать таким образом, чтобы давление внутри сепаратора (над аэросуспензией) было ниже атмосферного. Благодаря этому будет исключено выделение пыли в рабочее помещение.

По экспериментальным данным (с учетом промышленных испытаний сепаратора СВС-100) обогащение угля в аэросуспензии позволяет получить конечные продукты с приемлемыми засорениями: содержание фракции плотностью более 1800 кг/м³ в концентрате составляет 0,4–1 %, содержание фракции плотностью менее 1500 кг/м³ в отходах — 1–3 %. Показатель E_{pm} колеблется от 60 до 110 кг/м³ (для крупного узкокласифицированного угля).

Потери утяжелителя при обогащении в аэросуспензиях по опытным данным составляют около 0,5 кг на 1 т обогащаемого угля.

§ 10. ФЛОТАЦИЯ УГЛЕЙ

Объем угольных шламов, подвергающихся флотационному обогащению на углеобогажительных фабриках Советского Союза, из года в год возрастает и на некоторых фабриках достигает в настоящее время 20 % перерабатываемого угля.

Быстрый рост флотационного обогащения углей обусловлен рядом факторов, основными из которых являются увеличение содержания мелких классов и их зольности в добываемых углях, необходимость уменьшения нижнего предела обогащения и целесообразность совершенствования водно-шламовых схем углеобогажительных фабрик путем флотации шламов из значительного объема шламовых вод.

Роль флотации при обогащении углей и в дальнейшем будет возрастать, поскольку улучшения качества добываемого угля в перспективе не ожидается.

Следует также учесть, что в настоящее время ставится вопрос о необходимости более глубокого обогащения углей для коксования не только по золе, но и по сере. Расчеты показывают, что глубокое обогащение углей по золе и сере значительно повышает эффективность более глубокого обогащения железорудного сырья. В целом по промышленному

производству металла это даст существенный технико-экономический эффект.

Глубокое обогащение высокозольных и высокосернистых углей возможно только путем их дробления до необходимой крупности с целью раскрытия серосодержащих сростков и применения сочетания обогащения в тяжелосредних гидроциклонах, на концентрационных столах, флотацией и магнитной сепарацией.

Применение прогрессивной технологии глубокого обогащения углей с тяжелосредними гидроциклонами вместо отсадки приведет к значительному снижению (до 0,3—0,15 мм) крупности зерен угля, направляемого на флотацию. В связи с этим необходимо будет решить ряд задач в области разработки технологии флотации тонких угольных шламов и создания специальных конструкций высокоэффективных флотационных машин.

Флотация углей осуществляется в результате так называемого элементарного акта флотации (прилипания частиц к пузырькам воздуха), в основе которого лежат физико-химические явления, протекающие на границе раздела трех фаз — твердой, жидкой и газообразной. Наиболее важные из них — смачиваемость поверхности твердой фазы и изменение ее свойств при сорбции флотореагентов.

Хотя угольное вещество и является гидрофобным материалом, однако практически флотация углей не может осуществляться без применения флотационных реагентов, увеличивающих флотируемость угольных шламов.

Флотируемость минералов современная наука объясняет на основе теории гидратных слоев. Гидратный слой состоит из упорядоченных диполей воды, находящихся на границе двух фаз. При большой толщине гидратного слоя поверхность минерала будет гидрофильной (смачиваемой водой), а при незначительной толщине этого слоя — гидрофобной (не смачиваемой водой).

Флотационные реагенты воздействуют на эти слои, уменьшая или увеличивая их толщину и устойчивость. Подготовка минеральных поверхностей к флотации, таким образом, сводится к резкому увеличению различий в смачиваемости разделяемых минералов. При этом можно избирательно увеличивать гидрофобность флотируемых и гидрофильность нефлотируемых минералов, подавая реагенты в определенных сочетаниях.

При флотации углей, как правило, воздействуют только на флотируемый компонент, усиливая его гидрофобность реагентами-собираателями, и не применяют реагенты-регуляторы для изменения ионного состава пульпы и регулирования кислотности (или щелочности) среды.

На большинстве отечественных углеобогатительных фабрик в качестве собирателей применяют реагенты АФ-2, ААР-1, ААР-2 и различные керосины (осветительный, отсульфированный, окисленный).

Реагент АФ-2 состоит из аполярных парафиновых (60,8 %), нафеновых (23,6 %) и ароматических (15,6 %) углеводородов. Этот реагент представляет собой крекинг — остаток конденсата Шебелинского

газового месторождения (фракция, кипящая выше 200 °С). В нем содержится незначительное количество гетерополярных веществ (нафтенных кислот, серосодержащих соединений и др.). Флотационная активность его выше, чем флотационная активность керосинов. Он малотоксичен, не обладает неприятным запахом, применяется совместно с вспенивателями.

Реагенты ААР-1 и ААР-2 (аполярные ароматизированные реагенты) находят наибольшее промышленное применение. Их производство организовано на нефтеперерабатывающих заводах. Это легкоподвижные однородные жидкости темно-коричневого цвета, практически не растворимые в воде, сохраняющие высокую текучесть при низких температурах, что обеспечивает их хорошие транспортабельность и дозирование.

Основная отличительная особенность реагентов ААР-1 и ААР-2 по сравнению с АФ-2 — повышенное содержание в них ароматических соединений, обеспечивающих их высокую флотационную активность. В сочетании с поверхностно-активными веществами (вспенивателями) они применяются для флотации углей различной стадии метаморфизма с зольностью от 14 до 55 %.

Керосин осветительный — продукт дистилляции сырой нефти в интервале температур 150–300 °С. В состав керосина входят ароматические (10–30 %), нафтенные (25–75 %) и метановые (10–60 %) углеводороды.

Керосин отсulfурированный более активен, чем осветительный и тракторный. Этот реагент получают путем отделения от обычного керосина ароматических углеводородов, для чего керосиновый дистиллят обрабатывают серной кислотой при температуре 70–80 °С. Отсulfурированный керосин в основном состоит из предельных углеводородов, а также некоторого количества нафтенных.

Керосин окисленный — продукт окисления керосина воздухом, из которого химическим путем удалены эфирные и карбоновые кислоты. Флотационная активность окисленного керосина невысокая.

Применение керосинов в качестве собирателей способствует регулированию характеристики пенного слоя и вторичной концентрации в нем флотируемого компонента. Керосины относятся к числу наиболее селективно действующих реагентов.

В качестве реагентов-вспенивателей применяют поверхностно-активные вещества различного состава.

Спирты $C_n H_{2n+1} OH$ — исключительно активные реагенты при флотации углей. Ясно выраженными пенообразующими свойствами обладают спирты, содержащие в молекуле 6–8 атомов углерода.

Реагент КОБС получают в качестве кубовых остатков производства бутилового спирта. Он содержит алифатические спирты (50–80 %), сложные эфиры, альдегиды, ацетали, ненасыщенные углеводороды (1–2 %). Этот вспениватель применяется в основном на углеобогаительных фабриках Кузбасса.

Масло Х представляет собой кубовый остаток ректификации цик-

логексанола, который получают при производстве капролактама. В состав реагента входят циклогексанол (5—10 %), дианон (40 %), циклогексильные эфиры дикарбоновых кислот (40 %), натриевые соли дикарбоновых кислот и высококипящие смолы (в сумме 10—15 %). Хорошо растворяется в воде.

Реагент Т-66 является стандартизированным побочным продуктом производства диметилдиоксиана. Он содержит одно- и двухатомные спирты диоксанового и пиранового рядов, а также некоторые гликоли; фенолы в нем отсутствуют. При обращении с реагентом Т-66 необходимо соблюдать осторожность — он малотоксичен и огнеопасен.

Пенореагент является побочным продуктом заводов, производящих дивинилвый синтетический каучук. Он состоит из предельных и непредельных спиртов с 4—8 атомами углерода в молекуле (бутиловый, амиловый, гексильный и др.). В пересчете на гексильный содержание спиртов составляет 45 %. Реагент малотоксичен.

Средний расход собирателей при флотации углей составляет 1 — 2,2 кг/т, вспенивателей — от 50 до 300 г/т исходного продукта.

Практика работы и исследования ИОТТ показали, что средний удельный расход реагентов-собирателей повышается пропорционально увеличению содержания в их составе ароматических углеводородов [23].

Как видно из рис. 35, наиболее высокой технологической эффективностью обладает керосин (осветительный или сульфированный). ТПБ (топливо печное бытовое) занимает промежуточное положение.

Поскольку флотация угля является дорогостоящим и экологически небезопасным процессом, необходимо снижать удельные расходы флотореагентов путем повышения эффективности и селективности их действия.

Одним из возможных направлений снижения расхода собирателей могут быть изыскание и применение гетерополярных реагентов (вспенивателей), которые при малых расходах позволяют активизировать действие аполлярных реагентов (собирателей) при их комбинированном дозировании.

Так, например, в ИОТТ разработан и испытан в промышленных условиях новый эффективный гетерополярный реагент КЭТГОЛ — побочный продукт нефтехимического производства (кубовый остаток ректификации 2-этилгексанола). Этот реагент обладает наряду с пенообразующими и собирательными свойствами, что дает возможность применять его в качестве комбинационного реагента при флотации легкофлотируемых углей.

Флотация углей происходит в водной среде при незначительных изменениях pH в сторону увеличения ее кислотности или щелочности. Практически такое изменение не влияет на взаимодействие реагентов-собирателей с поверхностью угольных частиц. В связи с этим реагенты-регуляторы среды в технологии флотации углей не применяются. Однако они могут найти применение, например, в случае селективного выделения пирита.

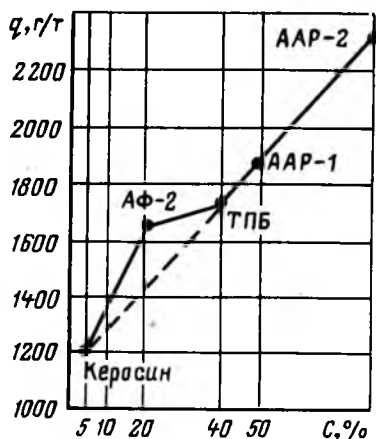
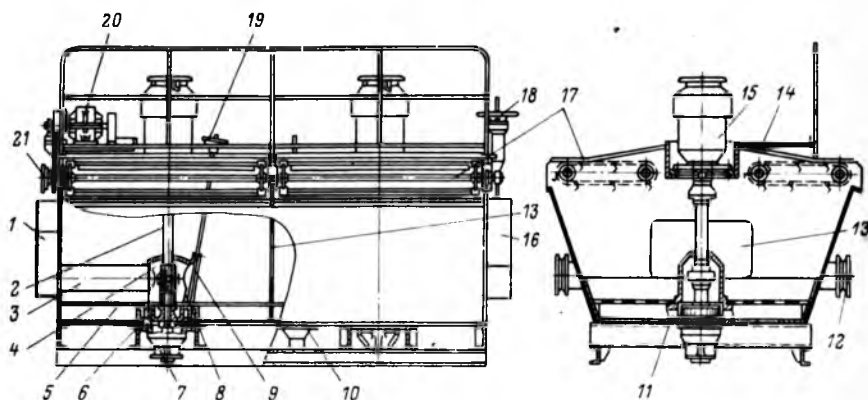


Рис. 35. Зависимость удельного расхода q флотореагентов от содержания C в их составе ароматических углеводородов

Рис. 36. Флотационная машина МФУ6,3



Флотационные машины, применяемые для обогащения углей, отличаются большим разнообразием как по типам, так и по техническим параметрам, что обусловлено необходимостью создания высокоэффективных и надежных конструкций при отсутствии глубокого анализа гидродинамических и технологических закономерностей работы машин и недостаточном развитии теории их действия.

Наибольшее распространение в различные периоды развития флотации углей получили машины ФМ2,5 "Гипрококс-52", ФМУ50, МФУ6,3 и МФУ2-63. В последние годы наряду с находящимися в эксплуатации машинами МФУ6,3 и МФУ2-6,3 начали применять более производительные флотомашинны МФУ12 (табл. 24).

Флотационная машина МФУ6,3, используемая при обработке угольных шламов и очистке оборотных вод, комплектуется из 3–5 секций, каждая из которых состоит из всасывающей и прямоточной камер (рис. 36).

Исходная пульпа поступает в приемный карман 1 головной секции

Технические характеристики флотационных машин

Показатель	МФУ6,3	МФУ2-6,3	МФУ12
Максимальная производительность:			
по твердому, т/ч	40	50	80
по пульпе, м ³ /ч	До 350	До 450	До 700
Число камер	6	6	6
Объем камеры, м ³	6,3	6,3	12,5
Число блоков-импеллеров	6	12	6
Число импеллеров	6	24	12
Частота вращения импеллера, мин ⁻¹	735	575	580
Установочная мощность электродвигателей, кВт	6х30	6х30	6х40
Габариты, мм:			
длина	14370	14720	19200
ширина	3000	3020	3450
высота	2990	3040	3290
Масса, кг	20650	26800	37000

и далее по трубопроводу 3 — в стакан 4. Импеллер 6 выбрасывает смесь через статорные лопажки 11 в нижнюю часть камеры, где расположена успокоительная решетка 5. Подшипниковый узел 7 вала импеллера смонтирован в корпусе, размещенном в той же части камеры. Вращение здесь осуществляется от электродвигателя 15 посредством съемного вала 2, имеющего на концах шлицевые соединения для установки в соответствующих муфтах валов импеллера и упомянутого электродвигателя.

Воздух засасывается в импеллер через имеющийся под ним специальный клапан, который открывается под действием создаваемого вакуума, а закрывается при остановке импеллера давлением столба пульпы, находящейся в камере.

Циркуляция потоков внутри всасывающей камеры каждой секции регулируется открытием окна 8 в стакане 4 с помощью тяги 9 и штурвала 19. Пульпа из всасывающей камеры через окно 13 поступает в прямоточную камеру, которая не имеет надымпеллерного стакана (величина циркуляции потоков в ней постоянна).

В верхней части камеры размещен двухсторонний цепной пеногон 17. В последних выпусках машин МФУ6,3 он заменен лопастным как более надежным. При необходимости любая из сторон пеногона, вращающегося через редуктор 20, может быть остановлена без выключения электродвигателя поворотом специального устройства 21.

В конце каждой секции имеются переливной карман 16 и шиберный регулятор уровня пульпы 18.

При трудной флотиремости угольных шламов всасывающие камеры оборудуются патрубками 12, через которые обрабатываемый концентрат поступает на пересчетные операции.

В днище каждой секции находится отверстие с патрубком и проб-

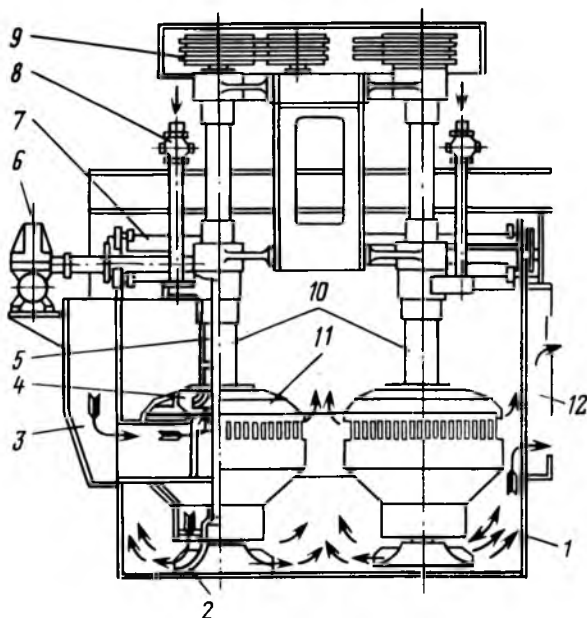


Рис. 37. Флотационная машина МФУ2-6,3

кой 10 для опорожнения камеры при производстве осмотра и ремонта. Пробки открываются с помощью тяги с обслуживающей площадки 14.

Таким образом, отличительными конструктивными особенностями флотационной машины МФУ6,3 являются: применение оригинальной конструкции импеллера, обеспечивающего высокие аэрационные параметры; непосредственное соединение валов электродвигателя и импеллера, исключаящее промежуточные шкивы и клиноременную передачу.

Недостатки машины — нижнее расположение блока импеллера и возможная течь пульпы через засасывающий клапан по мере его износа, что приводит к загрязнению помещения при несвоевременном ремонте. В целом же по аэрационным и технологическим показателям машина удовлетворяет требованиям флотации угольных шламов.

Флотационная машина МФУ2-6,3, как и описанная выше, предназначена для тех же целей. Имеет шесть (или 7—9) последовательно расположенных камер, каждая из которых (рис. 37) состоит из корпуса 1, куда по питающему карману 3 подается исходная пульпа.

В камере размещены два блока 10, каждый из которых имеет приводной шкив 9, вал 5, импеллеры 4 и 2 — центробежный и осевой (первый заключен в аэрационную камеру 11). Имеются также воздухозаборная труба 8 и пеногоны 7 с приводом 6.

Аэрация обрабатываемого материала осуществляется в результате двойного воздействия импеллеров. Вследствие того, что камера

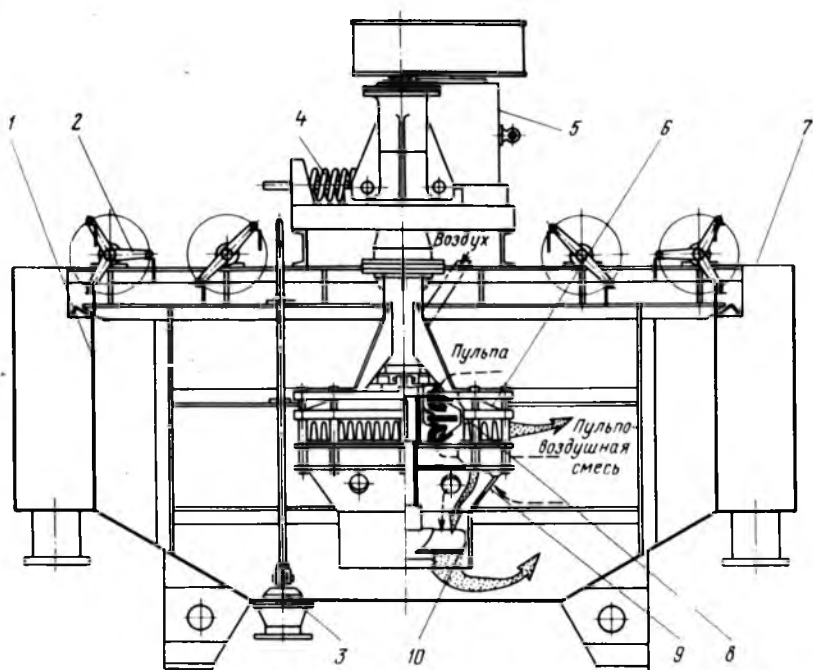


Рис. 38. Флотационная машина МФУ12

11 изолирована от зоны флотации, минерализация пузырьков воздуха и их всплытие происходят в относительно спокойной пульпе. Они образуют пенный слой, удаляемый двусторонним пеногоном.

Камерный продукт (отфлотированная смесь) через карман и переливное устройство 12 поступает во вторую камеру.

Преимущества машины МФУ2-6,3 заключаются в полном разделении зон аэрации и флотации, а также отдельном вводе в импеллер пульпы и воздуха, что стабилизирует происходящий здесь процесс. Однако такое решение аэратора значительно усложнило его конструкцию (фактически в каждой камере вращаются два вала и четыре импеллера), увеличило громоздкость, усложнило эксплуатацию и ремонт.

В настоящее время машина модернизирована со значительным улучшением конструктивных параметров и выпускается под маркой МФУ6.

Флотационная машина МФУ12 монтируется из двух трехкамерных секций, соединенных между собой промежуточным шиберным устройством с перепадом 300 мм. В данной машине использован принцип двухслойной аэрации и перемешивания пульпы по высоте камеры, как и в машине МФУ2-6,3, но конструктивное исполнение узла аэрации имеет отличие.

На рис. 38 показан поперечный разрез трехкамерной секции. В

верхней части камеры 1 размещен двухрядный лопастной пеногон 2; в днище камеры имеется отверстие с пробкой 3 для ее освобождения от пульпы на случай профилактического осмотра и ремонта.

В центре камеры установлен блок-аэратор 6, на валу которого в нижней части закреплены два импеллера: центробежный 8 и осевой 10. Вращение вала блока-аэратора (и, следовательно, импеллеров) осуществляется посредством клиноременной передачи от электродвигателя 5, установка которого фиксируется натяжным устройством с пружиной 4. Активное перемешивание и циркуляция пульпы в машине осуществляются благодаря отверстиям 9. Отфлотированная в камере пульпа перемещается прямоотком в следующую камеру и далее в хвосты (из последней камеры), а пенный продукт (концентрат) сбрасывается пеногонами в желоба 7 и направляется на фильтрование.

Основные детали машины выполнены из износостойких материалов и сплавов, что повышает ее механическую надежность, а оснащение машины автоматической системой стабилизации уровня пульпы способствует получению хороших технологических показателей.

В Советском Союзе создана флотационная машина с камерой объемом 25 м³, которая успешно работает на ЦОФ "Сибирь".

Из зарубежных конструкций флотомашин, нашедших применение в отечественной практике, следует отметить машины типа "Вемко-Фагергрэн" (США), которые успешно эксплуатируются на ОФ разреза "Нерюнгринский" и ЦОФ "Сибирь".

Технологические факторы, влияющие на процесс флотации углей, — это качественный, петрографический, гранулометрический и фракционный состав флотируемого материала, подготовка пульпы к флотации, содержание твердой фазы в пульпе, способ дозировки и расход реагентов, продолжительность флотации углей.

Петрографический состав прежде всего определяет флотируемость углей. Угли одних марок (К, Ж и ОС) имеют большой краевой угол смачивания (см. рис. 2), что характеризует их высокую природную гидрофобность и хорошую флотируемость. Угли других марок, содержащие матовые микрокомпоненты, флотируют хуже. Плохо флотируют частицы инертинита (фюзинита), содержащие вкрапления минеральных примесей. Практически не обладают естественной флотируемостью глинистые и другие минеральные примеси (кроме пирита).

Гранулометрический состав шламов, поступающих на флотацию, различен; его крупность в основном не превышает 0,5 мм. Все шламы имеют довольно высокое содержание тонких высокозольных классов крупностью менее 0,2 мм.

Верхним пределом крупности принято считать 0,5 мм. Эта крупность обосновывается как возможностями пенной флотации, так и нижним пределом обогащения углей на отсадочных машинах.

Наличие во флотационной пульпе частиц крупностью более 0,5 мм приводит к их потерям с отходами флотации. Удаление из пульпы частиц данной крупности и их улавливание производятся в гидроциклонах, на дуговых ситах или вибрационных грохотах.

Частицы различной крупности флотируют с разной скоростью, что определяет кинетику и общее время флотации. С наибольшей скоростью флотируют частицы промежуточной крупности (0,15—0,25 мм). Наличие в исходном угле очень тонких илистых шламов крупностью менее 40 мкм отрицательно сказывается на процессе флотации: снижаются скорость флотации и производительность флотационных машин.

Фракционный состав флотируемых угольных шламов резко колеблется для различных углей. По данным фракционного состава можно судить о теоретически возможных показателях флотации. В угольных шламах содержится от 3 до 30 % промежуточных (по плотности) фракций.

При значительном содержании этих фракций и их высокой зольности практически невозможно получить два конечных продукта обогащения — концентрат и отходы. Промежуточные фракции, как правило, выделяются в последних по ходу флотационного процесса камерах машины. Высокозольные промежуточные фракции выделяют в отдельный конечный продукт крайне редко, так как это связано с усложнением технологической схемы.

Содержание твердой фазы в пульпе — важный технологический параметр, определяющий производительность флотационных машин, удельные расходы реагентов, электроэнергии и воды. Содержание твердой фазы в пульпе выражается отношением ее массы к массе жидкой фазы ($T : Ж$) или массой твердой фазы в единице объема (г/л или %).

Максимальное содержание твердой фазы в пульпе при флотации угля не должно превышать 300 г/л. Оптимальное содержание в условиях каждой фабрики зависит от зольности исходных шламов, их гранулометрической характеристики, наличия глинистых быстроразмокаемых примесей и др.

В последние годы в связи со значительным увеличением мощности флотационных отделений и усовершенствованием водно-шламовых схем на действующих углеобогатительных фабриках осуществляется флотация разбавленных пульп с содержанием твердого менее 100 (150) г/л.

Подготовка пульпы к флотации обычно рассматривается как операция, включающая смешивание всех потоков шламов, поступающих на флотацию, для получения однородного материала (как по гранулометрическому составу, так и по содержанию твердой фазы в пульпе), классификацию материала по крупности 0,5 мм, осуществляемую, например, с помощью низконапорных гидrocиклонов, и контактирование (кондиционирование) пульпы с реагентами.

Способ дальнейшей обработки крупнозернистого (крупнее 0,5 мм) шлама зависит от его зольности: низкозольный шлам подается на шламовые обезвоживающие грохоты или на вакуум-фильтры в качестве готового концентрата, высокозольный — на дообогащение в отсадочные машины или флотационные машины пенной сепарации.

Контактирование реагентов с пульпой осуществляется в специальных аппаратах АПП "Каскад" или АКП-1600. Аппарат кондицио-

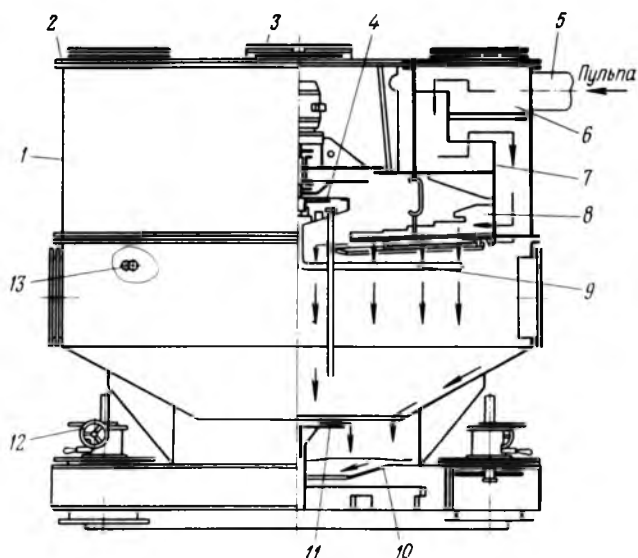


Рис. 39. Аппарат кондиционирования пульпы АСП-1600

нирования пульпы АСП-1600 (рис. 39) состоит из цилиндрической емкости — колонны 1, закрытой крышкой 2 со смотровым люком 3 и патрубком 5. Основными узлами агрегата являются кольцевые желоба-смесители 6 и 7 с системой гидрозатворов, устройство для приготовления аэрозоля реагентов с подающим патрубком 9, система желобов распределителей 8 и пульподелитель с затворами-регуляторами 12 клапанного типа.

Устройство для приготовления аэрозоля, состоящее из дискового распылителя реагентов 4, расположено соосно с колонной, благодаря чему веер тонкодиспергированного аэрозоля реагентов выбрасывается в радиальном направлении. Это способствует равномерному насыщению элементарных струй пульпы, которые образуются при прохождении потока через щели радиальных секторов-распределителей.

Насыщенные аэрозолем струи пульпы, ударяясь о зонт 11 и лопасти 10, установленные над днищем аппарата, дополнительно перемешиваются и в виде подготовленной пульпы через затворы-регуляторы 12 поступают во флотационные машины. Уходящий из аппарата воздух вследствие эжектирующего действия пульпы компенсируется воздухом из атмосферы, поступающим через гидрозатвор 13, установленный на стенке аппарата.

В зависимости от числа обслуживаемых машин аппарат выпускается с 4; 6 и 8 сливными коробками и затворами-регуляторами. Его производительность по пульпе достигает $1600 \text{ м}^3/\text{ч}$.

Применение аппаратов этого типа в углеобогащении позволяет при обработке пульп повысить зольность отходов, увеличить выход

концентрата в среднем на 1,1 % при сокращении расхода реагентов на 15—20 %, упростить обслуживание флотационных отделений.

Подача реагентов-собирателей и вспенивателей, как правило, осуществляется в аппарат кондиционирования пульпы. Такой способ подачи способствует более активному течению процесса и, как следствие, повышению производительности машин.

В случае флотации тонкозернистых илистых шламов или применения длинного фронта машин (более 8—10 камер в машине) осуществляется так называемая дробная подача реагентов: 70—75 % их подается в узел подготовки пульпы, а остальная часть — в камеры флотационных машин. Число точек дозировки реагентов определяется в зависимости от фронта машин и флотиремости шламов.

Технологические схемы флотации низкосольных угольных шламов, как правило, не содержат контрольных или перечистных операций, хотя перечистка первичного концентрата позволяет снизить его общую зольность на 1—2 %.

При обогащении шламов повышенной зольности необходимо применять более сложные флотационные схемы или флотацию разбавленных пульп, что технологически почти равнозначно.

На рис. 40 показана современная технологическая схема флотационного и фильтровального отделений углеобогатительной фабрики, включающая операции подготовки к флотации, собственно флотацию и обработку продуктов обогащения.

Исходная пульпа поступает в демпфирующую емкость 1 (обычно радиальный сгуститель, работающий без перелива), откуда она направляется в классификационный гидроциклон 3 для выделения из пульпы частиц крупностью более 0,5 мм (крупнозернистый шлам).

Слив гидроциклона 3 поступает в расходомерный бак 2, куда также можно подавать фильтрат и техническую воду для разбавления пульпы. Далее пульпа направляется в аппарат кондиционирования пульпы 5, куда также подаются реагенты специальными дозаторами (на схеме не показаны) из реагентных баков 4. Подготовленная к флотации пульпа распределяется по флотационным машинам 14 в соответствии с их производительностью.

Получаемый в машинах концентрат направляется в пеногаситель 13 и далее в сборник концентрата 8, откуда он центробежным насосом 9 перекачивается в пульподелитель 6.

В дальнейшем флотоконцентрат распределяется по вакуум-фильтрам 7 для обезвоживания. Обезвоженный концентрат (осадок) направляется на сушку (совместно с мелким концентратом) и затем в откружку.

Переливы вакуум-фильтров поступают в сборник 8, а фильтрат направляется в расходомерный бак 2 или же обрабатывается (например, путем флокуляции) и используется в качестве оборотной воды.

Отходы (хвосты) флотации направляются на флокуляцию в сгуститель с осадкоуплотнителем 12, из которого слив поступает в оборот, а сгущенный продукт — в емкость для отходов флотации 11 и далее

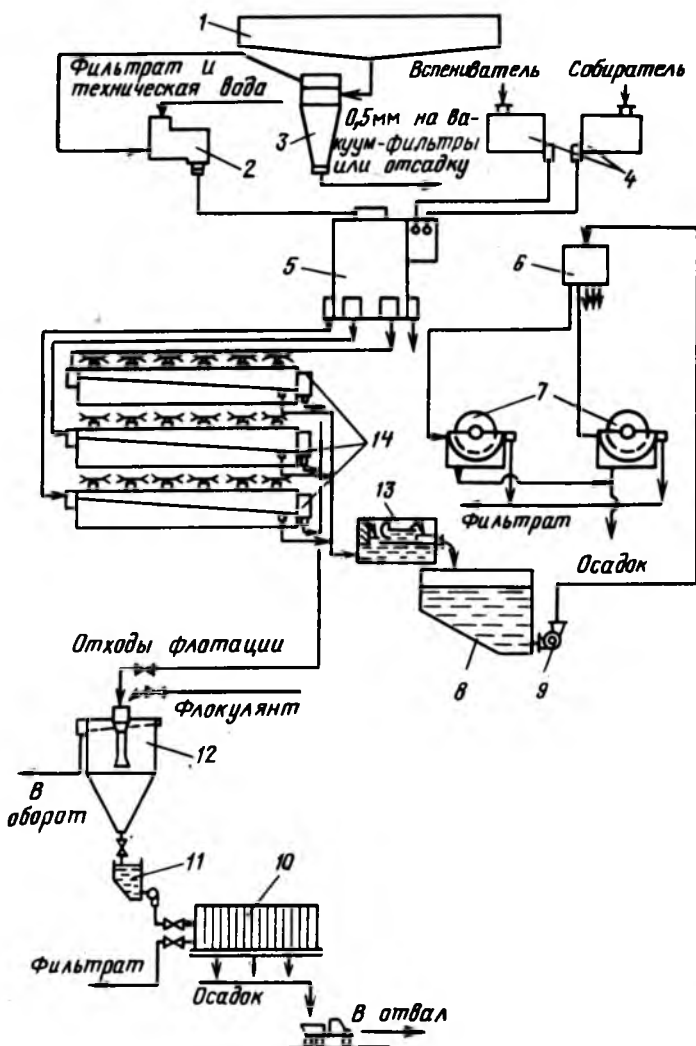


Рис. 40. Схема цепи аппаратов флотационного и фильтровального отделений углеобогатительной фабрики

на фильтр-прессы 10, позволяющие получить транспортабельный осадок, направляемый в отвал.

Сгущенный продукт гидроциклонов 3, содержащий крупнозернистый шлам, может направляться на отсадочные машины в качестве транспортной воды или же на вакуум-фильтры (при относительно низкой его зольности). В последнем случае он способствует улучшению структурообразования осадка на дисках вакуум-фильтров и повышению их производительности.

Для обогащения крупнозернистого шлама на некоторых фабриках применяют флотационный процесс, называемый пенной сепарацией. Однако, учитывая дороговизну флотации и трудности, связанные с утилизацией отходов, при решении вопросов обогащения крупнозернистых шламов предпочтение следует отдавать гравитационным процессам.

Технологические показатели работы флотационных отделений углеобогатительных фабрик зависят главным образом от качества исходного угля, принятого технологического режима, применяемого типа флотационных машин (табл. 25).

Флотация в водно-шламовых схемах углеобогатительных фабрик, обеспечивая извлечение и вывод из системы наиболее тонкой и зольной части шлама и тонкодисперсной глины, является важнейшим процессом, во многом определяющим технологические показатели работы всех машин и аппаратов фабрики.

На действующих углеобогатительных фабриках с пределом обогащения до 0 мм, применяющих флотационные установки, могут быть выделены следующие основные варианты построения водно-шламовых схем.

Двухстадиальные схемы. Шламовые воды, выделяемые при обезшамлировании и обезвоживании крупных и средних классов угля (подрешетные воды дуговых сит и грохотов, переливы багер-зумпфов, фугаты и пр.), проходят первую стадию сгущения и классификации шламов в пирамидальных отстойниках или гидроциклонах. Сгущенный продукт (крупнозернистый шлам) возвращается на обогащение в грави-

Таблица 25

Показатели работы флотационных отделений некоторых фабрик
Донецкого бассейна (данные УкрНИИУглеобогатения)

Фабрика	Марка угля	Содержание твердого в пульпе, г/л	Зональность, %			Тип реагента; расход г/т	
			исходного	концентра	отходов	Собиратель	Вспениватель
"Пролетарская"	К	100	15,2	7,5	71,4	ААР-1; 1000	Т-66; 40
"Узловская"	К	160	16,6	8,6	69,8	АФ-2; 700	Т-66; 80
"Дзержинская"	Ж	170	20,9	9,6	80,0	АФ-2; 1500	Т-66; 80
"Киевская"	Ж	100	14,4	5,8	71,3	Керосин; 1000	Т-66; 50
"Суходольская"	Т, Ж, К	145	27,0	12,0	72,4	ААР-2; 2000	Т-66; 85
"Октябрьская"	Г	100	37,2	9,5	74,0	ААР-1; 1600	Т-66; 50
"Ворошиловградская"	Г	70	44,6	19,1	72,0	АФ-2; 3000	Т-66; 110
"Калининская"	ОС	113	14,5	7,6	69,0	АФ-2; 900	Т-66; 60
"Советская"	Т	140	21,3	9,8	72,0	ААР-1; 1200	Т-66; 60
"Комендантская"	А	160	31,2	15,1	72,6	ААР-1; 2550	Т-66; 200

тационное отделение фабрики, а слив, содержащий сравнительно мелкие частицы (мелкозернистый шлам), направляется на вторую стадию сгущения в радиальные сгустители. Слив сгустителя используется в качестве оборотной воды, а сгущенный продукт, предварительно разбавленный чистой водой, поступает на флотацию.

Комбинированные схемы. Обработка шламовых вод в первой стадии данных схем аналогична их обработке в двухстадиальной схеме. Отличие комбинированной схемы от двухстадиальной заключается в том, что слив сгустительного (классифицирующего) устройства первой стадии направляется на сгущение перед флотацией не полностью, а только частично. Часть этого слива направляется непосредственно на флотацию, минуя предварительное сгущение в радиальном сгустителе. Такая схема является промежуточной между двух- и одностадиальной.

Одностадиальные схемы. Отличительная особенность этих схем — подача всех шламовых вод (слива первой стадии классификации) на флотацию без дополнительного разделения в радиальном сгустителе на илистые (слив) и собственно угольные (сгущенный продукт) фракции. Варианты одностадиальных схем отличаются количественным соотношением шламовых вод, направляемых на флотацию и возвращаемых в технологический процесс, минуя флотацию.

При одностадиальной водно-шламовой схеме флотация является не только процессом обогащения высокозольных шламов, но и основным способом регенерации моечных вод.

Основные преимущества водно-шламовых схем с регенерацией моечных вод флотацией заключаются в следующем:

- 1) осуществляется принцип однопоточности схемы;
- 2) сокращается число операций, что ведет к уменьшению числа аппаратов и механизмов, находящихся в эксплуатации;
- 3) уменьшается масса шламов, вновь образующихся в процессе осветления шламовых вод, вследствие сокращения времени пребывания угольных зерен в водной среде и числа перекачек шлама;
- 4) улучшается флотируемость шламов, так как резко уменьшается гидратированность зерен вследствие уменьшения времени их контакта с водой;
- 5) флотируются разжиженные пульпы, что улучшает селективность и эффективность процесса при обогащении глинистых шламов;
- 6) сокращается объем емкостей для осветления и сгущения шламовых вод;
- 7) замыкается водно-шламовая схема и исключаются потери коксующихся углей в виде энергетического шлама и низкзольных отходов флотации.

Таким образом, флотация на углеобогатительных фабриках — важнейших технологический процесс.

Один из основных недостатков флотационного обогащения каменных углей — его относительная дороговизна. Экономическими исследованиями и расчетами установлено, что затраты на обогащение крупных и мелких углей и шламов находятся в соотношении 1:1,7:7.

Стоимость обогащения углей флотацией по сравнению со стоимостью их обогащения другими процессами является самой высокой (например, по сравнению со стоимостью обогащения отсадкой она в 5–8 раз выше).

Снижение себестоимости флотационного обогащения углей, улучшение качества концентрата и повышение зольности отходов могут осуществляться путем интенсификации процесса в следующих направлениях: изыскание и синтез новых эффективных реагентов; повышение эффективности подготовки пульпы к флотации и рациональное использование известных флотореагентов; совершенствование существующих и создание новых конструкций флотационных машин; автоматизация регулирования технологического процесса с целью его оптимизации.

§ 11. МАГНИТНЫЕ, ЭЛЕКТРИЧЕСКИЕ И СПЕЦИАЛЬНЫЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ УГЛЕЙ

Большое разнообразие физических и физико-химических свойств углей позволяет применять для их разделения на отдельные компоненты практически любые известные методы обогащения:

механизированное разделение крупнокускового угля и породы в зависимости от их электропроводности, способности поглощать и рассеивать рентгеновское или радиоактивное излучение;

разделение угольных и породных частиц по форме зерен, их крупности и коэффициенту трения на неподвижных или подвижных гладких, рифленых и перфорированных поверхностях;

электрическая сепарация смеси угольных частиц и минеральных примесей по различиям в их электрической проводимости, проницаемости, электризации трением и ионизации в поле коронного разряда;

магнитное и термомагнитное обогащение углей по разнице в естественной или увеличиваемой путем термообработки магнитной восприимчивости компонентов углей, содержащих соединения железа (оксиды, пирит);

магнитоэлектродинамическое обогащение углей в жидкой электропроводной среде, искусственно утяжеленной в результате наложения магнитного и электрического полей;

магнитогидростатическое разделение угля и породы в магнитной жидкости на основе использования выталкивающей силы, возникающей в ферромагнитной жидкой среде при взаимодействии ее с внешним магнитным полем;

каскадно-адгезионное разделение и грануляция весьма тонких угольных частиц, основанные на использовании физико-химических явлений, связанных с избытком свободной энергии в поверхностных слоях тел;

селективная (избирательная) коагуляция (флокуляция) частиц угольного вещества или минеральных примесей при добавлении в пульпу различных реагентов (коагулянтов, флокулянтов и других веществ).

Все перечисленные методы и процессы или пока не нашли промыш-

ленного применения из-за большой сложности, низкой эффективности, большой стоимости и других причин, или находят весьма ограниченное применение. Однако при определенных достижениях науки и техники не исключена возможность развития и практического применения любого из них.

Наиболее перспективными для обогащения углей следует считать процессы магнитогидродинамического, магнитогростатического, каскадно-адгезионного, селективно-флокуляционного разделения и масляной грануляции.

Магнитогидродинамическое обогащение (МГД-сепарация) состоит в том, что при пропускании через проводящую (электропроводную) жидкость, находящуюся в магнитном поле, электрического тока в ней возникает помимо силы Архимеда дополнительная сила электромагнитной природы. Эта сила выталкивает из жидкости частицы, проводимость которых отличается от проводимости жидкости, что предопределяет возможность разделения смеси частиц угля не только по разности в плотностях, но и по различию в их проводимости. Если проводимости частиц в жидкости равны, то эффект разделения отсутствует. Поскольку проводимость угля всегда ниже проводимости электропроводящей жидкости (электролита), в ней всплывают частицы, плотность которых больше физической плотности жидкой среды [1].

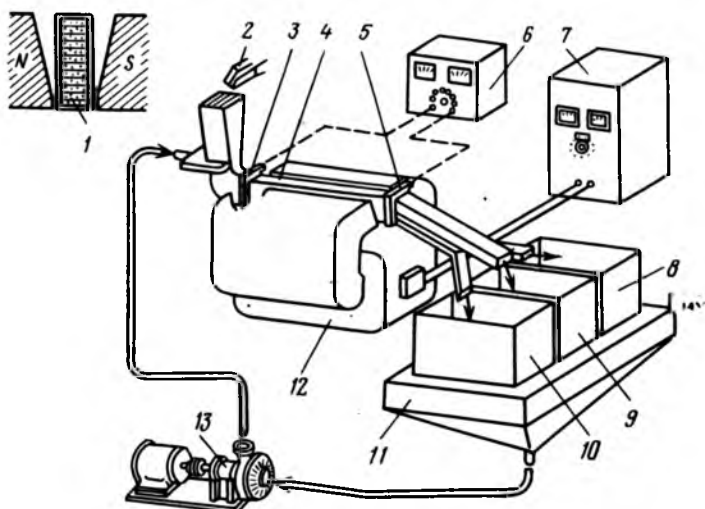


Рис. 41. Принципиальная схема установки для магнитогидродинамического обогащения угля:

1 — разрез канала МГД-сепаратора; 2 — вибропитатель подачи угля; 3, 5 — электроды; 4 — канал МГД-сепаратора; 6 — выпрямитель тока; 7 — аппаратура управления электромагнитом; 8 — 10 — баки с сетчатым дном для приема продуктов разделения различной плотности (продукты обогащения); 11 — приемник раствора жидкости; 12 — электромагнит; 13 — насос для перекачки жидкости

Основные элементы установки для МГД-обогащения углей (рис. 41) — электромагнит, сепаратор, источники питания постоянным током обмоток возбуждения электромагнита и проводящей жидкости (электролита). Сепаратор канального типа выполнен в виде удлиненной камеры прямоугольного сечения, через которую протекает проводящая жидкость с обогащаемым углем. В загрузочной и разгрузочной частях канала установлены продольные перегородки для уменьшения циркуляции потока в зоне "утяжеления" жидкости. В качестве электропроводящих жидкостей применяют растворы NaOH, NaCl и др.

Плотность разделения легко регулируется изменением величины тока в катушках электромагнита или рабочей электропроводящей жидкости, что является существенным достоинством процесса магнито-гидродинамического разделения.

Гипромашуглеобогащение создал опытно-промышленный сепаратор МГДС-50, который прошел промышленные испытания. Полученные результаты испытаний свидетельствуют о возможности обогащения в МГД-сепараторах углей с высокой эффективностью. Несомненна целесообразность дальнейшего изучения и совершенствования этого сложного и пока дорогостоящего процесса.

Магнитоидростатическое обогащение (МГС-сепарация) в принципе аналогично магнитогидродинамическому, но здесь в качестве разделяющей среды используется не электролит, а ферромагнитная жидкость, при взаимодействии которой с внешним магнитным полем в ней возникает выталкивающая сила. Эта сила постоянна во всем объеме ферромагнитной жидкости и зависит от ее эффективной плотности, регулируемой изменением силы тока в обмотке возбуждения электромагнита.

При попадании в слой ферромагнитной жидкости уголь расслаивается на фракции плотностью более и менее ее эффективной плотности. Фракции большей плотности опускаются сквозь жидкость, находящуюся во взвешенном состоянии между полюсными наконечниками электромагнита, и собираются в емкость. Легкие фракции движутся по поверхности жидкости вдоль полюсных наконечников и разгружаются в конце слоя.

Промышленностью выпускается и используется для научно-исследовательских работ и контроля фракционного состава различных немагнитных продуктов феррогидростатический сепаратор ФГС-1 производительностью до 50 кг/ч. В качестве ферромагнитной жидкости в данном сепараторе используют водный или керосиновый коллоидный раствор ферромагнетика Fe_3O_4 .

Каскадно-адгезионное обогащение угольных шламов предназначено для разделения и улавливания тончайших угольных шламов (крупность менее 50 мкм), которые накапливаются в оборотной воде и ухудшает ее технологические свойства или теряются с отходами флотации или с частично удаляемыми шламовыми водами. Этот процесс синтезирует в себе специфические особенности, присущие пенной, вакуумной, масляной и пленочной флотации [1].

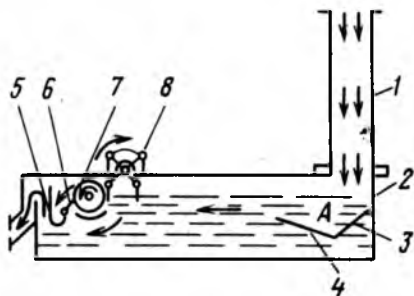


Рис. 42. Схема каскадно-адгезионного сепаратора

Процесс каскадно-адгезионного обогащения состоит из двух стадий: селективного извлечения тончайших органических и минеральных частиц из пульпы в пенный продукт и улавливания частиц путем использования поверхностных сил прилипания (адгезии).

Принципиальная схема каскадно-адгезионного сепаратора показана на рис. 42.

Исходная пульпа, обработанная поверхностно-активными реагентами (для повышения гидрофобизации частиц шлама), падает с высоты по вертикальной шахте 1 в ванну 2, внутри которой ниже уровня пульпы и пенного слоя расположены отбойная 3 и направляющая 4 пластины. В результате турбулизации падающего потока пульпы происходят эжекция атмосферного воздуха, его тонкое диспергирование и частичное растворение в пульпе при ударе потока пульпо-воздушной смеси об отбойную пластину. Размер воздушных пузырьков зависит от степени турбулизации пульпы и поверхностного натяжения системы газ-жидкость. Средний размер пузырьков в зоне А сепаратора составляет 0,7 — 0,7 мм, а содержание воздуха в пульпо-воздушной смеси — около 70 % при высоте шахты 3,5 м.

При перемещении аэрированной пульпы из нижней зоны в верхнюю вдоль ванны машины происходит снижение давления в потоке, что способствует выделению из пульпы растворенных в ней газов в виде мельчайших пузырьков. Экспериментально установлено, что при этом из пульпы выделяется 0,6—0,7 см³/л воздуха.

В дальнейшем в горизонтальном потоке пульпы толщиной 100 — 150 мм мельчайшие частицы шламов всплывают и в виде слоя минерализованной пены движутся к адгезионному устройству, расположенному перпендикулярно к основному потоку пульпы и выполненному в виде пустотелого металлического барабана 7. Для перемещения пенного слоя и принудительного закрепления на поверхности адгезионного барабана гидрофобных частиц шлама служат медленно вращающиеся гребки 8. Съем пенного продукта с адгезионного барабана в желоб 5 осуществляется с помощью ножевого приспособления 6.

Поверхность барабана может быть покрыта специальным синтетическим материалом с повышенными гидрофобными свойствами, например резиной и др.

После снятия пенного слоя основной поток пульпы, омывая нижнюю часть барабана, уходит в слив, унося относительно крупные и мелкие гидрофильные частицы.

По своей физической сущности процесс адгезионной сепарации

близок к обычной флотации, но он имеет несколько специфических элементов новизны, связанных с закреплением тончайших частиц в пене и способом съема пенного слоя.

Опытно-промышленные испытания каскадно-адгезионного обогащения шламов оборотной воды углеобогатительной фабрики Череповецкого металлургического завода позволили получить концентрат зольностью 3,5–3,6 % и влажностью 3–5 % в виде гранул крупностью 6–8 мм. Зольность отходов при этом составила 69–70 %.

Применение каскадно-адгезионного обогащения перспективно для очистки сточных вод не только углеобогатительных фабрик, но и других промышленных предприятий.

Селективная коагуляция (флокуляция) угольных шламов является новым методом обогащения тонкодисперсных полиминеральных систем, основанным на различии коллоидно-химических свойств компонентов. Развитие этого метода стало возможным в последние годы благодаря синтезу и производству в промышленных масштабах ряда высокомолекулярных соединений, относящихся к классу защитных коллоидов.

При селективной коагуляции угольных шламов глинистые частицы переходят преимущественно во взвешенное состояние, а угольные — седиментируют. Регулирование кинетической и агрегативной устойчивости водных суспензий глинистых минералов осуществляется путем их обработки различными поверхностно-активными веществами. В зависимости от свойств и расхода реагентов последние могут оказывать на частицы пептизирующее или коагулирующее действие.

Нейтральные электролиты CaCl_2 , NaCl , добавленные к глинистой суспензии, снижают ее устойчивость, приводят к агрегации и ускоренному осаждению дисперсной фазы.

В противоположность нейтральным щелочные электролиты (Na_2SO_3 , NaOH и др.) резко повышают устойчивость глин, особенно кальциевых. Значительно большее воздействие на устойчивость суспензии оказывают полимеры, изменяющие ее стабильность при очень малых концентрациях.

Помимо влияния на агрегативную устойчивость суспензии поверхностно-активные вещества значительно изменяют дисперсность глинистых частиц. Разрушение глинистых пород в водной среде вызвано их способностью размокать, причем в некоторых случаях произвольно, без внешнего механического воздействия. Исследование влияния реагентов на устойчивость глинистой примеси и ее размокание были использованы при разработке в Днепропетровском горном институте способов селективной коагуляции угольных шламов.

В зависимости от ионного состава дисперсной среды, минерального состава дисперсной фазы и адсорбированных на ней ионов могут применяться следующие способы селективной коагуляции угольного шлама.

Селективная коагуляция систем, содержащих бикарбонаты щелочноземельных металлов (количество других солей не превышает

порога коагуляции), может быть осуществлена путем опреснения суспензии химическими реагентами. Способ заключается в обработке суспензии гидроксидами щелочноземельных металлов.

Если в результате ионного гетерогенного обмена в суспензии увеличивается содержание одновалентных катионов и их концентрация не превышает порога коагуляции, то для селективной коагуляции таких систем можно применять щелочные электролиты: карбонат, тетраборат, оксалат или пирофосфат натрия и другие вещества. Они повышают устойчивость глинистых частиц не только вследствие утолщения гидратных оболочек, но и в результате диспергирования твердой фазы.

Содово-известковый способ селективной коагуляции шламов основан на обработке карбонатом и гидроксидом кальция минерализованных суспензий, дисперсионная среда которых содержит как соли одновалентных металлов, так и соли, обуславливающие временную и постоянную ее жесткость.

Для стабилизации глинистых примесей угольных шламов могут быть также использованы различные полимеры.

Обогащение угольных шламов селективной коагуляцией может быть особенно эффективным при применении сочетаний различных реагентов для стабилизации глинистых составляющих и ускорения осаждения угольных частиц с помощью полимеров типа полиакриламида.

Промышленное применение в последние годы начинает находить селективная флокуляция минеральных суспензий с помощью полимеров типа латексов.

Процесс флокуляции угольных шламов, взвешенных в водной среде, при введении органических полимеров объясняется действием сил слипания, возникающих между частицами вследствие полимерных мостиков.

Согласно современным представлениям флокуляция происходит в результате адсорбции полимера из жидкой фазы суспензии на граничных поверхностях твердое — жидкость благодаря образованию химических водородных связей (взаимодействие групп молекул флокулянта CONH_2^+ ; COO^- ; NR_3^+ и др. с функциональными группами твердой поверхности OH^- , O^-), электростатическому взаимодействию, химической связи (например, химическая реакция между функциональными группами полимеров и ионами металлов на поверхности частиц шламов с образованием соединений типа солей — ионообмен) [24].

Селективная флокуляция угольных шламов весьма чувствительна к изменению ионно-молекулярного состава жидкой фазы и свойствам поверхности минералов. Исследования влияния общей жесткости и pH воды на эффективность действия селективного флокулянта синтетического бутадиенстирольного латекса позволили установить, что наибольшего эффекта избирательной флокуляции можно достичь при общей жесткости жидкой фазы пульпы 10–13 мг-экв/л и $\text{pH} = 8\text{--}8,5$.

При использовании в процессе обогащения технической воды с $\text{pH} < 8,0\text{--}8,5$ рекомендуется ее подщелачивание или предварительное

введение 25 %-ного водного раствора аммиака в бутадиенстирольный флокулянт [5].

Промышленный опыт селективной флокуляции показал, что по сравнению с флотацией выход концентрата возрастает, однако при этом возрастает и его зольность, так как в угольных флокулах и между ними защемляются илистые частицы. Их удаление возможно многостадийной промывкой, что усложняет процесс, увеличивает расход чистой воды и удорожает стоимость переработки.

Масляная грануляция — относительно новый технологический процесс, разработка и совершенствование которого осуществляются в Донецком политехническом институте (ДПИ) [10].

В основе этого процесса лежит многоступенчатый физико-химический механизм последовательно протекающей восстановительной гидрофобизации угля, амальгамирования низковязкого аполярного связующего с наполнением углеводородной пленки углем, разрушения амальгамы на угольно-масляные флокулы и окомкования последних в безводные (близкие по размеру) сферические структуры — гранулы.

Практическая сущность грануляции заключается в смешении угольного шлама с относительно большим количеством углеводородов (нефтепродукты, масла и др.) в присутствии воды. Угольные частицы в процессе интенсивного перемешивания покрываются пленками масел, образуя первоначально сплошную массу (амальгаму), а затем формируются в виде укрупненных шарообразных скоплений.

Минеральные высокозольные частицы при этом остаются взвешенными в воде. Гранулы отделяются грохочением на обезвоживающем сите.

Важнейшие факторы, влияющие на стабильность и результаты этого процесса, следующие: крупность обогащаемого материала (оптимальный размер частиц 10—200 мкм); степень гидрофобности угольной поверхности, усиливаемая обработкой флотореагентами; расход и вязкость связующего вещества, в качестве которого могут применяться различные углеводородные жидкости угле-, нефте- и газопереработки и других химических производств; плотность угольной пульпы и ее турбулизация при перемешивании, обуславливающие скорость процесса; тип и режим работы гранулятора, определяющие производительность и характер гранулообразования.

Разработаны технология и аппаратура масляной грануляции низкосортных углей, сжигание которых на тепловых электростанциях возможно лишь совместно с жидким высокоэффективным топливом, в частности мазутом.

Схема полупромышленной установки представлена на рис. 43. Процесс осуществляется следующим образом.

Пыль из бункера 1 подается в емкость 2 для приготовления водно-угольной суспензии с отношением твердого к жидкому 1 : 1, которая затем насосом перекачивается в емкость с мешалкой 3, куда дозируется горячий мазут при расходе 20—22 % массы угольной пыли.

Обработанная мазутом суспензия поступает в бак с мешалкой

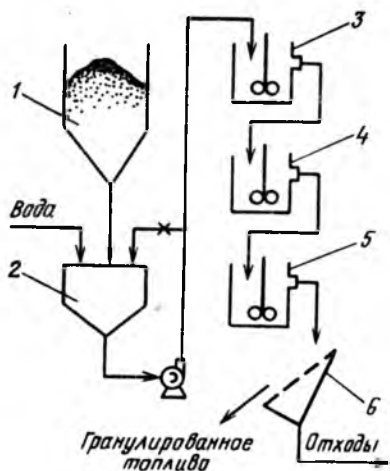


Рис. 43. Схема экспериментальной установки масляной грануляции

4, в которой происходит процесс образования угольно-мазутной амальгамы, и далее в бак с мешалкой 5, где амальгама разрушается и превращается в угольно-мазутные гранулы размером 1 – 3 мм. Переливающаяся из этого бака минеральная суспензия с угольно-мазутными гранулами поступает на наклонно установленное стационарное сито 6 с размером отверстий 0,5 мм. Гранулы проходят по сити и направляются для сжигания.

Жидкая часть – минеральная суспензия – уходит под сито и направляется в шламохранилище. При обработке таким методом исходной пыли зольностью $A^d = 37 \div 44\%$ получили концентрат (гранулы) зольностью $A^d = 6 \div 9\%$

и отходы зольностью $A^d = 87 \div 89\%$. Влажность гранул после схода с сита составляла 17 – 20 %, а после 1 ч отстаивания – 11 – 13 %.

Исследования показали, что масляная грануляция может быть использована как высокоэффективный метод обогащения тонких классов высокзолных углей и антрацитов, интенсификации процесса обезвоживания мелких концентратов, подготовки бурых углей к гидротранспортированию с сопутствующим их обогащением, утилизации твердых осадков илонакопителей обогатительных фабрик и др.

Обогащение угля в легкокипящих органических жидкостях предложено в конце 70-х годов. Способ аналогичен разделению в тяжелых жидкостях типа хлорсодержащих углеводородов (четырёххлористый углерод, дихлорэтан, трихлорэтилен и др.), но осуществляется в раздильной среде фторсодержащих углеводородов (фреоны) с плотностью, близкой к плотности разделения, но имеющих более низкую, чем у полихлоридов, температуру кипения (20–40 °C). Использование фреонов оказалось нецелесообразным ввиду их дефицита и высокой стоимости.

В ИОТТ проведены исследования данного процесса с использованием недифицитных легкокипящих органических жидкостей типа пентана, гексана и циклогексана плотностью, значительно меньшей плотности разделения. Установлены принципиальная возможность гравитационного обогащения мелких углей в жидкостях данного типа и некоторые закономерности этого процесса, позволяющие оценить его достоинства, недостатки и перспективность [15].

ОБОГАЩЕНИЕ КОКСУЮЩИХСЯ УГЛЕЙ

§ 12. ОСОБЕННОСТИ ПРОИЗВОДСТВА КОКСА И ТРЕБОВАНИЯ К КАЧЕСТВУ УГЛЕЙ ДЛЯ КОКСОВАНИЯ

Добываемые угли обогащают с целью их рационального использования путем сжигания в энергетических установках или технологической переработки.

При технологической переработке угля используют в основном четыре группы процессов: термическую переработку без доступа воздуха при температуре 500–1100 °С; газификацию твердого топлива — высокотемпературный процесс взаимодействия газифицирующих агентов (воздуха, кислорода и водяного пара) с органической массой топлива, приводящий к превращению его в горючие газы; гидрогенизацию твердого топлива — сочетание низкотемпературного (450 – 500 °С) термического расщепления органической массы угля с каталитическим гидрированием продуктов термической деструкции угля с превращением его органической массы в ценные химические продукты; экстракцию и термическое растворение угля органическими растворителями для получения облагороженных беззольных органических материалов [39].

При термическом разложении угля без доступа воздуха (в интервале температур 500–1100 °С), называемом *коксованием*, происходят расщепление органической массы, рекомбинация продуктов расщепления с получением термодинамически стабильных веществ — твердого остатка, смолы и газа.

Состав и свойства твердых и летучих продуктов термической переработки зависят от природы исходного топлива, температуры, продолжительности нагревания и аппаратного оформления процесса. По конечным температурам нагревания различают низкотемпературное коксование, или полукоксование (450–550 °С), среднетемпературное (650–750 °С) и высокотемпературное (950–1100 °С) коксование.

Наиболее распространено высокотемпературное коксование каменных углей. Главными продуктами этого процесса являются прочный металлургический коксоосновной восстановитель в доменном процессе, а также технологическое топливо для многих других процессов в черной и цветной металлургии, литейном производстве, производстве фосфора, сероуглерода, карбида кальция и многих других продуктов. Вместе с коксом (75–80 %) получают коксовый газ (15–17 %), каменноугольную смолу и смеси ароматических углеводородов (бензол, аммиак и др.).

Для полной характеристики качества кокса определяют его физические, химические, физико-химические и физико-механические свойства.

К физическим свойствам кокса относятся: микроструктура, истинная и кажущаяся плотность, пористость, прочность, электрическое сопротивление и тепловые свойства (теплоемкость, теплопроводность, температуропроводность).

Под химическими свойствами кокса понимают зольность, влажность, сернистость, выход летучих веществ, фосфористость (определяемые в результате технического анализа), элементный состав (содержание углерода, водорода, кислорода, азота и др.), а также теплоту его сгорания.

К физико-химическим свойствам кокса относится его реакционная способность, которую определяют по скорости реакции восстановления углеродом кислородсодержащих газов или твердых оксидов (Fe_2O_3 , P_2O_5 , SiO_2 и др.).

Под физико-механическими свойствами понимают гранулометрический состав и прочность кокса при воздействии дробящих и истирающих усилий.

Комплекс перечисленных выше свойств кокса обеспечивает при надлежащем качестве плавильных материалов и рациональном ведении доменного процесса необходимую производительность доменной печи и получение чугуна заданного качества.

Для производства кокса, отвечающего необходимым требованиям, нужны правильный подбор и сочетание углей различного качества, определенная подготовка их к коксованию (усреднение, обогащение и дробление) и, кроме того, совершенная технология коксования.

Уголь как сырье для коксования в углеобогащении оценивают по его зольности, сернистости, содержанию фосфора, влажности, выходу летучих веществ, обогатимости и коксуемости.

Зольность характеризует содержание в горючем ископаемом неорганических веществ, которые являются балластной примесью. Угли с высокой зольностью имеют низкую теплоту сгорания. Из таких углей нельзя получить кокс высокого качества, так как в нем остаются неорганические вещества. Установлено, что при повышении зольности кокса на 1 % его расход в доменной печи возрастает на 1,5 — 2,5 %, а расход известняка — примерно на 2,5 %; производительность доменной печи при этом снижается на 2 — 2,5 %.

Зольность рядовых углей различных угольных бассейнов СССР колеблется в значительных пределах (от 3 до 30 %). Обогащенные коксующиеся угли должны обеспечивать получение шихты для коксования, зольность которой не выше 7—10 %, и кокса зольностью не выше 9,5 — 12 %.

Сернистость угля в наибольшей мере может снизить качество кокса. Практикой установлено, что при повышении содержания серы в коксе на 0,1 % дополнительный расход флюсов и кокса составляет 2 %, в результате чего производительность доменной печи снижается примерно на 2 %.

При коксовании углей часть серы переходит из угля в коксовый газ. Степень обессеривания кокса зависит от природы углей, выхода

летучих веществ, содержания различных видов серы и режима коксования. При коксовании донецких обогащенных углей удаляется от 15 до 45 % серы.

Необогащенные коксующиеся угли различных угольных бассейнов СССР содержат различное количество серы:

Бассейн . . .	Кизеловский	Донецкий	Карагандинский и Кузнецкий	Печорский
Содержание серы, % . . .	3,5—9,5	0,4—4	0,5—1	0,4—0,7

Содержание фосфора в углях увеличивается пропорционально их зольности, т.е. он содержится в минеральных примесях. В процессе коксования фосфор полностью переходит в кокс. Восстановленная в процессе доменной плавки значительная часть фосфора поглощается чугуном и делает хладноломкой получаемую из него бессемеровскую сталь. Согласно существующим требованиям допустимое содержание фосфора в угольной шихте для производства бессемеровского кокса не должно превышать 0,01 %.

Содержание фосфора в углях разных бассейнов различно:

Бассейн	Донецкий	Кузнецкий	Карагандинский
Содержание фосфора, %	0,01—0,016	0,02—0,04	0,01—0,03

Влажность угля затрудняет подготовку его к коксованию и сам процесс коксования. При повышении влажности готовой шихты до 8—10 % ее насыпная масса уменьшается, что приводит к уменьшению производительности коксовых печей и расходу дополнительного тепла на испарение избыточной влаги при коксовании. Высокое содержание влаги в шихте ухудшает также состояние кладки коксовых печей.

Для условий коксохимического производства желательно, чтобы содержание влаги в шихте не превышало 7 %. Это ограничение влажности не относится к углям, содержащим много внутренней (гигроскопической) влаги, которая не вызывает осложнений в процессе транспортирования и подготовки углей к коксованию.

Обогатимость угля обуславливает выбор технологической схемы и процессов обогащения для получения концентрата с заданными показателями зольности, сернистости и влажности.

Коксуемость угля — его способность образовывать кусковой кокс при соблюдении определенных условий подготовки и последующего нагрева без доступа воздуха. Коксуемость характеризуется комплексом свойств угля, связанных главным образом с его спекаемостью.

Спекаемость — способность угля переходить при нагревании без доступа воздуха в пластическое состояние с образованием более или менее связанного нелетучего остатка. Это свойство угля зависит от его

петрографического состава, стадии метаморфизма и степени восстановленности. Зная эти параметры, можно с большей или меньшей достоверностью судить о спекаемости данного угля. Однако для непосредственного суждения о способности углей спекаться необходимы специальные прямые методы экспериментальной оценки [35].

Определить спекаемость одним химико-аналитическим методом невозможно; для ее оценки прибегают к ряду методов, характеризующих отдельные стадии превращения углей в кокс. Наиболее распространенный метод определения спекаемости — пластометрический метод Сапожникова (ГОСТ 1186—87).

Сущность метода заключается в определении при специальных условиях толщины пластического слоя y и усадки x , конечного изменения высоты кокса и вида коксового нелетучего остатка после нагревания угля до 730°C . Значения этих показателей выражаются в миллиметрах. Наряду с определением x и y при опыте автоматически вычерчивается пластометрическая кривая, характеризующая изменение высоты пробной угольной навески при ее нагревании.

Вид пластометрической кривой и вид нелетучего остатка являются дополнительными важными технологическими характеристиками поведения углей при нагреве: по ним устанавливается тип углей при отсутствии необходимых параметров.

Требования к качеству кокса постоянно возрастают в связи с развитием металлургии, в частности с техническим направлением улучшения качества чугуна при существенном снижении расхода кокса на базе доменных печей большой мощности (объем более 5000 м^3). Новые условия производства кокса требуют совершенствования технологических процессов подготовки шихты для коксования, в том числе для развития и совершенствования процессов обогащения углей.

§ 13. ПОДГОТОВКА И УСРЕДНЕНИЕ КОКСУЮЩИХСЯ УГЛЕЙ ПЕРЕД ОБОГАЩЕНИЕМ

Современные углеобогатительные фабрики — высокомеханизированные предприятия, для которых характерны мощные непрерывные грузопотоки исходного угля и продуктов обогащения. Подготовка угля к обогащению является существенной совокупностью операций, от которых зависят технологические и экономические показатели обогащения.

Степень засорения добываемой горной массы породой из года в год увеличивается, что объясняется ухудшением горнотехнических и горно-геологических условий разработки пластов, вовлечением в разработку маломощных пластов, применением механизированных комплексов в условиях, не соответствующих их технической характеристике, широким внедрением сплошной конвейеризации и др. Кроме того, добываемая горная масса значительно засорена посторонними предметами (дерево, металл) размером более 100 мм, содержание которых на отдельных шахтах составляет за сутки десятки и даже сотни штук. Попадая

в бункер, дробилки и обогащательные машины, посторонние предметы нередко создают аварийные ситуации [36].

Операции подготовки угля включают его прием, аккумуляцию, усреднение, дробление и грохочение, удаление посторонних предметов. На большинстве углеобогащательных фабрик эти операции выполняются по-разному с учетом характеристики исходного угля, производительности фабрики и способа подачи угля на фабрику.

Типовая технологическая схема подготовки угля к обогащению показана на рис. 44. Она включает углеприем, предварительную классификацию, выборку посторонних предметов (дерево, металл), дробление, аккумуляцию, усреднение и дозировку, подготовительное грохочение на машинные классы.

Из-за неодинаковых систем подземной или открытой добычи угля и схем его транспортирования с шахт на фабрики в каждой операции имеются различия, что обуславливает разнотипные компоновочные решения на фабриках.

Углеприем. На обогащательные фабрики уголь может подаваться в скипах, шахтных вагонетках, железнодорожных вагонах, автомашинах, конвейерным транспортом и гидротранспортом (по трубопроводам в виде пульпы). Технология приема угля заключается в его выгрузке и загрузке в приемные ямы (бункера) вместимостью 120–180 м³. Уже на этой стадии может осуществляться предварительное усреднение путем селективной разгрузки отдельных вагонов или групп вагонов с углем примерно равнозначной качественной характеристики.

Обычно после разгрузки рядовой уголь имеет максимальную крупность кусков не более 300 мм.

Предварительная классификация угля после разгрузки применяется в тех случаях, когда требуется удалить из него класс крупнее 100 (150) мм, выборкой из которого удаляются часть породы и оставшиеся посторонние предметы.

Предварительное грохочение осуществляется на неподвижных колосниковых или подвижных инерционных прокатах тяжелого типа ГИТ51 и ГИТ71-Н, а также на цилиндрических грохотах (барабанных) со спиральной просеивающей поверхностью типа ГЦЛ2, ГЦЛ5.

В технологических схемах подготовки угля на обогащательных фабриках предусматривается предварительное дробление крупнокусовой горной массы до крупности 100–150 мм. Этот размер определяется технологией последующего аккумуляции, обогащения, отгрузки концентрата, а для антрацита и некоторых углей — и требованиями потребительских стандартов.

Первичное дробление крупнокусового угля и породы на большинстве ОФ осуществляется в валково-зубчатых дробилках ДДЗ6 и ДДЗ10, которые работают ненадежно. Поэтому на некоторых фабриках из горной массы, поступающей на дробление, вручную выбирают не только посторонние предметы, но и крупнокусовую твердую породу.

В последнее время на некоторых фабриках валково-зубчатые дро-

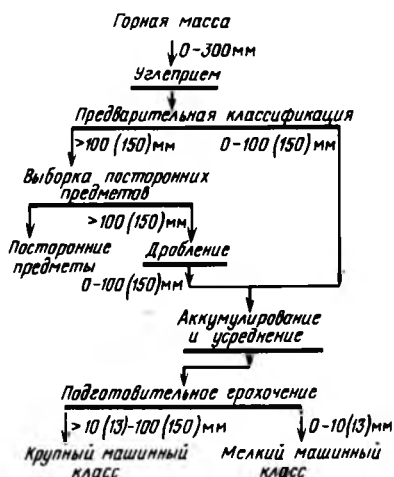


Рис. 44. Типовая схема подготовки коксующихся углей к обогащению

предметов вдоль барабана и их разгрузка в отходы.

Работающие по такому принципу грохоты-дробилки называют машинами избирательного дробления (МИД). Пока они применяются ограниченно, но могут более широко использоваться непосредственно на угледобывающих предприятиях.

Аккумулятивное и усреднение угля в схемах подготовки не всегда следуют после приема, предварительного грохочения, удаления посторонних предметов и дробления. В ряде случаев, особенно на коксохимических заводах, производится предварительное складирование рядовых углей в наружные открытые склады.

Поступающие на обогатительные фабрики рядовые угли, как правило, представляют собой неоднородную смесь как по гранулометрическому составу, так и по зольности, влажности, выходу летучих веществ, спекаемости, показателям механической прочности и др. Показатели качества углей колеблются даже в пределах одной шахты в случае одновременной разработки нескольких угольных пластов на разных участках и горизонтах шахтного поля. Для углеобогатительных фабрик при коксохимических заводах, групповых и центральных обогатительных фабрик, имеющих большую производительность и, как следствие, большое число шахт-поставщиков, колебания качества рядового угля достигают значительных пределов.

Усреднение углей перед обогащением способствует равномерности работы фабрики, повышению выхода и качества концентрата, стабилизации технологии производства, снижению простоев оборудования и повышению производительности труда. Техничко-экономические расчеты показывают, что углеобогатительные фабрики, на которых построены усреднительные устройства, несмотря на дополнительное увеличение капитальных вложений и эксплуатационных расходов, экономич-

билки начали заменять щековыми, т.е. более крупногабаритным и более металлоемким оборудованием.

Один из способов очистки горной массы от крупнокусковой породы, а также от посторонних предметов — применение барабанных грохотов-дробилок. Особенно эффективным может быть применение таких агрегатов для первичной переработки крупнокусковой горной массы, в которой прочностные свойства угля и породы различны. При этом происходят избирательное разрушение менее прочных угольных компонентов и их просеивание сквозь отверстия поверхности барабана, а также транспортирование недробимой части породы и посторонних

нее в эксплуатации вследствие получения большей прибыли за счет выпуска готовой продукции более высокого качества.

На современных углеобогатительных фабриках применяют два метода усреднения.

Первый метод заключается в равномерном дозировании (шихтовке) углей различного качества из отдельных аккумулирующих бункеров на сборный конвейер, подающий уголь в технологический процесс. Этот метод нашел распространение преимущественно на групповых и центральных обогатительных фабриках, запас угля в системах приема и складирования которых принимается равным от 13 до 20 ч работы.

Практика работы углеобогатительных фабрик показывает, что на тех из них, где дозирочно-аккумулирующие бункера под рядовые угли отсутствуют или их вместимость не превышает трехчасовой производительности фабрики, простои достигают от 400 до 2000 ч в год [21].

Бункерное аккумулирование и усреднение наряду с преимуществами (возможность автоматизации, исключение загрязнения окружающей среды и др.) имеет существенные недостатки (малая емкость, возможность зависания материала, относительное увеличение капитальных и эксплуатационных затрат).

Второй метод заключается в послойной укладке углей различного качества в штабеля на открытых механизированных складах и выборочной подаче на ОФ отдельно уложенных слоев с последующим аккумулированием углей по маркам в промежуточных бункерах. Этот метод преимущественно распространен на ОФ коксохимических заводов, где усреднению придается особое значение в связи с высокими требованиями к постоянству качества кокса по различным параметрам. Запас углей на складах этих фабрик должен составлять 6—7-суточную норму для бесперебойного снабжения коксовых печей [21].

Анализ результатов исследовательских работ по усреднению, сегрегации и измельчению углей в бункерах и на складах показывает: необходимым условием проведения качественного усреднения углей являются наличие усреднительных устройств определенной вместимости и правильная организация его контроля; целесообразность усреднения рядовых углей по определенным качественным показателям и пределы их допустимых колебаний, а также необходимая вместимость бункеров определяются в каждом конкретном случае в зависимости от сырьевой базы фабрики, динамики поступления углей на ОФ, технологии обогащения и требований к готовой продукции.

При загрузке угля в бункер наблюдается сегрегация, которая зависит не только от гранулометрического состава загружаемого угля, но и от плотности и формы крупных кусков угля и породы. При загрузке в бункер крупный уголь скатывается к подошве насыпаемого конуса. В центре остаются мелкий уголь и утонувшие в нем крупные пластинчатые куски породы. При разгрузке угля из бункеров сначала выходит центральный столб мелкого угля с включенными в него кусками породы, а затем крупные куски угля с минимальной зольностью. Таким об-

разом, сегрегация вызывает некоторое разусреднение материала; при определении эффективности усреднения необходимо учитывать не только число бункеров, но и степень усреднения в каждом бункере.

Математическая обработка результатов усреднения рядового угля в бункере показала, что эффективность усреднения в большей степени зависит от числа дозаторов (выпускных отверстий), а не от их общей вместимости. С увеличением числа дозаторов суммарная эффективность усреднения возрастает. Оптимальное число дозаторов 16—25.

Исследованиями ИОТТ установлено, что при прохождении углей через аккумулирующие бункера выход мелких классов углей (менее 6—13 мм) значительно увеличивается за счет переизмельчения более крупных. При этом отдельные классы крупности озоляются вследствие неодинаковой прочности угольных и породных фракций.

Эти данные и опыт зарубежной практики позволяют рекомендовать применение операций предварительного выделения крупной породы из обогащаемого угля до поступления его в аккумулирующие емкости с целью предотвращения измельчения и озоления отдельных классов крупности при аккумуляции [11].

Рядом научно-исследовательских и проектных институтов (Центрогипрошахт, ВУХИН, КузНИИУглеобогащение) предложена методика расчета числа одновременно работающих ячеек бункеров для усреднения рядового угля перед обогащением по нескольким качественным показателям — зольности, выходу летучих веществ, гранулометрическому составу и другим показателям углей шахт-поставщиков. Эти расчеты базируются на составлении вариантов смеси при различном участии шахт или шахтопластов, для которых расчетным путем определяются зольность рядового угля в смеси и другие показатели по каждому варианту. Установлено, что число вариантов должно быть не менее 25.

Усреднение углей по предложенным методикам представляет собой весьма трудоемкий процесс. Применение этих методик иногда вызывает затруднения из-за отсутствия данных о полной сырьевой базе проектируемой фабрики.

Некоторые авторы в основу расчета числа ячеек бункеров, необходимых для усреднения поступающих на фабрику рядовых углей, закладывают данные о вероятном изменении их зольности и корреляционную зависимость зольности и выхода концентрата от зольности исходных рядовых углей.

В качестве основного параметра при расчете числа одновременно работающих ячеек дозирочно-аккумулирующих бункеров принимается зольность исходного угля и продуктов обогащения. Расчет нужно производить по показателю максимальной эффективности усреднения (по зольности или содержанию легкой фракции, спекаемости и т.д.).

Подготовительное грохочение поступающего из аккумулирующих бункеров угля осуществляется с целью его разделения по крупности на машинные классы. Число установленных в этой операции грохотов зависит от требуемой эффективности классификации. Грохоты могут быть скомпонованы параллельно, последовательно или парал-

тельно-последовательно. Каждая из указанных схем имеет преимущества и недостатки.

При параллельной установке грохотов обеспечиваются: широкий фронт классификации с достижением оптимальной подачи материала на каждый грохот; получение высоких технологических показателей классификации благодаря индивидуальной регулировке питания каждого грохота в зависимости от изменения гранулометрического состава, влажности и других показателей угля; хорошие эксплуатационные показатели благодаря высокой надежности схемы, так как выход из строя одного из грохотов не оказывает значительного влияния на производительность всей секции. К недостаткам этой схемы следует отнести невозможность создания однопоточной технологической системы перед обогащением угля.

При последовательной (характерной для фабрик мощностью до 3 млн. т в год) установке грохотов получают однопоточную компоновку каждой обогатительной секции. К недостаткам этой схемы относятся: низкая эффективность работы первого грохота из-за его перегрузки; небольшая производительность всей секции, так как производительность первого грохота ограничена; малая надежность работы всей схемы, так как с выходом из строя одного грохота прекращается работа всей секции.

При параллельно-последовательной установке грохотов схема имеет преимущества и недостатки двух предыдущих схем, но по сравнению со схемой при последовательной установке грохотов она более эффективна.

Типовая схема подготовки угля (см. рис. 44) включает шесть последовательных операций. Увеличение производительности труда каждого рабочего по обслуживанию такой схемы может быть достигнуто только сокращением числа технологических операций и применением более совершенных схем и оборудования.

Большое распространение в последние годы в операциях подготовительного грохочения нашли гидравлические грохоты с неподвижной рабочей поверхностью ГГЛ2, ГГН27, а также комплекс для подготовки углей по крупности перед обогащением КПУ800.

Совершенствование схем компоновки грохотов для подготовительного грохочения осуществляется заменой резонансных, самобалансных грохотов и грохотов других типов на разработанные в последние годы универсальные инерционно-самобалансные грохоты легкого типа ГИСЛ. Эти грохоты характеризуются более высоким динамическим режимом работы и лучшими технологическими показателями.

Заслуживает внимания опыт применения для подготовительного грохочения также грохотов других типов, например шнековых [20].

Грохоты ГШ500 и ГШ1000 производительностью соответственно 500 и 1000 т/ч, испытанные в промышленных условиях, показали надежную работу при подготовительном грохочении по классу 13 мм высоковлажного угля (влажность 10–12 %). Эффективность грохочения составила 90 %.

Грохот типа ГШ представляет собой трехкаскадную рабочую решетку, состоящую из установленных параллельно валов-шнеков — правого и левого исполнения, которые приводятся во вращательное движение от электродвигателя (каждого каскада) через клиноременную передачу.

Поступающая на верхнюю секцию горная масса перемещается ребрами валов-шнеков в продольном направлении с секции на секцию с одновременным отсевом подрешетного продукта. При движении кусковой массы валы-шнеки самоочищаются и благодаря активному перемешиванию потока обеспечивают свободный доступ мелких частиц к щелям между шнеками. Последнее обеспечивает высокую эффективность разделения.

В практике углеобогащения начинают применять схемы подготовки угля с использованием барабанных грохотов-дробилок для избирательного дробления. В технологической схеме по этому варианту вместо шести операций применяют четыре. Операции предварительной классификации, дробление до требуемого верхнего предела крупности и удаление посторонних предметов совмещены благодаря использованию грохота-дробилки.

К преимуществам этой схемы следует отнести меньшее число технологических операций, механизацию процесса удаления посторонних предметов, совмещение принципа избирательного дробления с возможностью механизированного удаления части породы до обогащения, более простые компоновочные решения, меньшее по сравнению с обычной схемой число обслуживающего персонала, возможность получения более низкой себестоимости операций углеподготовки. Основным недостатком этой схемы — невозможность ее применения в тех случаях, когда крепость породы близка к крепости угля.

Необходимо отметить зарубежный опыт предварительной подготовки добываемой горной массы в подземных условиях. На одной из угольных шахт годовой мощностью 2 млн. т, построенной в Центральном Иллинойсе (США), добытый на участках уголь ленточными конвейерами доставляется в подземное дробильное отделение, расположенное на 26 м ниже разрабатываемого горизонта. Здесь имеются 350-тонный бункер, пластинчатый питатель, магнитный металлоотделитель, барабанный грохот-дробилка для выделения материала крупностью менее 150 мм, а также валковая дробилка для додробливания надрешетного продукта грохота-дробилки.

Подготовленный таким образом уголь крупностью менее 150 мм выдается на поверхность шахты в аккумулирующие бункера (емкость 1200 т) углеобогажительной фабрики.

§ 14. ТЕХНОЛОГИЯ ОБОГАЩЕНИЯ КОКСУЮЩИХСЯ УГЛЕЙ

Процессы обогащения коксующихся углей позволяют получать кондиционные концентраты по самым разнообразным технологическим схемам. На выбор технологической схемы обогащения влияют

следующие факторы: свойства обогащаемого угля, требования к качеству получаемых продуктов обогащения, производительность и эффективность технологического оборудования, экономика отдельных процессов обогащения, экологические требования охраны окружающей среды [16].

Разнообразие сырьевой базы и другие факторы определяют значительные различия в технологических схемах действующих углеобогащительных фабрик. Тем не менее можно считать, что для обогащения коксующихся углей может быть приемлемой принципиальная схема, показанная на рис. 45.

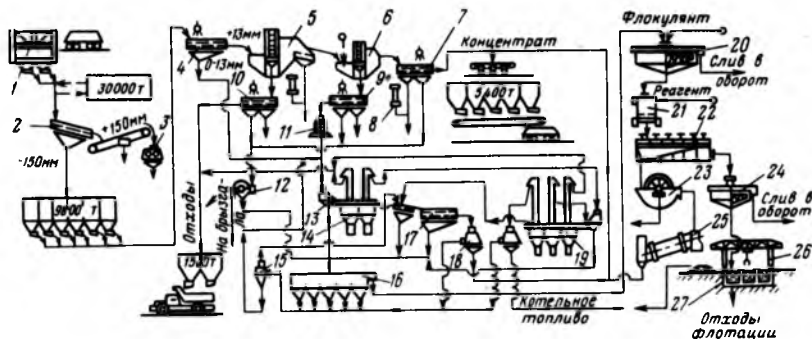
Характерные особенности данной схемы: тщательная подготовка (аккумулирование, дозировка) углей перед обогащением; мокрое механическое грохочение исходных углей на машинные классы; применение неподвижных щелевых сит (дуговых или плоских) или гидравлических классификаторов для обесшламливания материала перед обогащением; использование высокоэффективных процессов обогащения (тяжелых суспензий — для крупного угля, отсадки — для мелкого угля и флотации — для шламов); применение эффективных устройств для отделения и классификации тонких шламов и илов; значительное развитие фронта флотации для обогащения всех шламов и вывода из цикла тонких илов с целью осветления оборотной воды до содержания в ней твердой фазы менее 50 г/л; осветление отходов флотации с помощью флокулянтов, получение практически чистой воды, направляемой в оборот, и полное замыкание водно-шламового цикла.

Ниже дается описание технологических операций обогащения коксующихся углей на некоторых наиболее производительных и современных углеобогащительных фабриках, а также приводятся данные о качественно-количественных показателях их работы.

ЦОФ "Суходольская" (построена в 1962 г., мощность 4,9 млн. т в год) состоит из двух секций — для обогащения коксующихся углей марок К и Ж и энергетических. Обе секции имеют одинаковую производительность.

Рядовой уголь (рис. 46) поступает на ЦОФ в железнодорожных вагонах. Для приема углей установлен роторный вагоноопрокидыватель 1. Уголь ленточным конвейером подается на открытый склад или непосредственно в дробильное отделение, где он направляется на колосниковый грохот 2 со щелью шириной 150 мм. Класс более 150 мм дробится в двухвалковой зубчатой дробилке 3 до крупности менее 150 мм. Дробленый продукт смешивается с классом 0—150 мм и ленточным конвейером подается в дозирочно-аккумулирующие бункера, состоящие из ряда ячеек общей вместимостью 10 тыс. т. Из дозирочных бункеров он выгружается вибропитателями с автоматическими дозаторами АДА100 и подается ленточным конвейером в главный корпус.

Шихта рядовых углей, поступающая в главный корпус, подвергается классификации на машинные классы 13—150, 0—13 мм, а для энергетической секции частично выделяется отсев 0—2 мм.



Для классификации и обесшламливания установлены по два классификационных грохота 4 для секции коксующихся и энергетических углей.

Концентрат после обезвоживания на грохоте 7 направляется в погрузочные бункера. Промпродукт элеваторным колесом выдается на обезвоживание на грохот 9, затем в молотковую дробилку 11, где он дробится до крупности менее 13 мм, и элеватором доставляется для обесшламливания на дуговое сито 13 и далее на переобогащение в отсадочные машины 14. В энергетической секции обогащение крупного угля осуществляется в одну стадию, всплывшая фракция (плотность менее 1800 кг/м³) направляется в погрузочные бункера.

Регенерация суспензии производится с помощью электромагнитного сепаратора 12. Плотность неразбавленной суспензии контролируется регулятором 8.

Первичное обезвоживание промпродукта контрольной отсадочной машины в секции коксующихся углей осуществляется обезвожи-

вающим элеватором, вторичное и окончательное — на центрифуге НВВ-1000. Обезвоженный промпродукт системой конвейеров подается в погрузочные бункера.

Шламовые воды обезвоживающих грохотов концентрата, стационарных шелевидных сит перех грохотами, а также дуговых сит перед отсадочными машинами поступают в пирамидальные сгустители 16, состоящие из пяти ячеек в каждой секции. Крупный шлам, осевший в пирамидальных сгустителях, поступает в сборники, из которых шламовыми насосами подается на сгущение в гидроциклон 15 и далее на отсадочные машины.

Слив пирамидальных отстойников коксовой секции поступает в радиальный сгуститель 20, а энергетической секции — в бак оборотной воды. Сгущенный шлам радиального сгустителя секции коксующихся углей насосами перекачивается для обогащения во флотационное отделение, которое состоит из двух установок. В секции коксующихся углей имеются четыре шестикамерные флотационные машины 22. Перед флотационными машинами установлены аппараты подготовки пульпы 21. Флотационные машины работают с выделением двух конечных продуктов — флотоконцентрата и отходов флотации. Флотоконцентрат обезвоживается в обеих секциях на вакуум-фильтрах 23.

Обезвоженный флотоконцентрат ленточным конвейером направляется на сушку. Отходы флотации поступают для сгущения в три радиальных сгустителя 24, а оттуда — в хранилище 27, оборудованное козловым краном с грейфером 26.

Качественно-количественная схема секции коксующихся углей ЦОФ "Суходольская" показана на рис. 47.

ЦОФ "Павлоградская" вступила в строй действующих предприятий в 1974 г. Схема цепи аппаратов первой очереди фабрики производительностью 5,25 млн. т в год показана на рис. 48.

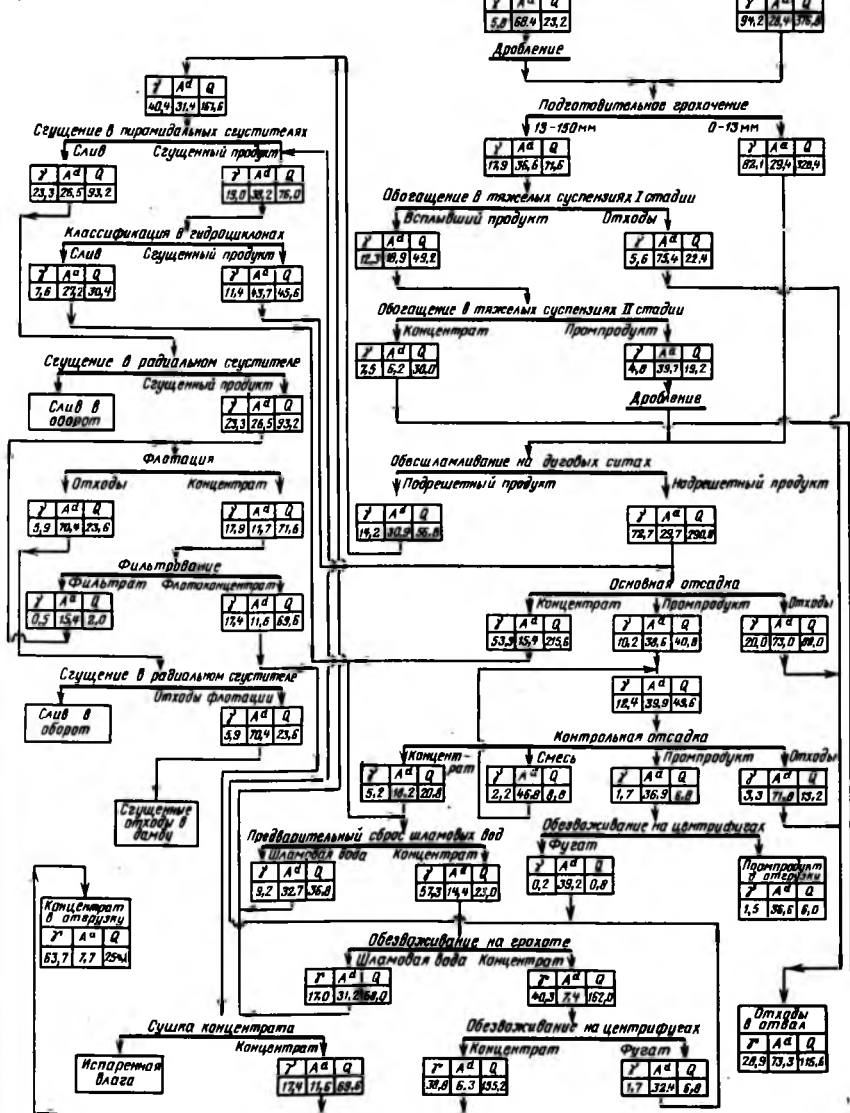
Фабрика предназначена для обогащения углей марки Г Западно-Донбасского месторождения с выдачей мелкого концентрата (класс менее 13 мм) для коксования, а крупных классов (13—25, 25—50, 50—150 мм) в качестве сортового топлива для энергетических целей.

В связи с тем, что угли Западного Донбасса обладают некоторыми специфическими свойствами (низкое содержание фракций промежуточной плотности, низкая зольность легких фракций, быстро размокаемые илистые вмещающие породы и др.), разработке технологической схемы фабрики предшествовали исследования возможностей применения для этих углей новых методов обогащения.

Прием рядовых углей на фабрику (в дозирочно-аккумулирующие бункера) производится по четырем конвейерным трактам: двум — от расположенных рядом шахт и двум — от вагоноопрокидывателей привозных углей. Предусмотрена выборка металлических предметов на конвейерных лентах с помощью железоотделителей ЭП2-140.

Предварительная классификация рядовых углей производится

γ — выход продукта, %; A^d — зольность продукта, %; Q — производительность, т/ч



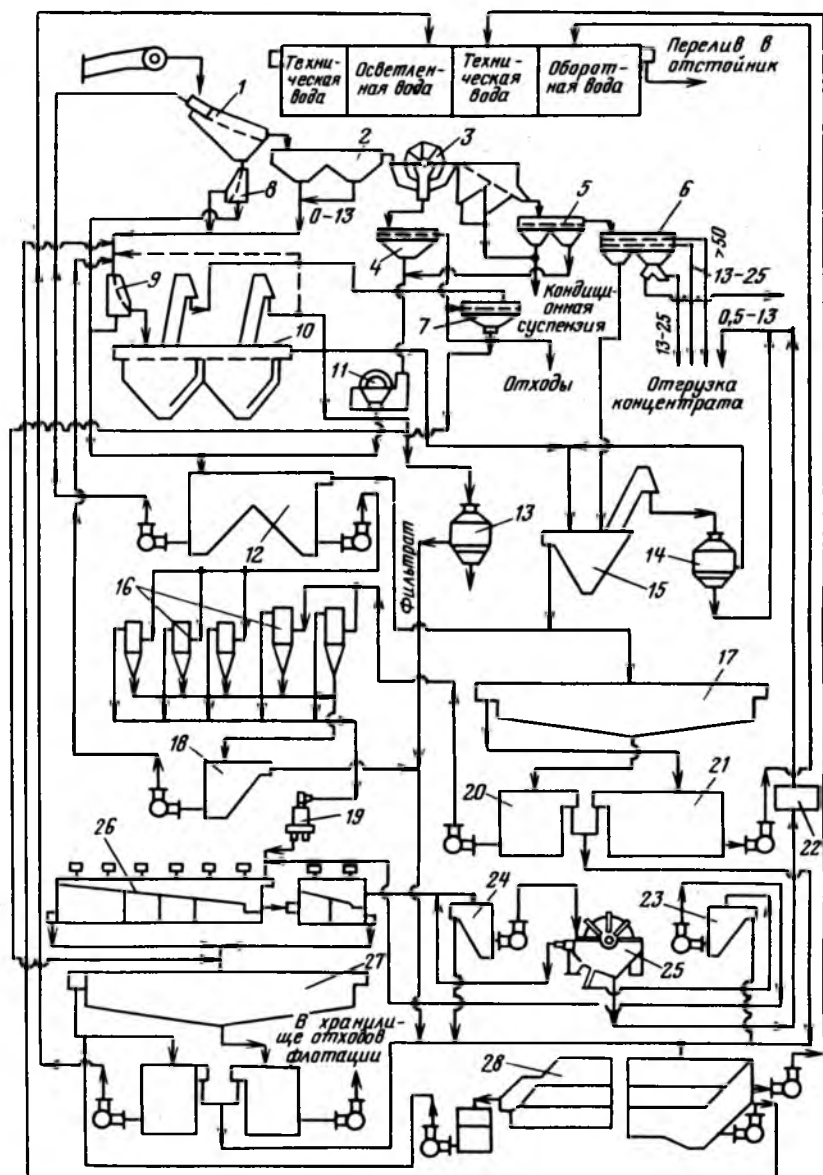


Рис. 48. Схема цепи аппаратов ЦОФ "Павлоградская":

1 — гидрогрохот; 2 — грохот ГСПЛ72; 3 — тяжелосредный сепаратор СКВ32; 4—7 — грохоты для отмыва суспензии и классификации; 8, 9 — дуговые сита; 10 — отсадочная машина ОМ18; 11 — электромагнитный сепаратор ЭБМ-3; 12 — гидрокласификатор; 13, 14 — центрифуги НВШ-1000; 15 — багер-зумпф; 16 — гидроциклоны; 17 — радиальный сгуститель; 18, 23, 24 — сборники; 19 — аппарат АПП; 20 — бак для сгущенного продукта; 21 — бак для слива; 22 — сушилка; 25 — вакуум-фильтр; 26 — флотомашина МФУ2-6,3; 27 — радиальный сгуститель для отходов флотации; 28 — отстойник

на грохотах ГЦЛЗ, после чего из угля класса более 150 мм на ленточных конвейерах выбирают дерево и другие посторонние предметы. Крупный уголь дробится в зубчатых дробилках ДДЗ-4М. Угли класса менее 150 мм (совместно с дробленным углем) аккумулируются и усредняются в трехрядных призматически-пирамидальных бункерах, имеющих по 10 ячеек в каждом ряду, общей вместимостью 9000 т. Бункера загружают с помощью конвейеров, разгружают — с помощью вибропитателей ПЗА-9А.

Мокрая классификация и обесшламливание рядовых углей осуществляются на гидрогрохоте "Пуганец" и самобалансных грохотах ГСЛ72.

Крупный класс (более 13 мм) обогащает в тяжелосредных сепараторах СКВ32 с выделением двух конечных продуктов — концентрата и отходов. Отмывку суспензии, обезвоживание и рассортировку крупного концентрата осуществляют на грохотах ГСЛ72.

Мелкий класс (0,5—13 мм) направляют на обогащение в отсадочные машины ОМ18 с выделением трех конечных продуктов — концентрата, промпродукта и отходов. Мелкий концентрат обезвоживают в две стадии: в багер-сборниках и центрифугах НВШ-1000.

Подрешетные воды обесшламливания мелкого класса угля направляют на двухстадийное осветление в гидроклассификаторы со сборником шламовых вод и радиальные сгустители диаметром 30 м с периферическим приводом. Сгущенный шлам из сборника шламовых вод поступает на отсадочные машины, а осветленная вода — в радиальные сгустители. Сгущенный шлам радиального сгустителя после контроля его крупности в гидроциклонах поступает на флотацию.

Флотацию шлама осуществляют во флотационных машинах МФУ2-6,3. Флотационный концентрат обезвоживают на вакуум-фильтрах "Украина-80".

Сушильное отделение ЦОФ оборудовано тремя сушильными барабанами диаметром 3,5 м и длиной 22 м, из которых два рабочих и один резервный.

Технологическая схема фабрики, принятое оборудование и его компоновка представляют собой новые, прогрессивные решения в области углеобогащения. Для главного корпуса использован зальнопавильонный вариант строительной части со стальным каркасом, позволяющий упростить проведение ремонтов и замену технологического оборудования, выполнить изменения технологии. Ряд комплексов объединен в крупные блоки, что способствует сокращению транспортных коммуникаций и дает возможность централизовать управление и обслуживание технологического оборудования.

Обогащаемые угли ЦОФ "Павлоградская" характеризуются значительной механической прочностью (выход крупного класса более 13 мм составляет более 40 %). Однако вмещающие породы представляют собой легкоразмокаемые глины, что значительно затрудняет эксплуатацию водно-шламового хозяйства.

При обогащении угля зольностью 23 %, влажностью 13 %, с содержа-

нием серы около 2 % проектом предусмотрен выпуск концентрата зольностью 6–6,5 % (выход 78,2 %), в том числе сортового концентрата крупностью более 13 мм зольностью 4,5–6,9 %, и отходов зольностью 78,4 %. Фактические показатели работы фабрики отличаются от проектных, так как угли фактической сырьевой базы значительно отличаются от проектной увеличенными зольностью и влажностью.

В последние годы институт УкрНИИУглеобогащение совместно с ИТР фабрики провел ряд исследований по изменению схемы фабрики, совершенствованию технологического процесса обогащения углей с целью увеличения выхода и качества мелкого концентрата, направляемого на коксование, в частности для получения формованного кокса.

ЦОФ "Сибирь" сдана в эксплуатацию в 1974 г. Фабрика предназначена для обогащения коксующихся углей Осинниковского и Томь-Усинского месторождений Кузнецкого угольного бассейна. Производственная мощность двухсекционной фабрики 5 млн. т в год рядовых углей.

Технологическая схема обогатительной фабрики (рис. 49) включает ряд типовых последовательных операций. Рядовой уголь из железнодорожных вагонов после взвешивания на вагонных весах разгружается двумя роторными вагоноопрокидывателями, затем питателями и ленточными конвейерами подается в корпус углеподготовки. Там уголь разделяется на цилиндрических грохотах 1 (типа ГЦЛ) на два класса: более 150 и 0–150 мм. После удаления посторонних предметов крупный уголь дробится до размера кусков менее 150 мм в дробилках 2 (ДДЗ3М), а затем совместно с углем класса 0–150 мм ленточными конвейерами с барабанными разгрузочными тележками подается в аккумулирующие бункера вместимостью 16 тыс.т.

Уголь, выдаваемый из аккумулирующих бункеров вибропитателями с автодозаторами, четырьмя ленточными конвейерами подается в главный корпус. Здесь производится мокрая классификация рядового угля на четырех спаренных грохотах 3 (ГСЛ72) на машинные классы: 13–150 и 0–13 мм.

Крупный уголь (13–150 мм) обогащается в тяжелых суспензиях в две стадии на сепараторах СК32 и СК20. В первой стадии установлены сепараторы 4, работающие при плотности разделения 1800 кг/м³. Отходы сепарации подаются на грохот 5 для отделения кондиционной суспензии, отмывки магнетита и обезвоживания. Обезвоженные отходы системой ленточных конвейеров транспортируются в наружные породные бункера и далее в отвал.

Беспородный уголь (смесь фракций плотностью менее 1800 кг/м³) после отделения кондиционной суспензии и обезвоживания на грохоте 7 поступает в колесный сепаратор 8, где выделяются концентрат и товарный промпродукт. Плотность разделения во второй стадии регулируется в зависимости от свойств исходного угля в пределах 1400 – 1500 кг/м³. Концентрат и промпродукт после отделения кондиционной суспензии, отмывки магнетита и обезвоживания на грохотах 9, 11 сис-

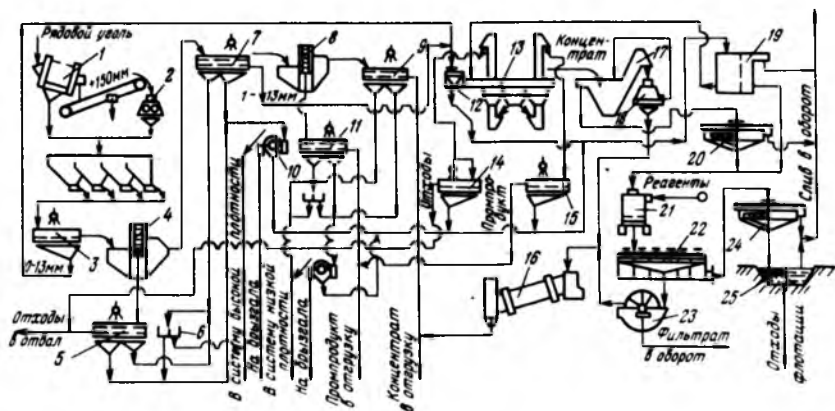


Рис. 49. Схема цепи аппаратов ЦОФ "Сибирь"

темой конвейеров подаются на склад готовой продукции и далее на погрузку совместно с мелким концентратом и промпродуктом.

Мелкий уголь после обесшламливания на дуговых ситах 12 обогащается в отсадочных машинах 13 (ОМ12) с получением концентрата, промпродукта и отходов. На эти же машины направляется из гидрокласификатора 19 мелкозернистый продукт (класса 1—13 мм), выделяемый на грохоте 7.

Концентрат отсадочных машин поступает для гидравлической классификации в багер-сборники 17, из которых класс 0,5—13 мм багерами подается на скребковый конвейер для распределения по обезвоживающим центрифугам 18 (ВГ-1 или НВВ-1000). Обезвоженный концентрат ленточными конвейерами направляется на сушку в барабанную сушилку 16.

Промпродукт отсадочных машин обезвоживается на грохотах 15, но он может направляться в обезвоживающую центрифугу НВВ-1000 и далее на сушку или в тяжелосредные гидроциклоны для переобогащения. Операция переобогащения промпродукта оказалась нецелесообразной.

Отходы после обезвоживания в элеваторах и на грохотах 14 ленточными конвейерами транспортируются в бункера и далее на породный отвал.

Некондиционная суспензия первой стадии обогащения регенерируется после делителя 6 в магнитных сепараторах 10 (ЭБМ80/170).

Все шламовые воды направляются для сгущения в два радиальных сгустителя 20 диаметром 30 м. Сгущенный шлам флотируется в двенадцати флотационных машинах 22 (МФУ2-6,3). Перед флотацией пульпу готовят в четырех агрегатах кондиционирования пульпы 21 (АКП-1600).

Флотационный концентрат после механического пеногашения в пеногасителях "Вихрь" направляется в сборник, из которого

подается в пульподелители для распределения его по 16 вакуум-фильтрам "Украина-80" 23. Здесь же работает самый большой из отечественных вакуум-фильтров ДУ250-75 "Сибирь" с площадью фильтрования 250 м². Осадок вакуум-фильтров поступает на конвейер, транспортирующий мелкий концентрат в сушильное отделение. Отходы флотации самотеком направляются в два радиальных сгустителя 24. Для интенсификации процесса осветления отходов и получения чистой оборотной воды в радиальные сгустители подается флокулянт — гидролизovaný метас. Сгущенные отходы насосами подаются в сборник, откуда углесосами направляются в гидроотвал 25.

Мелкий и флотационный концентраты сушатся в сушильных барабанах диаметром 3,5 м и длиной 22 м.

На фабрике имеется склад готовой продукции силосного типа вместимостью 35 тыс.т. Конусная часть банок силосов футерована нержавеющей сталью.

Эксплуатация фабрики подтвердила правильность принятых проектных решений, достаточную надежность и эффективность установленного технологического оборудования. Следует отметить удачные компоновочные решения по размещению оборудования и широкое применение подъемно-транспортных средств во всех корпусах фабрики. Удачное расположение и достаточное число монтажных проемов позволяют быстро и без больших затрат рабочей силы доставлять материалы, запасные части и оборудование к месту проведения работ.

Оф разреза "Нерюнгринский" (рис. 50) передана в эксплуатацию в 1985 г. для обогащения коксующихся углей марки К9 месторождения, расположенного в районе вечной мерзлоты Южной Якутии. Система добычи углей открытая (карьерная).

Исходный уголь, характеризующийся значительным содержанием крупнокускового материала, полосчатым сложением и трудной обогащаемостью, направляется на колосниковый грохот 1 с размером щели 200 мм. Надрешетный продукт грохота дробится в щековой дробилке 2, после чего смешивается с подрешетным продуктом и направляется на грохочение в цилиндрический грохот 3. Надрешетный продукт этого грохота крупностью более 100 мм направляется на дробление в двухвалковую зубчатую дробилку 4, после чего смешивается с подрешетным продуктом крупностью менее 100 мм и направляется на очередную классификацию на вибрационном грохоте 5 с отверстиями размером 30 мм. Надрешетный продукт этого грохота также дробится в валковой зубчатой дробилке и совместно с подрешетным продуктом направляется в багер-зумпф 6.

Таким образом, исходный уголь готовят к обогащению по схеме трехстадиального дробления с предварительной классификацией в каждой стадии. Такая схема дробления позволяет избежать чрезмерного переизмельчения материала и лучше раскрыть угольные фракции труднообогатимого угля. Получение зернистого продукта способствует повышению эффективности его обогащения в тяжелосредних гидrocиклонах.

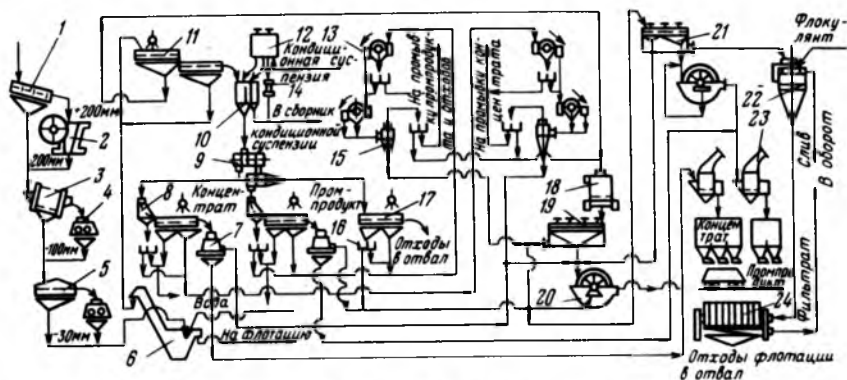


Рис. 50. Схема цепи аппаратов ОФ разреза "Нерюнгринский"

В багер-зумпфе 6, куда подается вода, происходит первичная отмывка шламов, которые направляются на флотацию. Уголь крупностью менее 30 мм из багер-зумпфа подается на обесшламливающий грохот 11 с щелью размером 0,5 мм для окончательного обесшламливания и далее направляется в смеситель 10, куда поступает также кондиционная магнетитовая суспензия из регулирующего бака 12, оборудованного аппаратурой автоматического управления 14.

Из смесительного бака уголь и суспензия поступают в трехпродуктовый тяжелосредный гидроциклон 9.

Концентрат тяжелосредного обогащения направляется на дуговое сито 8 и вибрационный грохот для отделения и отмыва суспензии, а затем в обезвоживающую центрифугу 7 и далее в сушилку кипящего слоя 23 и погрузочные бункера.

Промпродукт после отделения, отмыва суспензии и обезвоживания в центрифуге совместно с промпродуктом флотомашин 21 также направляется в сушилку кипящего слоя 23. Отходы обрабатываются на грохоте 17 и направляются в отвал.

Некондиционная суспензия с частью кондиционной после делителей 16 поступает для регенерации на электромагнитные барабанные сепараторы 13. Сливы двухстадийной магнитной регенерации (промпродуктовые шламы) сгущаются в гидроциклоне 15 и идут на промпродуктовую флотацию в машины 21.

Все шламовые воды готовят к флотации в аппарате кондиционирования пульпы 18 и флотируют во флотомашинах 19, в которых получают концентрат (направляется на сушку) и промпродукт, который подают на перефлотацию в машину 21.

Флотоконцентрат флотомашин 19 и 21 направляется на вакуум-фильтр 20. Промпродукт флотомашин 21 после вакуум-фильтрования направляется в сушилку кипящего слоя 23, а отходы флотации — в сгуститель с осадкоуплотнителем 22. Слив сгустителя направляется в оборот, а сгущенные хвосты обрабатываются в фильтр-прессе 24 и направляются в отвал.

ОФ при шахте "Ной Монополь" (ФРГ) — одна из зарубежных углеобогатительных фабрик, предназначенных для получения низкозольных концентратов коксующихся углей марок К и Ж. В связи с большим содержанием породы в поступающих на фабрику углях здесь применяется предварительное (до усреднения и аккумуляирования рядовых углей) удаление крупной породы в тяжелосредних сепараторах. Повышенные требования к качеству концентратов по сере привели к необходимости применения на данной фабрике для обогащения мелких углей концентраторных столов.

На фабрике осуществляют следующие технологические процессы (рис. 51).

Исходный уголь одной из двух марок ленточным конвейером подается на грохот предварительной классификации 1, надрешетный продукт которого крупностью более 40 мм поступает на плоский ленточный конвейер 2 для выборки посторонних предметов и далее в тяжелосредний сепаратор (типа "Дрюбой") 3, где получают два продукта. Тяжелый продукт (отходы) направляют на грохот 4 для отмыва утяжелителя и обезвоживания и далее после дробления в валковой дробилке 6 используют для закладки выработанного пространства в шахте и других целей.

Беспородный уголь (легкий продукт) идет на другой грохот 4 для отмывки суспензии и обезвоживания. Этот продукт после дробления в молотковой дробилке 5 до крупности менее 40 мм и объединения с надрешетным продуктом грохота 1 поступает на усреднительно-аккумулирующие склады 7 раздельного складирования газовых и жирных углей. Обе марки обогащают по различным, не взаимосвязанным технологическим схемам.

Газовый уголь после удаления из него породы в отсадочной машине 8 (типа "Батак") и обезвоживания на грохоте 9 дробится в молотковой дробилке 10, поступает в бак-смеситель 11 и далее обогащается в гидроциклоне 13.

Концентрат гидроциклона после обезвоживания на грохоте 14 и в фильтрующей вибрационной центрифуге 12 направляется на склад готовой продукции, а промпродукт после обезвоживания дробится в молотковой дробилке 15 и поступает в приемно-регулирующую емкость 16. Отсюда пульпа подается через дешламирующие устройства на концентраторные столы 18 и 20, связанные между собой приемно-регулирующей емкостью 19.

В результате двухстадийного обогащения мелкозернистого угля на концентраторных столах получают концентрат, направляемый после обезвоживания в фильтрующей вибрационной центрифуге 17 на склад, отходы и шламовый продукт, подвергаемый обогащению во флотационной машине 22. Флотационный концентрат обезвоживается в осадочно-фильтрующей центрифуге 21, а отходы фильтрации направляются в двухступенчатую систему — радиальный сгуститель 24 и последовательно установленный цилиндрический сгуститель 23, где получают оборотную воду и транспортабельные отходы.

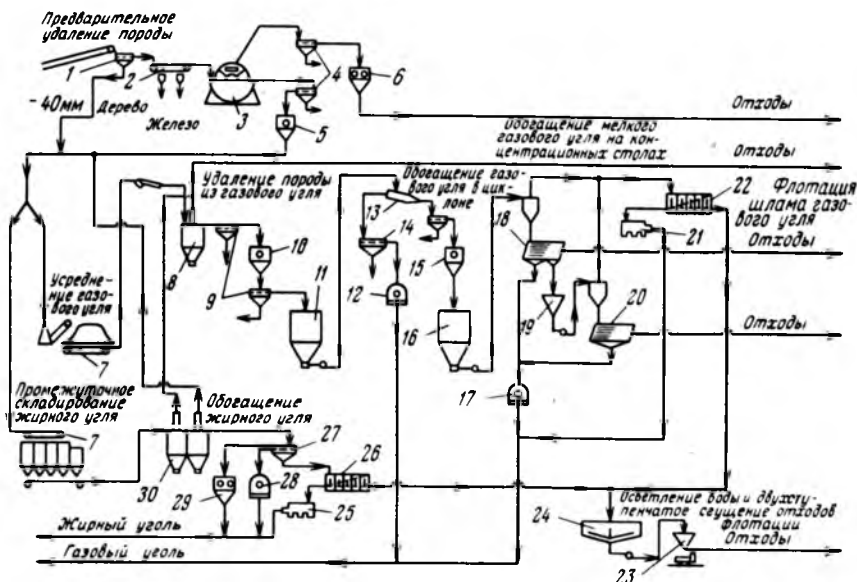


Рис. 51. Схема цепи аппаратов углеобогащительной фабрики при шахте "Ной Монополь" (ФРГ)

Жирный уголь обогащается в отсадочной машине 30 с разделением на три продукта: концентрат, промпродукт и отходы.

Концентрат подвергается классификации, обезвоживанию и обесшламливанию на грохоте 27, надрешетный продукт которого (крупный класс) дроблится в зубчатой двухвалковой дробилке 29, а подрешетный — обезвоживается в фильтрующей вибрационной центрифуге 28. Оба продукта затем смешиваются с концентратом флотации и направляются на склад.

Шламовые воды грохота 27 флотируются в машине 26, концентрат которой обезвоживается в осадительно-фильтрующей центрифуге 25, а отходы направляются для обработки в радиальный сгуститель 24.

Характерная особенность современных зарубежных обогащительных фабрик — тщательное усреднение углей перед обогащением, применение водных гидроциклонов для обогащения крупнозернистых шламов, благодаря чему дорогостоящий процесс флотации применяется не столь широко, как в отечественной практике, усовершенствование систем обработки, складирования и использования крупнокусковой породы, эффективное использование процессов осветления оборотных вод и обезвоживания илистых шламовых отходов флотации.

ОФ при шахте "Ной Монополь" (ФРГ) — одна из зарубежных угле-обогатительных фабрик, предназначенных для получения низкосольных концентратов коксующихся углей марок К и Ж. В связи с большим содержанием породы в поступающих на фабрику углях здесь применяется предварительное (до усреднения и аккумуляирования рядовых углей) удаление крупной породы в тяжелосредних сепараторах. Повышенные требования к качеству концентратов по сере привели к необходимости применения на данной фабрике для обогащения мелких углей концентрационных столов.

На фабрике осуществляют следующие технологические процессы (рис. 51).

Исходный уголь одной из двух марок ленточным конвейером подается на грохот предварительной классификации 1, надрешетный продукт которого крупностью более 40 мм поступает на плоский ленточный конвейер 2 для выборки посторонних предметов и далее в тяжелосредний сепаратор (типа "Дрюбой") 3, где получают два продукта. Тяжелый продукт (отходы) направляют на грохот 4 для отмыва утяжелителя и обезвоживания и далее после дробления в валковой дробилке 6 используют для закладки выработанного пространства в шахте и других целей.

Беспородный уголь (легкий продукт) идет на другой грохот 4 для отмывки суспензии и обезвоживания. Этот продукт после дробления в молотковой дробилке 5 до крупности менее 40 мм и объединения с надрешетным продуктом грохота 1 поступает на усреднительно-аккумулирующие склады 7 раздельного складирования газовых и жирных углей. Обе марки обогащают по различным, не взаимосвязанным технологическим схемам.

Газовый уголь после удаления из него породы в отсадочной машине 8 (типа "Батак") и обезвоживания на грохоте 9 дробится в молотковой дробилке 10, поступает в бак-смеситель 11 и далее обогащается в гидроциклоне 13.

Концентрат гидроциклона после обезвоживания на грохоте 14 и в фильтрующей вибрационной центрифуге 12 направляется на склад готовой продукции, а промпродукт после обезвоживания дробится в молотковой дробилке 15 и поступает в приемно-регулирующую емкость 16. Отсюда пульпа подается через дешламирующие устройства на концентрационные столы 18 и 20, связанные между собой приемно-регулирующей емкостью 19.

В результате двухстадийного обогащения мелкозернистого угля на концентрационных столах получают концентрат, направляемый после обезвоживания в фильтрующей вибрационной центрифуге 17 на склад, отходы и шламовый продукт, подвергаемый обогащению во флотационной машине 22. Флотационный концентрат обезвоживается в осадочно-фильтрующей центрифуге 21, а отходы фильтрации направляются в двухступенчатую систему — радиальный сгуститель 24 и последовательно установленный цилиндрический сгуститель 23, где получают оборотную воду и транспортательные отходы.

§ 15. ОБЕССЕРИВАНИЕ УГЛЕЙ ДЛЯ КОКСОВАНИЯ И ДРУГИХ ВИДОВ ПЕРЕРАБОТКИ

Содержание общей серы S_t^d в углях различных месторождений колеблется от 0,1 до 10 %. В зависимости от содержания серы угли подразделяют следующим образом:

Угли	Малосернистые	Среднесернистые	Сернистые	Высокосернистые
S_t^d %	0,5–1,5	1,5–2,5	2,5–4	Более 4

Сера в углях, направляемых на коксование, несмотря на сравнительно низкое ее содержание, является наиболее вредной примесью. Анализ потребления углей для коксования показывает, что во всех крупных угледобывающих странах для этих целей используются в основном мало- и среднесернистые угли.

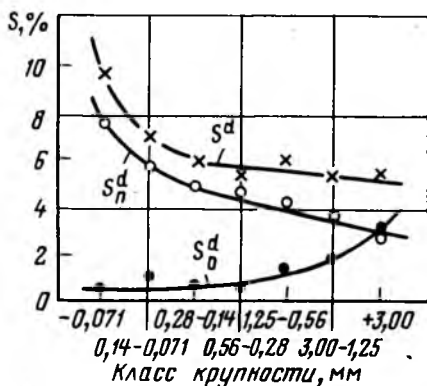
Доля сернистых (содержание серы более 2,5 %) углей, добываемых в СССР и направляемых на коксование, составляет более 20 % общей их массы (табл. 26).

В процессах обогащения происходит только частичное удаление серы, достигающее в лучшем случае 20–25 % ее общего содержания. Трудность обогащения углей по сере определяется специфическими условиями ее распределения в угольном веществе.

Комплексные петрографические и химико-технологические исследования карбоновых углей Донецкого и Львовско-Волынского бассейнов, выполненные в Днепропетровском горном институте, позволили установить ряд новых данных, касающихся происхождения серы в углях, взаимосвязи пиритной и органической серы, закономерностей их распределения в угольных пластах [31].

Подтверждено, что значительная масса серы, ранее относившаяся к органической, фактически связана с весьма тонкими сильно рассеянными пиритными включениями.

На рис. 52 показано распределение серы (в абсолютных единицах) в отдельных классах крупности одного из угольных пластов.



Как видно из этих данных, в угольных зернах крупностью более 3 мм содержание пиритной и органической серы примерно одинаково. С повышением степени измельчения и уменьшением крупности материала наблюдается увеличение содержания пиритной серы и

Рис. 52. Распределение серы (общей S_t^d , пиритной S_n^d , органической S_o^d) в угле различных классов крупности

уменьшение органической серы. Данная зависимость объясняется более полным раскрытием зерен тонкодисперсного пирита и вследствие этого повышением полноты химического извлечения пиритной серы при химическом анализе. В относительно крупнозернистом продукте тонковкрапленные пиритные зерна оставались не раскрытыми, а следовательно, они не вступали в реакцию с азотной кислотой (при химическом анализе) и содержащаяся в них сера относилась к органической.

Таким образом, полного раскрытия пирита в углях можно достичь при весьма тонком измельчении, что практически обуславливает бесперспективность применения механических методов обогащения для глубокого обессеривания углей.

Пириты угольных месторождений обычно содержат органическое вещество, а также неорганическое — типа аргиллитов и алевролитов. Такая неоднородность пиритов угольных месторождений сказывается на содержании в них общей серы и их технологических свойствах. В отличие от пиритов рудных месторождений, в которых содержание серы близко к теоретическому, пириты угольных месторождений характеризуются значительно более низким содержанием серы.

Возможно, этим можно объяснить низкую селективность флотационного обессеривания угольных шламов. В процессах обогащения могут быть удалены главным образом дисульфидная сера, представленная пиритом и марказитом, abiогенного происхождения, а также частично локализованная в сильно сульфидизированных сростках дисульфидная сера биогенного происхождения с сопровождающей ее вторичной интермолекулярной органической серой. Дисульфидная сера представлена в основном мелкими включениями дисульфидов железа, для раскрытия которых требуется значительное измельчение исходного продукта.

Таким образом, полное обессеривание угля практически невозможно, поскольку механическим обогащением можно удалить только неор-

Таблица 26

Характеристика коксующихся и энергетических углей по содержанию в них серы [45]

Содержание общей серы, %	Добыто угля, %		
	коксующе- гося	энергетичес- кого	всего
≤ 1,5	16,4	48,5	64,9
1,5—2,5	5,1	11,5	16,6
2,5—4,0	4,4	9,8	14,2
> 4,0	0,9	3,4	4,3
> 2,5	5,3	13,2	18,5
Итого	26,8	73,2	100,0

ганическую часть серы, представленную в основном пиритом. Положительные результаты достигаются, если доля пиритной серы в угле относительно высока и пирит находится в раскрытом состоянии.

Один из перспективных процессов обогащения по сере углей мелких классов — разделение их на концентрационных столах. Опыт работы концентрационных столов как в СССР, так и за рубежом показывает, что они обеспечивают достаточно высокую точность разделения и возможность обогащения мелких классов углей как по золе, так и по сере.

В последние годы в углеобогащении значительное распространение получили тяжелосредные гидроциклоны, эффективность обогащения угля по сере в которых значительно выше эффективности обогащения в других гравитационных аппаратах. УкрНИИУглеобогащением разработан трехпродуктовый тяжелосредный гидроциклон. Опыт эксплуатации таких гидроциклонов (например, на ЦОФ 'Ткварчельская') показал снижение содержания серы в концентрате на 25—30 %.

Заслуживают внимания интенсивные исследования последних лет в области применения магнитных методов для обессеривания углей. Здесь следует отметить два направления.

Первое — это разработка способов направленного увеличения парамагнитных свойств дисульфидов железа. Например, установлено, что при термообработке пирита в атмосфере топочных газов при температуре 200—250 °С на его поверхности образуются ячейки высокомагнитного пирротина, удельная магнитная восприимчивость которого в 1400 раз выше, чем у пирита. Обработанный таким образом пирит может извлекаться на существующих валковых магнитных сепараторах с повышенной напряженностью магнитного поля.

Второе — это создание высокоградиентных магнитных сепараторов с ферромагнитными заполнителями, позволяющими повысить индукцию в их рабочем пространстве до 1—2 Тл и извлекать благодаря этому слабوماгнитные пиритные зерна.

Такие сепараторы пока являются низкопроизводительными, металлоемкими и вряд ли смогут решить проблему глубокого обессеривания угля.

В ФРГ опробовали способ обессеривания угля флотацией. На первой стадии обогащения исходный продукт разделяли на концентрат и породу. Концентрат разбавляли водой, и из него флотировали пирит. В качестве собирателя для пирита применяли ксантогенат. Флотацию угля подавляли органическим коллоидом. Пирит уходил в пенный продукт. По этой технологии из углей отдельных марок выделяли до 90 % (по массе) пиритной серы. Удавалось снизить содержание пиритной серы с 2,35 до 1,11 % на первой стадии флотации и до 0,34 % на второй. Выход концентрата составлял 78,8 %.

В США на одной из углеобогатительных фабрик уменьшают сернистость угля, идущего на коксование, путем снижения верхнего предела крупности перед обогащением до 6 мм. Лучших результатов раскрытия пирита достигают при дроблении угля в ударно-отражательной дробилке.

Разработана оптимальная схема обогащения сернистого угля: обработку класса 6–75 мм ведут в тяжелой суспензии при плотности разделения 1550 кг/м^3 , затем легкий продукт тяжелосреднего сепаратора смешивают с рядовым углем класса менее 6 мм и совместно дробят. Последующее обогащение предварительно обогащенного и дробленого продукта производят на концентрационных столах и во флотационных машинах. В результате обогащения угля по этой схеме его сернистость снизилась с 2,4 до 1,4 %.

Наиболее эффективными оказались химические методы обессеривания. В одном случае измельченный уголь обрабатывается $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$ при 120–130 °С. Образующаяся в растворе серной кислоты и сульфата железа твердая сера прилипает к частицам породы, а затем удаляется возгонкой. В другом случае пиритная сера окисляется кислородом до сульфата, переходящего в раствор. Таким образом, уголь очищается от серы на 90 %.

Органическая сера удаляется главным образом двумя способами. Первый способ включает пять стадий: измельчение угля до крупности менее 0,074 мм, обработку его в растворе NaOH, отделение угля от раствора серы и его сушку, регенерацию щелочи. Для осуществления процесса строится установка производительностью 50 т/ч.

По второму способу сера окисляется смесью газов O_2 , N_2 , NO и NO_2 . При избыточном давлении 9,8 Па и температуре 100 °С пиритная сера окисляется до сульфата, а органическая превращается в сульфоны или оксиды серы и выщелачивается. В данной технологии процесс удаления серы комбинируется с процессом газификации угля.

Перспективным может быть применение комбинированных химических и бактериологических методов выщелачивания серы.

Сероокисляющие хемоавтотрофные микроорганизмы типа *Thiobacillus ferrooxidans* (ТФ) играют важную роль в химических реакциях окисления сульфидных минералов и превращения их в водорастворимые сульфаты, которые могут быть легко удалены.

Проведенные в СССР Институтом горючих ископаемых совместно с Институтом микробиологии АН СССР исследования микробиологического окисления пирита в различных углях сероокисляющими бактериями типа ТФ показали, что под действием бактерий удаляется до 27 % серы по истечении 30 сут [45].

Институт обогащения твердого топлива и Институт горной механики АН Грузинской ССР предложили принципиально новый способ использования микроорганизмов, который заключается в избирательном закреплении их на углистом пирите, в результате чего изменяются свойства поверхности минерала. Она становится гидрофильной, поскольку закрепляющиеся на поверхности дисульфидов железа бактерии сами являются гидрофильными.

Полученный эффект позволяет по-новому решить вопрос использования микроорганизмов в процессах обогащения полезных ископаемых, так как время воздействия бактерий на процесс обогащения может быть сокращено от нескольких суток до нескольких минут.

Флотационные опыты, проведенные с угольным шламом ЦОФ "Дзержинская", показали, что применение микроорганизмов, в частности ТФ, позволяет снизить содержание общей серы с 2,6 до 0,91 %, т.е. на 60 %. Время инкубации технологической смеси составляло 10 ч.

Следует отметить, что, несмотря на полученные относительно хорошие показатели обессеривания угля бактериологическим выщелачиванием, промышленное использование этого метода связано с рядом трудностей — сооружение специальных химических и бактериологических установок, длительность обработки, необходимость высокой степени измельчения при глубоком обессеривании, неблагоприятное действие неконтролируемых и неуправляемых экологических условий, ингибирующее действие компонентов среды, создание необходимых физико-химических условий обитания клеток, обеспечение непрерывного удаления продуктов биологического выщелачивания, сепарация растворов, обеспечение мер, исключающих возможность загрязнения окружающей среды, и др.

Практическое внедрение химических и биологических методов обессеривания пока сдерживается чрезмерной дороговизной этих процессов. Однако при успешном развитии техники и технологии выщелачивания проблема извлечения сульфидных минералов из сернистого угля, очевидно, может быть решена и экономически.

Необходимо продолжать поиски эффективных методов удаления серы из коксующихся и энергетических углей.

§ 16. ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЭФФЕКТИВНОСТЬ ОБОГАЩЕНИЯ УГЛЕЙ ДЛЯ КОКСОВАНИЯ

Во всех угледобывающих странах практически все угли, направляемые на коксование, подвергаются механическому обогащению, что свидетельствует об экономической эффективности этого процесса. Вопросам методологии определения экономической эффективности обогащения углей посвящено много работ. Изложенная ниже методологическая система оценки народнохозяйственной эффективности обогащения коксующихся углей представляется вполне приемлемой [17].

Оценка общей эффективности обогащения должна производиться путем совместного решения следующих задач: обоснование экономического предела (для получения оптимальных зольности и выхода концентрата) обогащения углей для коксования; экономическое обоснование выбора технологических схем и процессов обогащения; экономическое обоснование размещения обогатительной фабрики у производителя (непосредственно на угольном месторождении) или у потребителя (на промплощадке коксохимического завода); экономическое обоснование степени и границ централизации обогащения у производителя (фабрика при шахте, групповая фабрика ГОФ или центральная обогатительная фабрика ЦОФ).

Наряду с общим решением этих задач возможны и необходимы детализация и уточнение соответствующих главных выводов.

Поскольку выбор того или иного предела зольности концентрата связан с соответствующими изменениями положительных и отрицательных факторов эффективности обогащения, задача сводится к оценке тех и других для каждого возможного предела, алгебраическому суммированию этих оценок в их экономическом выражении и нахождению того предела, при котором может быть получена наибольшая экономия (экономическая оптимизация содержания золы в концентрате). Иначе говоря, задача состоит в разработке технико-экономических моделей процесса обогащения и их анализе. В более простом случае эта задача сводится к построению кривой, характеризующей эффективность обогащения углей для коксования, отнесенной к различной возможной зольности концентрата, и нахождению максимума (или области максимума) на этой кривой.

Так как эта задача относится к углям, идущим на коксование, весь расчет эффективности обогащения должен, естественно, производиться на 1 т чугуна как конечного (в данном случае) продукта. В качестве постоянного показателя, необходимого для сравнения с другими показателями, следует принять себестоимость топливной слагаемой в себестоимости 1 т чугуна, получаемой на необогащенном рядовом угле (независимо от того, пригоден ли этот рядовой уголь для коксования без предварительного обогащения, так как речь идет о "начале отсчета").

В процессе обогащения наряду с концентратом для коксования получают, как правило, промпродукт, который обычно используют в качестве энергетического топлива, и отходы обогащения. Следовательно, полная себестоимость обогащаемого угля, состоящая из себестоимости добычи рядового угля и издержек обогащения, подлежит распределению между концентратом для коксования, являющимся основным продуктом, и промпродуктом, являющимся в данном случае побочным продуктом. В случае использования отходов обогащения их стоимость также подлежит учету (она не должна приравняться к нулю, как это общепринято).

Чтобы при этих условиях найти себестоимость концентрата для коксования, надо принять стоимость промпродукта, и тогда вся себестоимость за вычетом стоимости промпродукта может рассматриваться как искомая себестоимость концентрата для коксования.

Так как получаемый промпродукт может быть использован лишь как энергетическое топливо, примерную (практически достаточную) оценку можно получить, определив теплотехнический эквивалент к исходному рядовому углю.

Как известно, такой эквивалент $\mathcal{E}_T$ может быть получен из соотношения паропроизводительных способностей этих двух сравниваемых видов топлива (рядового угля и промпродукта), выражаемого формулой

$$\mathcal{E}_T = Q'_{i1} \varphi_1 / (Q'_{i2} \varphi_2),$$

где Q'_{i1} и Q'_{i2} — теплота сгорания (низшая) соответственно промпродукта и рядового угля; φ_1 и φ_2 — КПД сжигания этих видов топлива.

Оценка 1 т промпродукта может быть получена умножением тепло-технического эквивалента $\mathcal{E}_T$ на себестоимость рядового угля. Оценку промпродукта в каждом отдельном случае (определенном варианте технологической схемы и процессов обогащения) получают умножением себестоимости 1 т промпродукта на его выход (%).

С учетом вышеизложенного нетрудно вычислить себестоимость (руб.) 1 т концентрата для коксования по простейшей калькуляционной формуле

$$C_K = (C_P + C_O - P_n) / \gamma_K,$$

где C_K — искомая себестоимость 1 т концентрата; C_P — себестоимость 1 т исходного рядового угля; C_O — себестоимость обогащения 1 т рядового угля; P_n — себестоимость промпродукта, получаемого из 1 т рядового угля; γ_K — выход концентрата при его заданной зольности, доли ед.

Определив себестоимость концентрата для коксования при каждом пределе его зольности (в расчетах концентраты различного вида удобно располагать в убывающем порядке по зольности с интервалом 1 %, так как в дальнейшем все показатели влияния различных факторов определяются на 1 % A^d), можно перейти к вычислению основной искомой — себестоимости топливной слагаемой в себестоимости 1 т чугуна в зависимости от различной зольности кокса и связанных с зольностью кокса экономических последствий при ведении доменного процесса.

Влияние зольности кокса на эффективность доменного процесса определяется следующими показателями: уменьшение зольности кокса на 1 % снижает расход его на 1 т чугуна на 2,5–3,5 %, увеличивает использование объема доменной печи на 2,5–3,5 %, уменьшает расход флюсов на ошлакование золы на 2 %. Поскольку эти показатели зависят от зольности кокса (а не угля), последняя может быть получена путем деления зольности концентрата на выход кокса, который определяется вычитанием содержания (%) летучих веществ в концентрате из 102 % (так как остаток летучих веществ в коксе не превышает 2 %).

После этого необходимо вычислить расход кокса на 1 т чугуна в зависимости от его зольности. Сначала определяется выход кокса, который можно было бы получить из рядового угля в соответствии с его зольностью. Эта величина может при одной и той же зольности кокса колебаться в некоторых пределах (иногда довольно широких применительно к степени технического совершенства доменной печи) в зависимости от специфических особенностей той или иной доменной печи (конкретного потребителя данного вида кокса, для которого ведутся расчеты), поэтому ее усредняют в каждом отдельном случае

по проектным расчетным или фактическим (эксплуатационным) данным.

Последующие значения расхода кокса при изменении его зольности для каждого интервала определяются снижением найденного начального расхода кокса на норматив, равный 2,5–3,5 % на каждый процент снижения зольности в коксе. Найденный таким образом расход кокса при каждом заданном значении зольности должен быть переведен в денежное выражение. Для этого предварительно следует определить себестоимость 1 т кокса при его различной и возможной зольности.

Себестоимость кокса в пересчете на концентрат определяется делением себестоимости концентрата на выход из него кокса. Эту величину можно принять с определенной степенью приближенности за себестоимость 1 т кокса при данной его зольности, поскольку было бы более точным включить в расчеты, с одной стороны, себестоимость коксования, а с другой — оценку побочных продуктов коксования. Однако включение и этих величин в расчеты сильно усложнило бы последние без сколько-нибудь существенных их уточнений, особенно если иметь в виду необходимость ориентировать все расчеты на зольность (что является в данном случае основной задачей).

Зная расход кокса заданной зольности на 1 т чугуна, умножением этой величины на полученную себестоимость кокса, соответствующую этой же зольности, можно получить топливные слагаемые в себестоимости 1 т чугуна, отнесенные к зольности концентрата. Вычитанием из каждой себестоимости топливной слагаемой в случае получения кокса из рядового угля можно найти экономию или перерасход кокса на 1 т чугуна, также отнесенную к зольности концентрата.

Полученный ряд положительных, а затем отрицательных (при переходе через оптимум зольности концентрата) значений расхода кокса является экономическим отражением *первого показателя эффективности обогащения* — расхода кокса в зависимости от зольности концентрата.

Второй показатель (слагаемое суммарной, общей эффективности) получается умножением разности в зольности каждого из возможных к применению видов кокса (по сравнению с зольностью кокса из рядового угля) на экономию в расходе флюсов в домне, принятом в количестве 2 % на каждый процент этой разности.

Полученная для каждого вида кокса разница в расходе флюсов переводится в денежное выражение по их цене (или себестоимости) — франко-завод — потребитель кокса. В итоге получают второй ряд показателей (слагаемых будущей суммарной экономии или перерасхода) в денежном выражении, отнесенных к зольности концентрата.

Третий показатель — экономия (при снижении зольности кокса) на увеличении производительности доменной печи — вычисляется умножением разности в зольности кокса из концентратов различной зольности (по сравнению с зольностью кокса из рядового угля) на денежную оценку повышения производительности домен. Последняя равна 3,5

$C_n / 100$, где C_n — фиксированная часть себестоимости выплавки 1 т чугуна в домне за вычетом стоимости расхода кокса, руды и флюсов и других затрат на материалы, т.е. себестоимость передела (доменной плавки).

Алгебраическим суммированием полученных трех показателей (соответственно каждому интервалу зольности концентрата), отнесенных к каждому из возможных пределов обогащения, получаем ряд значений (графически представленных кривой) суммарной эффективности обогащения при условии территориального совмещения добычи угля, его обогащения, коксования и выплавки чугуна.

Однако в подавляющем большинстве случаев такое совмещение практически не имеет места, поэтому в полученные ряды эффективности обогащения необходимо еще включить эффект от экономии на транспортирование.

Независимо от того, будет ли коксование производиться на месте добычи угля или при металлургическом заводе, отсутствие предварительного обогащения приведет к необходимости транспортирования от шахты к домне всего балласта угля или частично кокса. Снижение объема транспортируемой массы за счет отгонки летучих веществ при условии коксования угля при шахте является фактором, относящимся к экономике размещения коксовых установок, а не обогатительных фабрик, и при расчете эффективности обогащения он, следовательно, не учитывается.

Таким образом, для оценки экономии (или перерасхода) на транспортирование следует принять к учету весь расход кокса (в пересчете на уголь) на 1 т чугуна, который, естественно, является переменной величиной, зависящей от степени обогащения. Эту величину можно найти делением уже вычисленного ранее расхода кокса (на 1 т чугуна) на выход кокса из концентрата. Умножением найденного значения на себестоимость транспортирования угля на расстояние от шахты до домны получим ряд значений транспортных расходов, отнесенных к концентрату различной зольности.

Последовательным вычитанием из всех значений этого ряда начальной величины транспортных издержек для кокса, полученного из рядового угля, определим новый ряд значений *четвертого показателя* — экономии на транспорте, также отнесенной к зольности концентрата.

Прибавив значения показателя транспортной экономии к ранее рассчитанному ряду суммарной эффективности обогащения, получим окончательный ряд эффективности обогащения, отнесенный к концентрату различной зольности.

Анализ характера изменения этого ряда в зависимости от зольности концентрата как в абсолютном, так и в относительном выражении позволяет с достаточными полнотой и достоверностью судить о степени эффективности обогащения. Максимум этого ряда (в простейшем случае максимума кривой) определяет оптимальный предел обогащения угля по золе при выбранной технологической схеме и принятых процессах обогащения.

Описанная методология определения народнохозяйственной эффективности обогащения углей для коксования ограничивается практически лишь данными обогащения по золе. Следует иметь в виду, что попутно с обогащением по золе происходит и некоторое обогащение по сере, которое по своему экономическому эффекту эквивалентно примерно следующим показателям: $1\% A^d = 0,1\% S^d$, т.е. примерно десятикратному эффекту обогащения по золе. При увеличении требований к точности расчетов этот эффект попутного (или специального) обогащения по сере может быть учтен по той же методологии и присоединен к рассчитываемому эффекту по золе.

Изложенная выше общая методология оценки народнохозяйственной эффективности обогащения коксующихся углей может быть применена при анализе межотраслевого использования продуктов обогащения.

В качестве одного из основных показателей экономической эффективности работы отраслевых производственных объединений, организаций и предприятий (например, в системе Минуглепрома СССР) принят уровень материальных затрат (в денежном выражении) на 1 руб. продукции, т.е. прибыль [17]. Она представляет собой разность между реализационной стоимостью товарной продукции и полной ее себестоимостью:

$$П_{\phi} = P_{\phi} - C,$$

где P_{ϕ} — фактическая реализация товарной продукции на данной фабрике, полученная из 1 т горной массы, руб/т; C — себестоимость товарной продукции, произведенной на данной фабрике, отнесенная к 1 т горной массы, руб/т.

Реализация товарной продукции рассчитывается по прейскуранту оптовых цен. Поэтому прибыль или убыток фабрики существенным образом зависят от действующего прейскуранта и его особенностей. С 1 января 1982 г. введен в действие прейскурант № 03—01 "Оптовые цены на уголь, сланцы, продукты обогащения углей и брикеты".

Зольность — один из наиболее важных показателей в прейскуранте. Отклонение фактической зольности от прейскурантных норм ведет к изменению (уменьшению или увеличению) оптовой цены (рис. 53).

В новом прейскуранте введены средние расчетные нормы по влаге и соответствующие скидки (или надбавки) к оптовой цене за отклонение фактической влаги от этих норм.

В прейскуранте для донецких рядовых и обогащенных углей, предназначенных для коксования, установлены нормы содержания серы соответствующей марки угля и указаны скидки и надбавки за каждую 0,1 % превышения или снижения фактического содержания серы против этих норм.

Уровень себестоимости производства C зависит от затрат на сырье, технического уровня использования машин и оборудования, использования трудовых ресурсов, расхода фонда заработной платы, фондоотдачи и амортизационных отчислений, расхода основных материалов, топлива, электроэнергии и др.

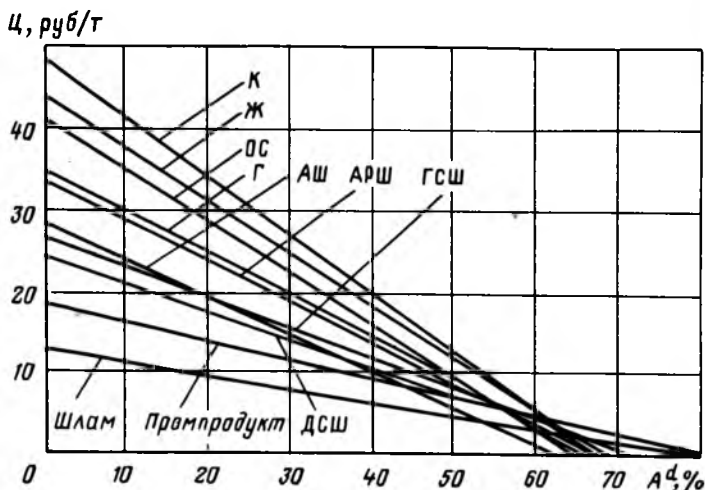


Рис. 53. Зависимость оптовой цены C различных марок рядового угля, отсеков промпродуктов и шламов от их зольностей A^d (при преysкуранных нормах влажности и содержания серы)

В общем виде

$$C = Z_c + Z_o + Z_{\text{тр}} + Z_{\text{вн}},$$

где Z_c , Z_o , $Z_{\text{тр}}$, $Z_{\text{вн}}$ — затраты соответственно на сырье, обогащение, транспортные и внепроизводственные, руб/т.

Расчеты экономических показателей, как уже говорилось выше, выполняются по отношению к 1 т горной массы.

Обобщающим показателем экономической эффективности работы предприятия является уровень затрат $УЗ_{\phi}$ — расход живого и овеществленного труда в денежном выражении на производство товарной продукции стоимостью 1 руб. Для обогатительной фабрики он определяется как отношение себестоимости C товарной продукции к ее реализационной стоимости P_{ϕ} :

$$УЗ_{\phi} = C / P_{\phi}.$$

Анализ показателей прибыли (убытка) и затрат на 1 руб. товарной продукции свидетельствует о том, что они являются важными экономическими показателями, различным образом оценивающими соотношение стоимости и себестоимости товарной продукции.

**§ 17. ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ
УГЛЕЙ И ПРОДУКТОВ ИХ ОБОГАЩЕНИЯ**

Основной потребитель энергетических углей — тепловые электростанции. В соответствии с ГОСТом для пылевидного сжигания должны поставляться донецкие угли марок Д, Г, Т, А и ПА зольностью от 8 до 31,5 %, марок Ж, К, ОС зольностью от 12,5 до 37,5 %, промпродукт зольностью не более 45 %, угольный шлам зольностью не более 40 %, антрацитовый шлам зольностью не более 35 %. Примерно такие же требования к качеству товарной продукции для тепловых электростанций характерны для углей других бассейнов.

Значительную долю энергетических углей используют также в качестве коммунально-бытового топлива. Наиболее эффективны в данном случае антрациты, поэтому их перерабатывают для получения среднекрупных сортов [6].

Кроме широкого использования антрацитов в качестве котельно-печного топлива отдельные его классы применяют как технологическое сырье при производстве термоантрацита, электрокорунда, карбида кальция и др.

Для получения термоантрацита используют высококачественные антрациты, характеризующиеся высоким содержанием углерода при низком выходе летучих веществ, которые прокаливают при температуре 1200—1300 °С в шахтных печах.

Термоантрацит является практически незаменимым сырьем для изготовления электродов, применяемых при производстве стали и ферросплавов, а также углеродных подовых блоков, используемых для футеровки ванн при электролизе алюминия и пода доменных печей.

Ниже приведены некоторые данные, характеризующие качество энергетических угольных шахтопластов Донецкого и Кузнецкого бассейнов, и представлена характеристика продукции при различном пределе их обогащения.

Угли Донецкого бассейна. Промышленные результаты подтверждают, что почти во всех случаях при механическом обогащении газовых углей зольностью от 13,6 до 44,8 % и глубине обогащения от 25 до 0,5 мм можно производить для пылеугольного сжигания товарную продукцию требуемых кондиций (зольность до 31,5 %).

Во всех случаях при механическом обогащении антрацитовых штыбков зольностью от 18,7 до 37,2 % была получена товарная продукция, отвечающая требованиям пылеугольного сжигания. При обогащении каменных углей зольностью от 15,3 до 36,2 % всегда можно выпускать товарную продукцию для пылеугольного сжигания требуемых кондиций, причем в случае обогащения углей зольностью до 30 % товарная

продукция при всех пределах обогащения ожидается зольностью до 25,4 %.

Данные исследований позволяют считать, что при механическом обогащении полуантрацитов может быть также получена товарная продукция для электростанций.

Угли Кузнецкого бассейна. Во всех случаях механического обогащения газовых углей с исходной зольностью от 15,1 до 37,1 % можно производить кондиционную товарную продукцию (A^d до 25 %) при глубине обогащения угля до 0,5 мм.

Для слабоспекающихся углей кондиционные показатели (зольность товарной продукции до 25 %) могут быть получены при глубине обогащения до 0,5 мм и исходной зольности от 15,2 до 39,1 %.

Многочисленные промышленные данные по другим угольным бассейнам также свидетельствуют о том, что конечные продукты обогащения отличаются своими качественными показателями, которые определяются зольностью исходных углей и рациональной глубиной их обогащения.

§ 18. ТЕХНОЛОГИЯ ОБОГАЩЕНИЯ ЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ УГЛЕЙ

Для обогащения энергетических углей применяют те же методы и процессы, что и для обогащения коксующихся углей. Требования к качеству получаемых продуктов обогащения в данном случае несколько ниже, чем для коксующихся углей.

Энергетические угли различных марок в большинстве случаев обогащаются до глубины 6 (13) мм с выделением отсевов без их обогащения. Однако современные тенденции в развитии обогащения энергетических углей свидетельствуют об экономической целесообразности их обогащения до 0,5 и 0 мм.

На рис. 54 показана принципиальная технологическая схема обогащения энергетических углей. Основные особенности схемы следующие. Крупные классы углей обогащаются в тяжелых суспензиях, мелкие классы не обогащаются. Предусматривается рассортировка концентрата на товарные сорта.

Ниже приведены данные о технологии обогащения энергетических углей на некоторых отечественных углеобогащательных фабриках.

ЦОФ "Комендантская" введена в эксплуатацию в 1969 г. для обогащения антрацитов (рис. 55). Проектная производительность фабрики 6 млн. т в год. Достоинство технологической схемы фабрики — глубина обогащения до 0 мм.

Товарная продукция фабрики — крупный и мелкий концентраты. Крупный концентрат рассортировывается на товарные сорта: АКО (класс 25—200 мм), АМ (13—25 мм) и АС (6—13 мм). Концентрат АШ (класс 0—6 мм) может использоваться для энергетических целей и в металлургической промышленности для агломерации железных руд.

Рядовые антрациты поступают на фабрику в железнодорожных

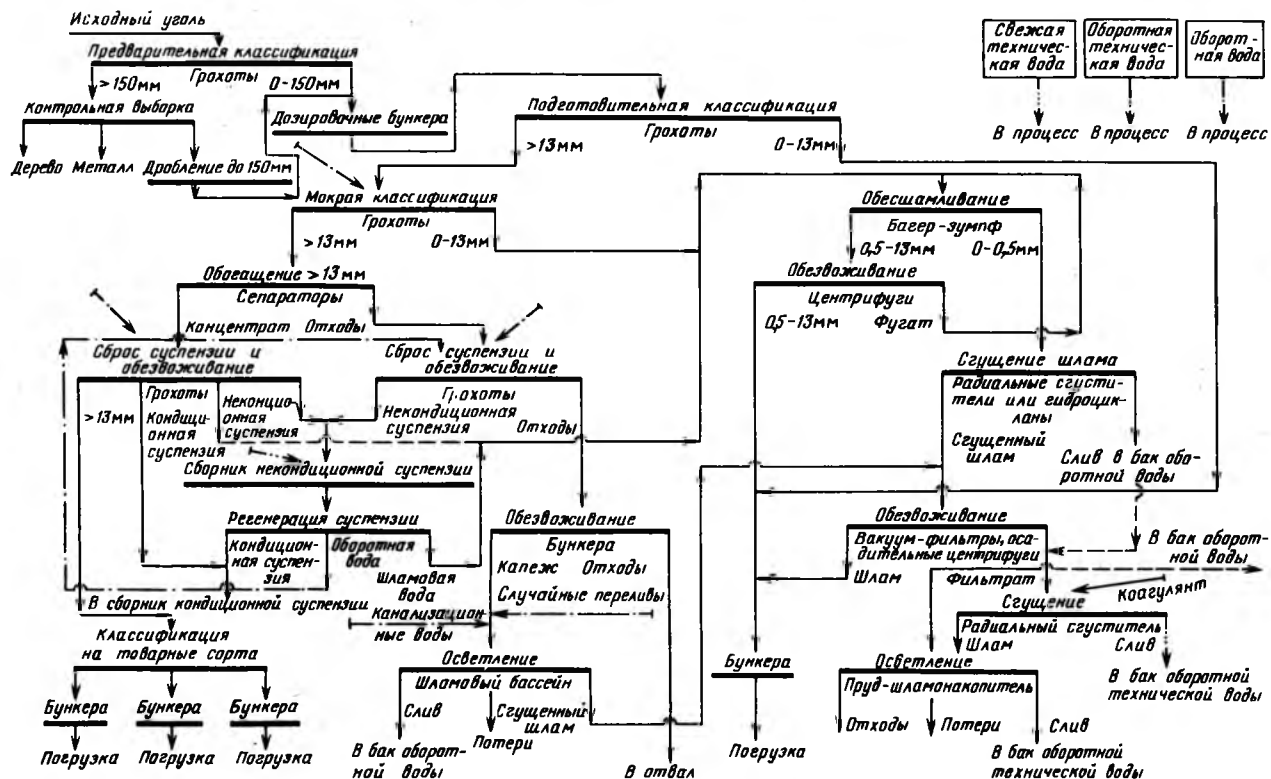


Рис. 54. Принципиальная технологическая схема обогащения энергетических углей (глубина обогащения 13 мм)

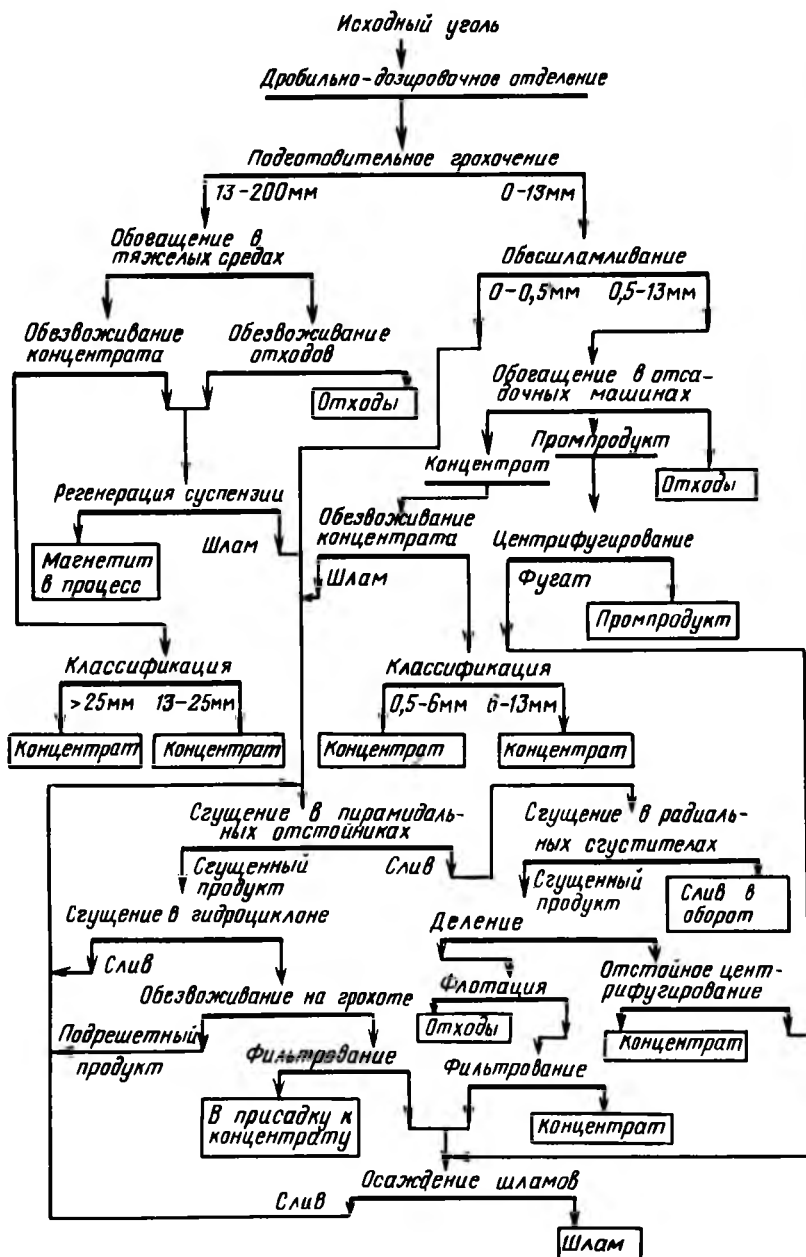


Рис. 55. Технологическая схема ЦФФ "Командантская"

вагонах и разгружаются двумя вагоноопрокидывателями. После разгрузки антрацит подается системой ленточных конвейеров в дробильно-дозировочное отделение, где он рассеивается на колосниковых грохотах. Надрешетный продукт (класс более 200 мм) после выборки из него посторонних предметов (металла, дерева и др.) дробится в дробилках ДДЗ4М до крупности 200 мм и объединяется с подрешетным продуктом грохотов. В дальнейшем уголь поступает в дозировочно-аккумулирующие бункера, а в случае их заполнения — на запасной склад.

Из аккумулирующих бункеров уголь выгружается качающимися питателями на ленточные конвейеры, подающие его на одну из двух секций главного корпуса фабрики.

Подготовительное грохочение угля с обесшламливанием осуществляется на сдвоенных резонансных грохотах ГРЛ72. Расход воды на мокрое грохочение и отмыв шламов составляет 0,4—0,5 м³/т без учета транспортного потока воды.

Уголь крупностью 13—200 мм обогащается в тяжелосредних сепараторах СКВ20 с разделением на два продукта — концентрат и отходы. При плотности разделения 1950 кг/м³ засорение концентрата породными фракциями составляет не более 1 %, расход суспензии — 80—85 м³/(м·ч), расход магнетита 485 г/т, эффективность разделения $E_{pm} = 45 \text{ кг/м}^3$.

Продукты обогащения обезвоживаются и магнетит отмывается на грохотах ГСЛ62. Расход воды на отмыв магнетита от продуктов обогащения составляет 0,5—0,7 м³/т, суспензию регенерируют в две стадии на электромагнитных барабанных сепараторах ЭБМ 80/250.

Для обогащения мелкого антрацита (0,5—13 мм) установлены четыре отсадочные машины ОМ18. Схема подачи исходного продукта позволяет регулировать производительность между двумя машинами на каждой секции. Установка перед отсадочными машинами дуговых сит позволяет сбрасывать значительную часть транспортной воды и основное количество шлама крупностью 0—0,5 мм.

В схеме отсадки предусмотрена возможность выделения двух продуктов обогащения — концентрата и отходов с циркуляцией промпродукта или же трех — концентрата, отходов и товарного промпродукта. В последнем случае качество концентрата отсадки значительно возрастает. В схеме реализуется возможность переобогащения части промпродукта отсадочных машин в двух продуктовых тяжелосредних гидроциклонах. Засорение концентрата отсадки посторонними фракциями составляет 8—9 %, а потери легких и промпродуктовых фракций в отходах — 7 %. При плотности разделения в отсадочных машинах 2100—2200 кг/м³ их удельная производительность достигает 13—15 т/(м²·ч), а эффективность разделения $E_{pm} = 180 \div 200 \text{ кг/м}^3$.

Концентрат отсадки обезвоживается на грохотах ГРЛ72 с разделением его на два класса: 6—13 и 0,5—6 мм. Последний класс в дальнейшем обезвоживается в центрифугах НВВ-1000.

Первичное сгущение всех шламов осуществляется в пирамидальных отстойниках, вторичное сгущение шламов и осветление воды —

в радиальных сгустителях. Для обработки фугата центрифуг, фильтра-вакуум-фильтров, шламовых вод мокрых пылеуловителей сушильного отделения и случайных переливов служит наружный шламовый бассейн (отстойник), оборудованный четырьмя машинами МВШ-8 для механизированной выгрузки шлама.

Сгущенный шлам пирамидальных отстойников проходит последовательно операции сгущения в воронках и гидроциклонах, обезвоживания на грохотах и фильтрование, после чего присаживается к мелкому концентрату, направляемому на сушку.

Слив пирамидальных отстойников поступает в радиальные сгустители, а слив последних, в свою очередь, направляется в качестве оборотной воды в систему.

Сгущенный шлам радиальных сгустителей частично (примерно 40 %) направляется на флотацию, а частично без обогащения подается для сгущения в гидроциклоны ГЦ630, а затем для обезвоживания в осадительные центрифуги НОГШ1350.

Флотация антрацитового шлама осуществляется во флотационных машинах МФУ2-6,3. При производительности машины 40—45 т/ч и зольности исходного 26—27 % получают концентрат зольностью 16—17 % и отходы (флотохвосты) зольностью 65—66 %. Расход реагентов составляет: керосина — до 2000 г/т, Т-66 — до 200 г/т.

Данные о качественно-количественных показателях работы ЦОФ "Комендантская" приведены в табл. 27. Недостаток работы фабрики — низкая зольность промпродукта и отходов.

ЦОФ "Снежнанская" имела проектную технологическую схему, в которой предусмотрены тяжелосреднее обогащение антрацитов крупностью более 13 мм и получение необогащенных отсеков. По мере развития фабрики и повышения требований к качеству выпускаемой продукции возникла необходимость частичного обогащения мелких классов антрацита для получения товарных сортов АШ, АС, удовлетворяющих требованиям ГОСТа. С этой целью технологическая схема была модернизирована с применением тяжелосреднего обогащения мелкого угля в гидроциклонах и осуществлено техническое перевооружение фабрики [13].

Схема цепи аппаратов комплексного обогащения антрацита в тяжелой суспензии показана на рис. 56.

Исходный антрацит подвергается сухой классификации на грохоте 1 (ГРД72), надрешетный продукт нижнего сита которого (класс 6 — 25 мм с содержанием класса 0—6 мм около 50 %) поступает на грохот 2 (ГСЛ72) для мокрого подготовительного грохочения. На этом грохоте установлены два сита с размером отверстий 13 и 1,5 мм.

Надрешетный продукт с грохота 2 (класс 13—25 мм) объединяется с надрешетным продуктом грохота 1 (класс + 25 мм) и направляется на обогащение в тяжелосредний сепаратор 7 (СКВ20), класс 1—13 мм подается элеватором 3 на обогащение в циклонную установку, а класс менее 1 мм (шлам) поступает в водно-шламовую систему фабрики для улавливания и присадки к сухому отсеку грохота 1.

**Характеристика показателей количества
и качества продуктов обогащения ЦОФ "Командантская"**

Продукт	Выпуск, т/ч	Выход, %	Зольность, %	Влажность, %
Концентрат:				
АКО	78,8	9,2	6,9	4,5
АМ	83,9	9,9	7,5	5,0
АС	147,9	17,4	9,9	5,9
АШ	333,0	39,2	16,5	8,4
Промпродукт	68,5	8,0	36,5	10,4
Отходы	130,4	15,3	69,3	6,5
Потери	8,5	1,0	23,3	6,5
Исходный	851	100	23,3	6,5

Рядовой антрацит класса +13 мм разделяется в тяжелосреднем сепараторе 7 на концентрат и отходы. Концентрат направляется на дуговое сито 8 для предварительного сброса кондиционной суспензии, а затем на грохот 9 (ГСЛ62), где суспензия отделяется, а концентрат ополаскивается и обезвоживается. Отходы поступают для отделения магнетита на грохот 13 (ГИСЛ72).

Машинный класс 1—13 мм поступает в смеситель 5, куда также поступает из бака 4 рабочая суспензия. Образованная в смесителе пульпа из угля, утяжелителя (магнетита) и воды направляется самотеком

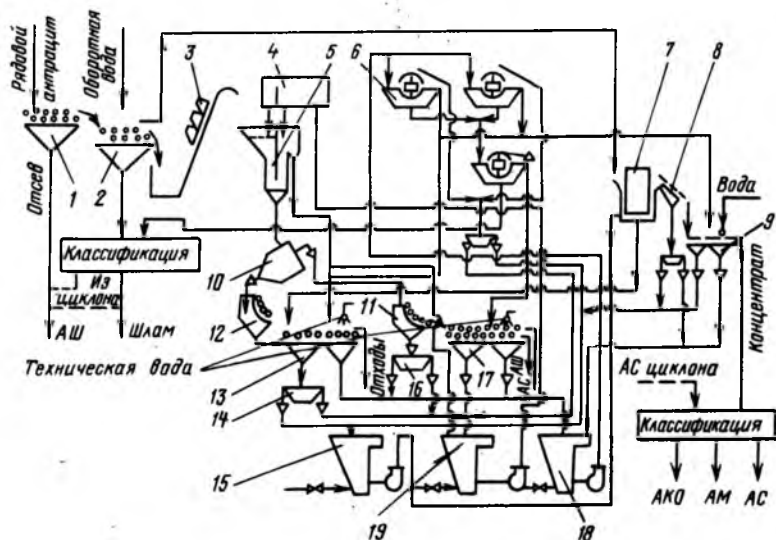


Рис. 56. Схема цепи аппаратов ЦОФ "Снежинская"

в двухпродуктовый тяжелосредный гидроциклон 10 (ГТ710), в котором исходный уголь разделяется на два продукта — концентрат и отходы.

Для предварительного отделения суспензии от продуктов обогащения концентрат и отходы направляются на дуговые сита 11 и 12.

Мелкий концентрат с дугового сита поступает на двухситный грохот 17 (ГИСП72), где происходят одновременно отделение суспензии, ополаскивание, обезвоживание и разделение на два товарных продукта (сорта АС и АШ).

Отходы тяжелосредного гидроциклона с дугового сита 12 направляются на грохот 13 (ГИСП72), на который также поступают отходы тяжелосредного сепаратора СКВ20 для отделения суспензии, отмывки магнетита и их обезвоживания.

Установки сепаратора СКВ20 и тяжелосредного гидроциклона ГТ710 имеют отдельные сборники кондиционной (рабочей) суспензии 15 и 19.

В сборник 15 поступают кондиционная суспензия из-под сита 8 предварительного сброса суспензии и кондиционная суспензия, выделяемая на первой части обезвоживающего грохота 9. Из этого сборника суспензия насосом подается в тяжелосредный сепаратор СКВ20.

В сборник 19 кондиционной суспензии мелкого класса поступает суспензия, отделенная на дуговых ситах 11 и 12 и на первой части грохотов 13, 17. Из этого сборника суспензия подается насосом в регулируемый бак 4 питания гидроциклонной установки.

Часть кондиционной суспензии из-под дуговых сит 11 и 8 через делители 16 и 14 направляется для очистки от шлама в сборник некондиционной суспензии 18, который является общим для некондиционной суспензии, поступающей со второй части грохотов 9, 13 и 17.

Некондиционная суспензия из сборника 18 подается насосом на регенерацию в электромагнитные сепараторы 6 (ЭБМ80/170, ЭБМ80/250) первой стадии, отходы которых поступают на пересортировку в сепаратор ЭБМ80/170 второй стадии регенерации.

Магнетитовый концентрат всех электромагнитных сепараторов делителем 20 разделяется на два потока и поступает в сборники кондиционной суспензии 15 и 19 систем обогащения мелкого и крупного классов.

Слив электромагнитных сепараторов поступает на брызгальные устройства грохотов 9, 13, 17 для отмывки магнетита.

Отходы второй стадии регенерации направляются в общую водно-шламовую систему фабрики.

Технологический процесс на фабрике поддерживается в следующем режиме: производительность тяжелосредного сепаратора СКВ20 в среднем составляет 80—90 т/ч; плотность рабочей суспензии 1950—1970 кг/м³ с содержанием шлама в ней 92—109 кг/м³; объем суспензии в циркуляции — 145—156 м³/ч; соотношение транспортного и восходящего потоков в сепараторе 1 : 2.

Зольность исходного материала, поступающего на обогащение

Эффективность обогащения антрацита отдельных классов крупности в тяжелосреднем сепараторе и гидроциклоне

Класс крупности, мм	Сепаратор		Гидроциклон	
	ρ_p , кг/м ³	E_{pm} , кг/м ³	ρ_p , кг/м ³	E_{pm} , кг/м ³
> 25	1940	45	—	—
> 13	1960	55	1970	15
13—25	1970	75	—	—
6—13	2040	105	1990	35
1—6	2200	310	—	—
3—6	—	—	2040	55
1—3	—	—	2180	125

в тяжелосредний сепаратор, колеблется в широких пределах (от 32,4 до 57,5 %). Выход концентрата при этом составляет не менее 36,3 % при зольности 8,8 %; выход отходов достигает 63,7 % при их зольности 86,2 %.

В табл. 28 приведены плотность разделения ρ_p и эффективность обогащения E_{pm} в тяжелосреднем сепараторе и гидроциклоне по классам крупности при плотности рабочей суспензии 1950 кг/м³.

Анализ работы сепаратора показывает, что мелкие классы (крупность 6—13, 1—6 мм), поступающие с питанием в результате низкой эффективности подготовительного грохочения, обогащаются неудовлетворительно.

Производительность тяжелосреднего гидроциклона ГТ710 по исходному продукту достигает 100—110 т/ч. В исходном антраците (класс 6—13 мм) содержание продукта крупностью менее 6 мм значительно из-за низкой эффективности подготовительного грохочения.

Независимо от существенных колебаний (от 32 до 55 %) зольности исходного продукта, поступающего в гидроциклон, качество продуктов обогащения остается удовлетворительным: зольность концентрата класса 6—13 мм не превышает 12 %, класса 1—6 мм — 15 % при зольности отходов не менее 77 %.

§ 19. РАССОРТИРОВКА ЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ УГЛЕЙ И УЛУЧШЕНИЕ ИХ СОРТНОСТИ

Использование сортового топлива в тепловых агрегатах различного назначения значительно повышает экономические показатели их работы. По данным ИГД им. А.А. Скочинского кпд бытовой печи при сжигании антрацита составляет: 64,3 % для угля марки АК; 53,2 % для угля марки АРШ с содержанием штыба 23 %; 31,8 % для угля марки АРШ с содержанием штыба 40 %.

Темпы развития обогащения и рассортировки энергетических углей опережают темпы роста угледобычи, что объясняется вводом в эксплуатацию ряда новых крупных обогатительных фабрик и реконструкцией действующих.

Однако наряду с увеличением объемов рассортировки непрерывно возрастает спрос на среднекрупные сорта угля (крупность более 6 мм) для удовлетворения потребностей народного хозяйства и населения в сортовом топливе. При этом следует отметить, что относительный выход среднекрупных сортов углей непрерывно снижается, что объясняется переизмельчением угля во всех технологических операциях его добычи и переработки [6].

Специальными исследованиями установлено, что уголь наиболее переизмельчается в очистном забое при отделении его от массива и погрузке на конвейер. Содержание угля класса 0—6 мм (штыб) при этом для большинства угольных комбайнов достигает 50 %.

В настоящее время широко применяют высокопроизводительные узкозахватные комбайны, которые также значительно переизмельчают уголь. Источниками образования штыбов при выемке угля являются режущий инструмент, элементы исполнительного органа, погрузочные органы выемочных машин и перемещение к погрузочным устройствам.

Все комбайны, используемые на шахтах, разрушают уголь режущим инструментом. Большинство из них (с цепными и комбинированными органами) отделяют уголь при предварительном прорезании щелей в массиве. При этом в зарубных щелях уголь разрушается в глубине массива срезами, толщина которых увеличивается с передвижением резца к груди забоя. Резец на значительной части своего пути снимает стружку крупностью менее 6 мм.

Выход класса 0—6 мм из зарубных щелей по отношению к общему объему вынимаемого угля исполнительными органами колеблется в пределах 12—35 % в зависимости от площади зарубных щелей и мощности пласта.

Установлено, что выход штыбов (класс 0—6 мм) снижается с 44,3 % при коэффициенте крепости 1,6 по шкале проф. М.М. Протодяконова до 26,2 % при коэффициенте крепости 2,7.

Измельчение угля при транспортировании скребковыми конвейерами по лаве на расстояние 80 м возрастает с уменьшением крепости и достигает 4 % при крупности угля более 100 мм и 11,3 % при крупности угля 6—100 мм.

В процессе погрузки на конвейер в лаве различными выемочными машинами сортность добываемого угля в основном обуславливается конструктивными особенностями исполнительных и погрузочных органов, режимом их работы, способом удаления угля из зоны работы исполнительного органа и др. После погрузки угля его гранулометрический состав значительно изменяется. При этом выход мелких классов значительно увеличивается.

Уголь переизмельчается в основном из-за большой скорости движе-

ния элементов цепи погрузчика. В первую очередь цепью погрузчика из призабойного пространства удаляется уголь мелких классов.

Выход мелких классов увеличивается главным образом в результате измельчения угля крупностью более 25 мм.

При транспортировании скребковыми конвейерами из лавы по выработкам уголь снова измельчается в результате попадания его крупных кусков под скребки и цепи и трения кусков между собой.

По данным ИГД им. А.А. Сковинского и ИОТТ, на 100 м транспортирования скребковыми конвейерами дополнительно образуется до 18 % штыба. Одновременно при транспортировании угля ленточными конвейерами на те же 100 м дополнительное образование штыба не превышает 0,15–0,2 %.

При самотечном транспортировании по скатам и гезенкам уголь также сильно измельчается. Самотечное движение по наклонной плоскости (особенно по металлическим листам) и отсутствие тормозных устройств приводят к тому, что уголь движется с очень большой скоростью, в результате чего в нижней части ската происходят резкие динамические удары и уголь значительно измельчается. Установлено, что в скатах антрацита в зависимости от крепости и длины выработки измельчаются на 9,6 – 21,3 %.

Антрациты сильно измельчаются в лавах при разработке наклонных пластов, где доставка угля от забоя до откаточного штрека осуществляется по металлическим решеткам и почве под действием силы тяжести. При этом в антрацитах на 100 м движения по металлическим решеткам в зависимости от крепости дополнительно образуется от 0,41 до 13,8 % штыба, а при движении по почве — от 10,5 до 14,5 %.

При транспортировании в вагонетках в зависимости от состояния путей в шахтах, их протяженности и физико-механических свойств угля последний при доставке от лавы до подъема в вагонетках дополнительно измельчается. Исследованиями установлено, что при транспортировании угля в шахтах вагонетками дополнительно образуется от 3 до 15 % штыба.

Один из источников образования штыбов — перегрузка угля в местах свободного падения на перепадах с конвейера на конвейер, а также с агрегата на агрегат. По данным, полученным при анализе проб, взятых у мест перегрузок, установлено, что при высоте падения 1 м образуется дополнительно до 2–3 % штыба. При плавном спуске этого угля по желобу, установленному под углом наклона 35–45°, доля образующейся дополнительно мелочи снижается до 0,3–0,6 %. Следует, однако, отметить, что при этом большое значение имеют кроме высоты перепадов угол наклона и конструкция применяемых желобов. Данные по увеличению выхода штыба при этом показывают, что доля вновь образованных мелких классов углей увеличивается незначительно (на 0,1–0,3 %).

При перегрузке антрацита с главного конвейера на грохот и с грохота желоба устанавливаются под углом 35–45°, а угол наклона желобов для спуска сортового топлива на погрузочные конвейеры принимают

по минимально допустимому пределу из условия скольжения угля: 15–20° для угля классов 25–50 и 50–100 мм; 17–20° для класса 13–25 мм; 20–22° для класса 6–13 мм.

На обогатительных фабриках были проведены исследования по измельчаемости антрацита при его спуске по металлическим желобам с высоты 1,2 и 3 м на горизонтально уложенную резиновую ленту. При этом угол наклона желобов изменяли от 15 до 30° (через каждые 5°).

Полученные данные показали, что при спуске антрацита по наклонному желобу на его измельчение оказывает влияние угол наклона желоба. Причем при спуске антрацита с одинаковой высоты измельчение уменьшается с уменьшением угла наклона желоба и увеличением крупности материала.

Исследованиями, проведенными ИГД им. А.А. Скочинского на шахтах Ворошиловградской области, установлено, что содержание штыба в рядовых углях при скиповом подъеме увеличивается на 6,8–7,2 %, тогда как при клетевом подъеме — только на 1,2–2,5 %.

Дополнительное образование мелких классов (0–6 мм) при прохождении угля через бункер колеблется от 4 (6) до 10 (16) %.

Проведенные исследования по измельчению антрацитов в бункерах ряда шахт и обогатительных фабрик показали, что значительные колебания степени измельчения обусловлены прочностью и обкатанностью угольных зерен до поступления в бункер, содержанием видимой породы, геометрическими формами бункеров и др.

На основании проведенных экспериментов установлено, что с уменьшением общей массы антрацита в бункере выход класса 0–6 мм возрастает. При падении на металлическую плиту выход угля класса 6 мм примерно на 40 % больше, чем при падении на антрацит. Если угол наклона основания бункера увеличивается, выход угля класса 0–6 мм возрастает. На измельчение угля большое влияние оказывает схема загрузки бункера, т.е. число точек загрузки и их расположение.

Проведенные исследования показали, что масса штыба, образующегося при истечении угля из бункеров, в среднем составляет 25–30 % массы штыба, получаемого при заполнении бункера.

Наряду с большими переизмельчением и увлажнением угля при добыче и внутришахтном транспортировании дополнительное измельчение его происходит на поверхности комплекса при обогащении и классификации на товарные сорта. Дополнительный выход мелких классов угля при этом составляет в среднем 12–17 %.

Исследования ИОТТ и Центрогипрошахта, проведенные на предприятиях, перерабатывающих энергетические угли, позволили установить следующие основные недостатки, вызывающие излишнее переизмельчение угля при его переработке:

технологические схемы действующих сортировок и обогатительных фабрик имеют неудовлетворительную компоновку оборудования, что приводит к большому числу перегрузок и перепадов;

на отдельных фабриках и сортировках высота свободного падения в местах перепада достигает 8 м и более; особенно большие пере-

пады наблюдаются при подаче рядового или сортового угля на аварийные склады;

использование малопроизводительного и неэффективного дробильно-сортировочного оборудования требует применения большого числа грохотов на одних и тех же операциях, что, в свою очередь, усложняет компоновку оборудования и создает большое число излишних перепадов;

по своей конструкции желоба в большинстве случаев не обеспечивают плавного прохождения материала. На желобах и в местах перепада отсутствуют приспособления, уменьшающие переизмельчение угля и гашение скорости при его движении;

многие сортировки и фабрики имеют угольные склады открытого типа для рядового и сортового углей, которые подвергаются атмосферным воздействиям, в результате чего ухудшается их качество;

на ряде шахт склады обслуживаются бульдозерами, которые не только разрушают уголь при перемещении, но и измельчают его гусеницами, двигаясь по угольному штабелю. В этом случае дополнительный выход штыба достигает 15—18 %;

аккумулирующие и погрузочные бункера не оборудованы противои измельчающими устройствами и зачастую не имеют подстилающей угольной "подушки".

Дополнительный выход штыба от прохождения рядового антрацита через приемные ямы и бункера достигает 2—2,5 % исходного.

Кроме того, при дроблении угля и антрацита крупных классов (более 100 мм) до крупности менее 100 мм дополнительное измельчение составляет 3—4 % исходного.

Для дробления углей применяют главным образом зубчатые двухвалковые дробилки, работающие по принципу раскалывания. Эти дробилки при несвоевременной замене изношенных сегментов с зубьями переизмельчают уголь. Кроме того, уголь и антрацит переизмельчаются от начального удара крупных кусков о зубья дробильного агрегата, поэтому необходима равномерная и плавная подача материала в дробилку.

При классификации на грохотах уголь также подвержен дополнительному измельчению, которое зависит главным образом от состояния просеивающей поверхности (натяжение и крепление сит), равномерности питания грохота и скорости перемещения угля по ситы. Переизмельчение угля после прохождения через грохот составляет 1,5—2 % исходного.

Для увеличения выхода среднетонких сортов энергетических углей следует совершенствовать технологию добычи и транспортирование угля из шахт.

Опыт эксплуатации струговых установок, оснащенных радиальными резцами, показал, что в сравнении с узкозахватными и широкозахватными комбайнами выход угля крупных сортов возрастает в 1,5—2 раза, а выход штыба снижается на 11—12 %.

В лавах, где по горно-геологическим условиям применение стругов

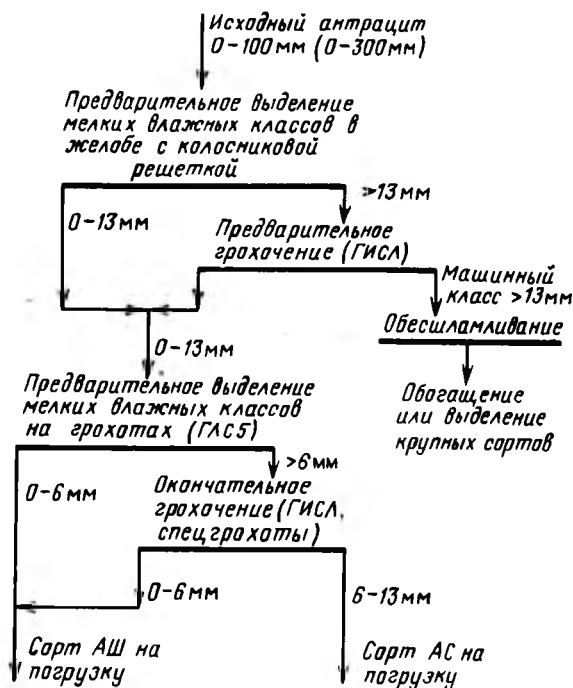


Рис. 57. Рекомендуемая технологическая схема классификации энергетических углей на товарные сорта

невозможно, следует использовать комбайны, оснащенные тангенциальными (скалывающими) резцами, которые позволяют обеспечить повышенный выход сортового топлива. С целью снижения измельчения угля в лаве должно быть минимальным число перегрузочных пунктов. В лавах наклонного падения пластов целесообразно использовать спуск угля с применением тормозных конвейеров.

На подземном транспорте следует применять изгибающиеся канатно-ленточные и пластинчатые конвейеры с максимальной длиной става (минимальным числом перегрузок).

Для предотвращения измельчения угля при его загрузке в скипы на всех действующих скиповых подъемах целесообразно устанавливать тормозные устройства, а приемные бункера следует оборудовать безударными углеспускными устройствами [6].

При переработке угля на обогатительных фабриках и сортировках для увеличения выхода среднетоннажных сортов энергетических углей необходимо применять эффективные просеивающие поверхности из резины и других полимерных материалов; улучшать технологию классификации с предварительным отсеком влажных углей мелких классов в начале процесса, а также применять специальные конструкции грохотов для отсева углей повышенной влажности.

Рекомендуемая технологическая схема классификации энергетических углей на товарные сорта показана на рис. 57. Вследствие предварительного выделения из исходного угля до 30—40 % мелких классов на 1,5—2 % снижается содержание влаги в углях, поступающих повторно на грохоты, что обеспечивает повышение эффективности распада на 15—20 %.

§ 20. ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЭФФЕКТИВНОСТЬ ОБОГАЩЕНИЯ ЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ УГЛЕЙ

Народнохозяйственная эффективность обогащения энергетических углей определяется по приведенным затратам в угольной промышленности на добычу и обогащение и затратам, связанным с капитальными вложениями на строительство и эксплуатацию электростанций. Все расчеты производятся на 1 кВт·ч отпущенной электроэнергии по формуле

$$П = C + E_n K,$$

где $П$ — приведенные затраты, руб.; C — себестоимость 1 т товарной продукции, или суммарные эксплуатационные расходы, руб.; K — капитальные затраты на единицу продукции, руб.; E_n — нормативный коэффициент экономической эффективности.

При определении эффективности обогащения угля существенное значение имеют затраты на его перевозку до потребителя. Характерным критерием в этом отношении могут быть данные об эффективности обогащения штыба (класс 0—6 мм).

Обогащение штыба, используемого для пылеугольного сжигания, дает следующий экономический эффект. При обогащении в гидроциклонах штыба исходной зольностью от 21,1 до 25,7 % и глубины обогащения до 0,5 мм экономия капитальных и приведенных затрат имеет место при транспортировании штыба на расстояние более 500 км.

При обогащении антрацитового штыба исходной зольностью более 29 % экономический эффект достигается при его использовании на месте добычи. Во всех случаях наиболее эффективным является выделение отходов (породы) зольностью более 70 %.

При использовании необогащенного антрацитового штыба зольностью 18,7 % приведенные затраты при его сжигании наиболее низки на предприятиях, расположенных вблизи добычи, и при перевозке на расстояние не более 1000 км.

При перевозке на 500 км и более и зольности антрацитового штыба, равной 21,1 %, приведенные затраты при его сжигании без обогащения выше, чем при сжигании после обогащения в гидроциклонах. Приведенные затраты при обогащении антрацитовых шламов во флотационных машинах выше, чем при обогащении штыба в гидроциклонах до предела 0,5 мм.

При обогащении штыба зольностью 29,1—30,5 % народнохозяйственный эффект обогащения достигается только при его использовании на предприятиях, расположенных вблизи места добычи.

Технико-экономические расчеты показывают, что при исходной зольности углей Донбасса марки Г до 20 % механическое обогащение для народного хозяйства экономически нецелесообразно.

При зольности рядового угля марки ОС Донецкого бассейна более 29 % реализация его без обогащения убыточна. Механическое обогащение крупных классов углей (до 13 мм) дает прибыль, перекрывающую убыток по шахте. Размер прибыли возрастает при увеличении предела обогащения.

Угли Кузнецкого бассейна марки СС зольностью 15,1–33,2 %, добытые открытым способом, обогащать неэффективно. Обогащение этих углей марки СС зольностью до 33,2 %, добытых подземным способом, также неэффективно. При их зольности 43 % обогащение эффективно в том случае, если предел обогащения угля 6 мм и последний перевозят на расстояние не менее 1700 км.

Эффективность механического обогащения энергетических углей повышается при увеличении зольности отходов: для каменных углей – свыше 71 %, для антрацитов – более 75 %.

Таким образом, приведенные данные свидетельствуют о том, что вопрос об эффективности обогащения энергетических углей той или иной зольности или марки следует решать в каждом отдельном случае путем технико-экономического расчета.

Глава V

ОБОГАЩЕНИЕ БУРЫХ УГЛЕЙ И ГОРЮЧИХ СЛАНЦЕВ

§ 21. ОБОГАЩЕНИЕ И БРИКЕТИРОВАНИЕ СЛАБОСТРУКТУРНЫХ БУРЫХ УГЛЕЙ

Бурые угли составляют значительную часть угольных ресурсов нашей страны. Буроугольные бассейны и месторождения в основном являются источниками энергетического топлива и химического сырья для газификации и полукоксования.

Угли наиболее известных буроугольных месторождений – Днепропетровского, Южно-Уральского, Экибастузского, Канско-Ачинского и других бассейнов – относятся к категории слабоструктурных молодых бурых углей. Влажность таких углей колеблется от 16 до 70 %, а зольность – от 10 до 60 % (на сухое состояние топлива). При хранении на поверхности слабоструктурные угли под действием атмосферного воздуха и температуры отдают влагу и быстро разрушаются, часто превращаясь в пыль.

Большие перспективы имеет развитие Канско-Ачинского буроугольного бассейна как основы создания мощного энергетического комплекса. Однако бурые угли этого бассейна рационально исполь-

зовать не только для выработки электроэнергии, но и для технологических целей.

Разработан метод окускования и гранулирования бурых углей Канско-Ачинского бассейна с целью эффективного их использования [32]. Доказана возможность получения прочного, транспортабельного, высококалорийного бездымного окускованного топлива и гранулированных сорбентов на основе продуктов энерготехнологической переработки бурых углей.

Новый вид окускованного топлива может применяться в металлургической промышленности, энергетике, цветной металлургии и др.

Полученные сорбенты могут найти применение для замены дорогостоящего сорбента, используемого в настоящее время в процессе улавливания и возврата растворителей из производственных газов; для улавливания сернистого ангидрида — токсичного компонента газов, выбрасываемых ТЭС в атмосферу; в качестве носителя для некоторых металлических катализаторов в газовой и других отраслях промышленности.

Применение для обогащения слабоструктурных бурых углей обычных мокрых и сухих механических методов обогащения нецелесообразно из-за низкой прочности бурых углей, особенно землистых. Кроме того, как правило, крупность вкрапленности пустой породы в угольное вещество составляет микрометры, и в результате извлечь ее практически невозможно.

В принципе высокозольные бурые угли с прочной структурой, загрязненные вмещающими породами, могут быть подвергнуты механическому обогащению, в частности гравитационным методом. При этом предпочтение следует отдавать сухим гравитационным процессам обогащения (после предварительной подсушки углей) вследствие сильной размокаемости углей.

На рис. 58 показаны кривые обогатимости бурых углей Днепровского бассейна (Байдаковский участок, Александрийское месторождение). Эти угли следует отнести к весьма трудной категории обогатимости. При общей их зольности 38,3 % возможно выделение концентрата зольностью 25 % при его весьма низком выходе (17 %, плотность разделения 1400 кг/м^3). Отделять же породу плотностью более 1800 кг/м^3 практически нецелесообразно из-за ее низкой зольности (менее 42,8 %).

Мокрое обогащение слабоструктурных бурых углей приводит к их размоканию, образованию большого количества мелочи и усложнению процесса улавливания шламов, их обезвоживания, сушки и т.д. В большинстве случаев удаление из таких бурых углей минеральной части, особенно при глубоком обогащении для химической переработки, возможно лишь с помощью химических методов.

В ГДР проведены исследования химического обеззоливания бурых углей разбавленными растворами соляной кислоты. При этом гуматы кальция и железа (неорганическая часть) разлагали, кальций и железо удаляли в виде хлоридов, карбонат кальция и углекислый магний переводили в растворимые хлориды. Было показано, что в определенных

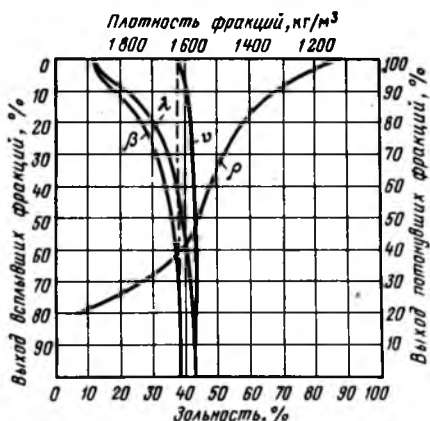


Рис. 58. Кривые обогатимости бурых углей Днепропетровского бассейна

Чтобы частично устранить указанные недостатки, промывку угля заменяют его пропаркой с последующим промыванием водой под давлением 980–1960 кПа. Это способствует усиленному вымыванию хлоридов из капилляров угля, что позволяет достигнуть более глубокого обеззоливания.

Описанный способ химического обогащения применим лишь для угля крупностью не менее 6 мм, так как при обработке угольной мелочи паром и водой в автоклаве образуется шлам, удаление которого сопряжено с определенными трудностями.

В МХТИ им. Д.И. Менделеева была поставлена серия опытов по обогащению итагского бурого угля с частицами крупностью менее 0,21 мм.

Уголь влажностью $W^r = 14,3\%$ и зольностью $A^d = 5,1\%$ обрабатывали раствором соляной кислоты, промывали водой до удаления ионов хлора и высушивали. Опыты показали, что указанная обработка дает возможность понизить зольность угля до 1,1 %.

Были проведены опыты фракционного разделения этого угля в тяжелых жидкостях (раствор четыреххлористого углерода в бензоле). Уголь разделяли в тяжелых жидкостях плотностью от 1360 до 1420 кг/м³ в пробирной лабораторной центрифуге при частоте вращения 8000 мин⁻¹. Усредненные результаты опытов представлены в табл. 29.

Приведенные данные свидетельствуют о том, что разделение угля даже на очень узкие по плотностям фракции не приводит к его глубокому обогащению. Самая легкая фракция (плотность 1360 кг/м³) имеет зольность 3,66 %, что объясняется высокой дисперсностью минеральных включений, а также значительным содержанием гуматов натрия, кальция, железа (30–40 % на сухое состояние топлива) и др.

Слабоструктурные бурые угли, как правило, не обогащают, а подвергают брикетированию.

Брикетирование углей — это процесс механической переработки

условиях таким методом можно получить из бурого угля продукт зольностью менее 1 %.

В разработанных схемах химического обеззоливания бурого угля предусматриваются его обработка 3–5%-ным раствором соляной кислоты и отмывание угля от хлоридов и хлора оборотной и свежей водой. Недостатки метода — неполная отмывка угля от хлоридов и следов хлора, приводящая к коррозии аппаратуры при термической переработке угля, и образование больших объемов сточных вод, содержащих хлор, из-за чего их невозможно сбрасывать в водоемы.

угольной мелочи с образованием одинаковых по форме, размерам и массе кусков топлива. Брикетируют торф, бурые угли, мелкие классы каменных углей и антрацитов, полукоксовую и коксовую мелочь и др. [37].

Применение кускового топлива имеет большое народнохозяйственное значение. По сравнению с обычным топливом брикеты обладают более высокими теплотехническими показателями — теплотой сгорания, полнотой сгорания, лучшей транспортабельностью, большей устойчивостью при хранении. По данным ИОТТ, для получения теплотехнического эффекта, эквивалентного сжиганию 1 т брикетов, требуется затратить 1,4 т рядовых углей марки Т.

Брикетиrowание углей начинает приобретать большое значение и в связи с развитием производства искусственного бытового бездымного топлива путем термической обработки брикетов.

Имеются два способа брикетирования углей: без связующих веществ при повышенном давлении прессования (выше 7,8 кПа) и с добавкой связующих веществ при малых давлениях прессования (1,35—2,25 кПа). Без связующих брикетируют торф и молодые (мягкие) бурые угли, со связующими — мелочь каменных и старых (твердых) бурых углей, антрацитовый штыб, полукоксовую и коксовую мелочь.

К буроугольным и угольным брикетам предъявляется ряд требований: они должны быть влагостойкими; при их погружении в дистиллированную воду на 2 ч масса поглощенной воды не должна превышать 3,5 % массы брикета. Термическую стойкость брикетов характеризует их способность полностью сгорать, не разрушаясь. По внешнему виду брикеты должны иметь определенные форму, массу, размер и гладкую глянцевую поверхность, свидетельствующую об оптимальной влажности высушенного продукта и оптимальных условиях его прессования.

Согласно существующим ГОСТам на буроугольные брикеты установлены следующие нормы: зольность 20—29 %, влажность 18—21 %, содержание общей серы до 4,5 %.

Механическая прочность брикета характеризуется следующими показателями: сопротивление сжатию не менее 7,8—8,8 кПа, сопротивление изгибу 10 кПа.

Буроугольные брикеты для коксования и полукоксования должны обладать повышенными механической прочностью, термоустойчивостью и влагоустойчивостью: сопротивление сжатию не менее 200 Па, влагоемкость (при погружении на 24 ч в дистиллированную воду) не более 4 % начальной массы брикета.

В товарных брикетах, отправляемых потребителю, не должно содержаться более 10 % мелочи размером 0—25 мм.

Технология брикетирования и схема буроугольных брикетных фабрик определяются физико-механическими свойствами перерабатываемого угля, его гранулометрическим составом и требованиями к качеству брикетов.

Типовая технологическая схема брикетирования молодых слабо-структурных бурых углей показана на рис. 59.

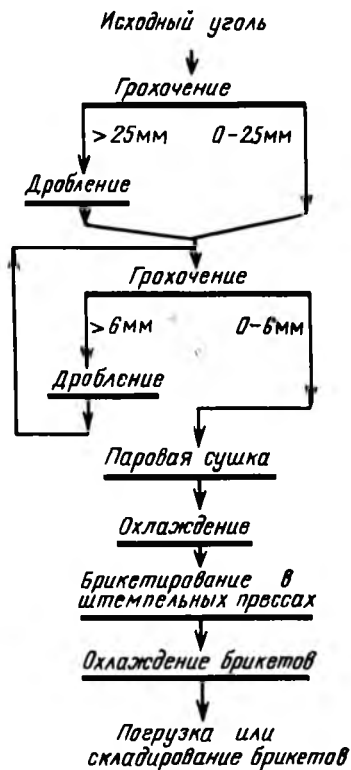


Рис. 59. Типовая технологическая схема брикетирования бурых углей

Результаты (%) глубокого обогащения бурого угля в тяжелых жидкостях

Плотность фракций, кг/м ³	Выход фракций	Зольность фракций
< 1360	4,1	3,66
1360—1370	3,4	4,35
1370—1380	42,6	4,97
1380—1400	6,0	6,20
1400—1410	26,6	6,47
1410—1420	11,4	8,32
> 1420	5,9	18,71
Исходная фракция	100	6,53

Исходный уголь влажностью 50 — 65 % после грохочения и дробления до крупности кусков 6 мм поступает в барабанную паровую сушилку, где высушивается до влажности 18 — 20 %. Угольную мелочь перед прессованием охлаждают до 40 — 50 °С и брикетируют в штемпельных прессах под давлением 9,8 — 11,8 кПа. Готовые брикеты на выходе из пресса имеют температуру 70 — 80 °С.

Во избежание самовозгорания брикеты охлаждают на охлаждающих лотках и сетчатых конвейерах, а затем направляют на склад или в отгрузку потребителям.

Бурые угли более высоких стадий метаморфизма. В Советском Союзе кроме слабоструктурных бурых углей имеются месторождения бурых углей более высоких стадий метаморфизма, физические свойства которых позволяют применять механические процессы для их обогащения. К таким углям, в частности, относятся бурые угли месторождений Урала и Подмосковного бассейна.

На Урале эксплуатируется ряд обогатительных фабрик и установок, оборудованных пневматическими сепараторами. Технологические схемы этих фабрик и установок предусматривают обогащение угля крупностью 13 (25) — 75 (50) мм. Уголь крупностью более 75 (50) мм дробится в двухвалковых зубчатых дробилках до размера 75 (50) мм. В некоторых случаях крупный уголь избирательно дробится в грохотах-дробилках с выделением отходов. На обогатительных фабриках получают, таким образом, концентрат крупностью 13—75 мм и отсев

крупностью менее 13 мм. Продукты обогащения используют для сжигания на тепловых электростанциях с пылеугольными топками.

Наиболее крупная обогатительная фабрика "Коркинская" в Челябинском угольном бассейне перерабатывает 5,8 млн. т в год добываемого на разрезе угля зольностью 42,5 %.

Уголь крупностью 13—75 мм обогащается на пневматических сепараторах. Для избирательного дробления рядового угля до крупности 75 мм применяют барабанные грохоты-дробилки, на которых выделяют отходы. Фабрика выпускает концентрат крупностью 13—75 мм, зольностью 25,3 % (выход 22,4 %), используемый в качестве сортового топлива, и частично обогащенный (присадкой крупного угля) отсев зольностью 35,5 %, направляемый для пылевидного сжигания на тепловые электростанции.

§ 22. КОМПЛЕКСНОЕ ОБОГАЩЕНИЕ БУРЫХ УГЛЕЙ ПОДМОСКОВНОГО БАСЕЙНА

Угли Подмосковского бассейна являются наиболее древними из известных гумусовых углей. Их зольность составляет 23—40 %, содержание серы 3 — 8 %. Они условно подразделяются на среднесернистые (содержание серы до 2,5 %), сернистые (2,5 — 4 %) и высокосернистые (более 4 %). Основные виды серы в них — колчеданная и органическая; содержание колчеданной серы для различных углей составляет 56 — 65 % общего содержания серы.

По гранулометрическому составу добываемые на различных шахтах Подмосковского бассейна угли не имеют существенного различия: суммарный выход крупных классов (более 25 мм) колеблется от 49,2 до 53,3 %. Выход штыба (класс 0 — 6 мм) составляет 21,4 — 28,6 %. Зольность отдельных классов крупности возрастает от крупных к мелким. В распределении серы наблюдается обратная картина: в крупных классах содержание серы максимальное (5,2 — 8,6 %), в штыбах оно снижается до минимального (2,7 — 6,9 %).

Разделение углей по плотности 1800 кг/м^3 обеспечивает снижение зольности концентрата на 5,6 — 6,8 %, а содержания серы на 1,8 — 2,5 %. Получаемые при этом отходы крупностью 6 — 50 мм имеют зольность от 65,8 до 67,3 % при содержании серы 18,8 — 21,7 %. Сравнительно низкая зольность отходов (породных фракций) обуславливается высоким содержанием в них углистого колчедана. Содержание серы в углистом колчедане составляет 42 — 43 %.

Сопутствующая порода ряда шахт бассейна, представленная в виде различных глин, в процессе обогащения может быть выделена и использована в дальнейшем как сырье для производства строительных материалов.

Таким образом, сырьевая база Подмосковского угольного бассейна позволяет развивать комплексное обогащение угля со снижением зольности используемых углей на 3—4 % (с учетом присадки к крупному концентрату необогащенных штыбов) и их сернистости на 20 — 50 %

(по отношению к исходному) с получением сернистого колчедана для химической промышленности и огнеупорной глины [26].

Промышленное комплексное обогащение подмосковных углей начали осуществлять в 1968 г. на обогатительной фабрике "Кимовская". Проектная производительность фабрики 2 млн. т в год.

В связи со значительной обводненностью надугольных песков и открытой добычей поступающая на фабрику горная масса увлажняется атмосферным воздухом, особенно в осенне-зимний период; поэтому технология комплексного обогащения бурого угля разработана на основе применения мокрых процессов обогащения.

В проектной технологической схеме предусматривались дробление, измельчение и дообогащение колчеданного концентрата в соответствии с требованиями потребителей. Однако опыт эксплуатации такой схемы выявил ее низкую надежность. Модернизированная технологическая схема показана на рис. 60.

Горная масса, добытая открытым способом, крупностью 0 — 300 мм доставляется на обогатительную фабрику автомобильным транспортом и разгружается в приемные ямы. Отсюда с помощью качающихся питателей и двухленточных конвейеров уголь направляется в отделение классификации, где на четырех валковых грохотах ГВ50 производится грохочение угля на классы 50 — 300 и 0 — 50 мм. Подрешетный продукт валковых грохотов (класс 0 — 50 мм) транспортируется ленточными конвейерами на два самобалансных грохота, где он снова разделяется на классы 0 — 25 и 25 — 50 мм.

Отсев угля крупностью 0 — 25 мм без обогащения поступает в погрузочные бункера. Надрешетный продукт резонансных грохотов смешивается с надрешетным продуктом валковых грохотов и ленточными конвейерами доставляется в обогатительный корпус.

Уголь класса 25—300 мм обогащается в магнетитовой суспензии в две стадии. На первой стадии установлены два колесных тяжелосредних сепаратора СК32, в которых уголь разделяется на два продукта по плотности 1600 кг/м^3 . При зольности исходного угля 33 — 35 % и содержании серы 5 — 9 % получают угольный концентрат зольностью 23 — 25 % с содержанием серы 3 — 5 %. Эффективность разделения $E_{pm} = 60 \text{ кг/м}^3$.

Всплывший продукт (концентрат) направляется на двухситные грохоты ГИЛ72 для сброса кондиционной суспензии, промывки и обезвоживания.

В дальнейшем отмытый концентрат додрабливают до крупности 100 мм, смешивают с подрешетным продуктом (отсев 0 — 25 мм) и направляют в качестве товарного продукта в отгрузку.

Потонувший продукт сепараторов СК32 промывают на грохоте ГСЛ62 и направляют на вторую стадию обогащения в сепаратор СК20, где разделение ведут по плотности 2100 кг/м^3 . Всплывший продукт, представляющий собой глинистую породу, после отмытки утяжелителя и обезвоживания конвейером подается на склад огнеупорной глины для отгрузки потребителю. Потонувший продукт (углистый колче-

Показатели (%) работы ОФ "Кимовская"

Продукт	Выход	Зольность	Содержание серы
Исходная горная масса	100,0	35,5	6,0
Обогащенный уголь	88,5	32,1	4,7
Колчеданный концентрат	1,7	60,0	39,0
Огнеупорная глина	3,5	62,9	4,6
Шламы (и потери)	6,3	55,1	15,8

она используется для изготовления шамота и строительного кирпича. Одним из потребителей является Рязанский завод строительного кирпича.

Анализ работы ОФ "Кимовская" показывает, что комплексное обогащение подмосковных бурых углей целесообразно. Внедрение комплексного обогащения подмосковных углей, кроме того, позволяет положительно решать вопросы оздоровления атмосферы в прилегающих к ГРЭС и ТЭС районах, поскольку последние работают на обогащенном угле с более низким содержанием серы.

§ 23. ОБОГАЩЕНИЕ ГОРЮЧИХ СЛАНЦЕВ

Запасы горючих сланцев в Советском Союзе сосредоточены в нескольких бассейнах. Наибольшее промышленное развитие получил Прибалтийский сланцевый бассейн. Прибалтийский сланец — горючее ископаемое органического происхождения. По современным представлениям превращение исходного органического материала (планктона) происходило в окислительной среде, в которой не могли сохраниться форменные остатки организмов. Уже на ранней стадии разложения исходного материала происходили усреднение состава органического вещества и образование коллоидного "водного гумуса", старение которого впоследствии привело к образованию химически однородного органического вещества сланца — керогена.

Элементный состав керогена прибалтийских сланцев достаточно постоянен, он мало изменяется для различных слоев и районов месторождения. Содержание в нем отдельных элементов следующее, %: углерода 76 — 78; водорода 9,3 — 9,7; серы 1 — 2,1; азота 0,16 — 0,46; хлора 0,2 — 0,8; кислорода 9,9 — 11,7.

По физическим свойствам кероген — аморфное вещество от темного до светло-коричневого цвета. В массе сланца кероген вкраплен частицами крупностью от 20 до 150 мкм.

Минеральная часть сланцев состоит из карбонатов (главным образом кальцита) и обломочного терригенного материала: кварца, алюмосиликатов и др. Содержание минеральных примесей в слоях и прослойках сланца колеблется от 54 до 85 %, содержание керогена — от 15 до 46 %.

дом $\gamma_k = 35,8 \%$ и $Q^{daf} = 12,4$ МДж/кг и отходы с выходом $\gamma_o = 64,2 \%$ и $Q^{daf} = 2,30$ МДж/кг.

Добываемые прибалтийские сланцы используются: как энергетическое топливо (без обогащения), для полукоксования, переработки в газогенераторах и получения газа с высокой теплотой сгорания, жидкого топлива и других продуктов. Минеральная часть сланцев, как показывают результаты опытных и опытно-промышленных работ, может с успехом использоваться для получения высококачественного цемента и ряда других строительных материалов.

В процессе добычи горючие сланцы засоряются вмещающими породами и прослойками известняков, глины и др. Обогащение сланцев пока находит ограниченное применение, однако тенденции развития сланцевой промышленности свидетельствуют о целесообразности развития комплексного использования сланцев на основе их предварительного обогащения.

На рис. 61 показана технологическая качественно-количественная схема обогащения эстонского сланца. Исходные сланцы, поступающие на обогащение, имеют зольность около 45 %, плотность от 1300 до 1800 кг/м³ и теплоту сгорания $Q^{daf} = 9,5$ МДж/кг.

Горная масса подвергается классификации с выделением класса более 125 мм с последующим его обогащением в тяжелосреднем сепараторе СКВС32 в магнетитовой суспензии при плотности разделения 2130 кг/м³.

Выделяемый класс (менее 125 мм) повторно классифицируется на грохоте с отверстиями размером 25 мм. Крупный класс (25 — 125 мм) после обесшламливания также обогащается в тяжелосреднем сепараторе СКВС32 при плотности разделения 2130 кг/м³. Мелкий класс (менее 25 мм) является конечным продуктом обогащения. Концентрат класса более 125 мм дробится, затем классифицируется по граничной крупности 25 мм. Класс менее 25 мм объединяется с классом 25 — 125 мм и является конечным продуктом для технологической переработки.

Класс 0 — 25 мм направляется на тепловую электростанцию в качестве энергетического топлива. Как видно из приведенных на схеме данных (см. рис. 61), продукты обогащения получают с различной теплотой сгорания, которые могут быть использованы для разных целей. Часть отходов обогащения (тяжелая фракция класса 25 — 125 мм) от шахты "Таммику" отгружается строительным организациям для использования при строительстве дорог.

В последние годы исследователи и проектировщики большое внимание уделяют радиометрическому методу обогащения сланцев, результаты испытаний которого на опытно-промышленной установке при шахте им. С.М. Кирова ПО "Ленинградсланец" были положительными. При испытании установки "Кристалл" производительностью 20 т/ч, работающей на исходном продукте крупностью 50 — 200 мм с теплотой сгорания $Q^{daf} = 5,9$ МДж/кг, получен концентрат с выхо-

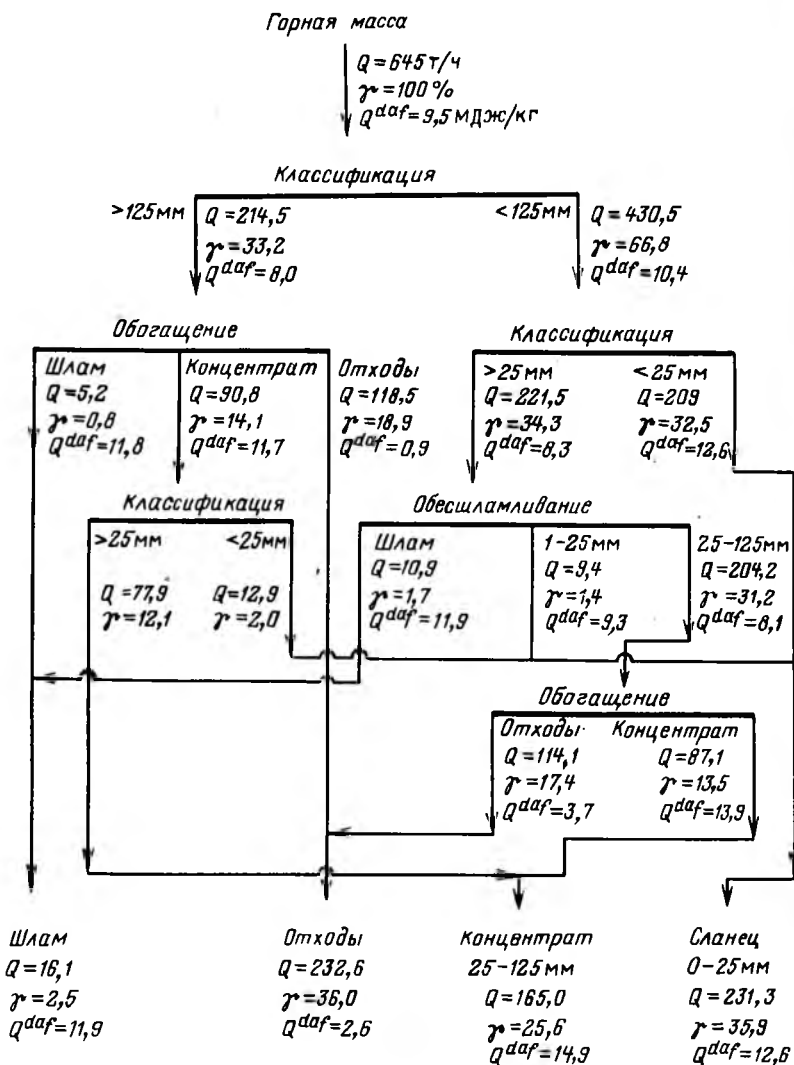


Рис. 61. Качественно-количественная схема обогащения горючих сланцев шахты "Таммику"

В настоящее время разрабатываются и находятся в эксплуатации более мощные радиометрические сепараторы: "Минерал", "Минерал-100", "Вихрь" и др.

На рис. 62 показана более совершенная (проектная) схема фабрики для обогащения прибалтийских сланцев производительностью 5 млн. т в год по товарному сланцу. В схеме предусмотрены дробление исходной горной массы до крупности 300 мм и грохочение дробленого

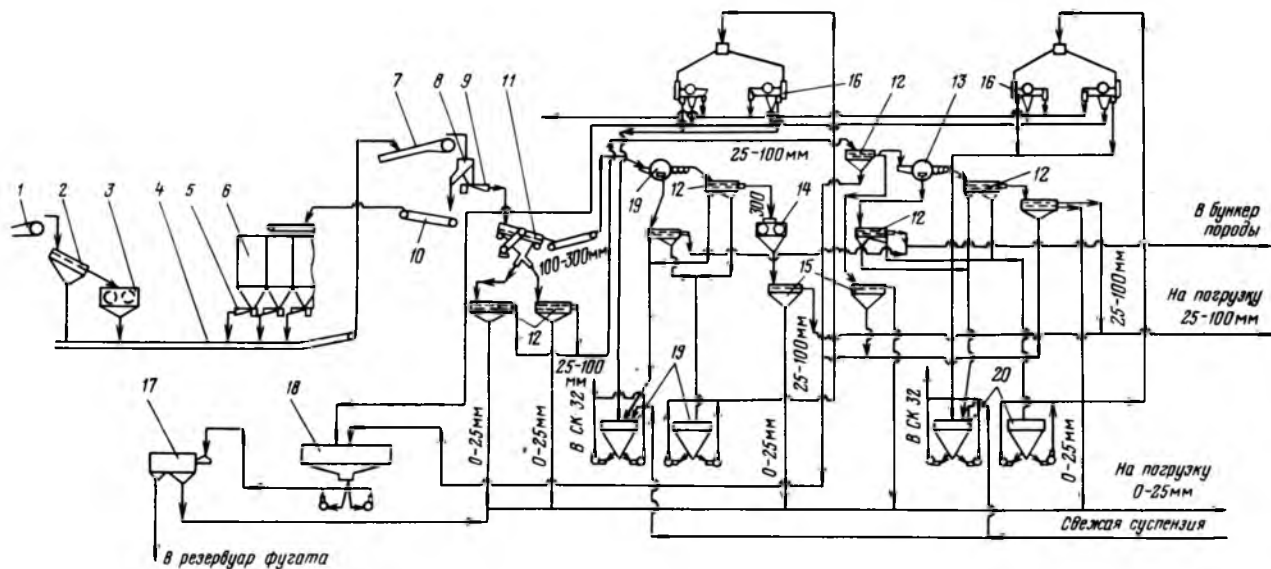


Рис. 62. Схема цепи аппаратов обогатительной фабрики для обогащения горючих сланцев:

1 — шахтный конвейер; 2 — колосниковый грохот; 3 — дробилка ДЗС70; 4, 7 — ленточные конвейеры; 5, 9 — качающиеся питатели; 6 — аккумулярующие бункера; 10 — катучий конвейер; 8 — воронка; 11 — грохот ГИТ71; 12 — грохот ГИСЛ72; 13 — сепаратор колесный СК32; 14 — дробилки ДЗС70; 15 — грохот ГИСЛ61; 16 — электромагнитные сепараторы ЗБМ80/170; 17 — осадительная центрифуга НОГШ-1100; 18 — радиальный сгуститель; 19 — баки кондиционной суспензии; 20 — баки некондиционной суспензии

продукта на три класса: 100 — 300, 25 — 100 и 0 — 25 мм. Первые два класса обогащаются в минеральной суспензии плотностью 2100 кг/м³. Класс 0 — 25 мм не обогащается и используется в качестве энергетического топлива на тепловых электростанциях. Крупный обогащенный сланец используется в качестве сырья для химической переработки на сланцеперерабатывающих комбинатах. Крупные классы тяжелых фракций тяжелосредних установок после дробления могут использоваться в качестве строительного щебня.

Недостаток действующих сланцеобогащительных фабрик — несовершенство водно-шламовых схем, в результате чего ежегодно в наружные шламовые отстойники (НШО) сбрасывается около 600 тыс.т сланцевых шламов с теплотой сгорания 2,56 МДж/кг. Осаждение, осветление, уплотнение и обезвоживание шламов в НШО осуществляются в течение 3—5 лет. При этом в связи с окислением горючей массы сланца под влиянием природных факторов значительно снижается его теплота сгорания. Кроме того, сточные воды ОФ при длительном контакте со шламом приобретают повышенную кислотность (рН до 4), а дренируемая вода заболачивает прилегающие к НШО земли.

При реконструкции действующих и строительстве новых фабрик предусматривается организация замкнутого водооборота с применением радиальных сгустителей, флокуляции шламов и их обезвоживания в осадительных центрифугах.

Перспективным является использование горючих сланцев для получения из них концентратов с высоким (до 90 %) содержанием керогена. Получение такого концентрата может быть осуществлено флотацией исходного сланца, измельченного до крупности 90 — 95 % класса менее 0,074 мм.

Кероген-70 — ценное сырье для получения различных химических продуктов. Он находит все более широкое применение в качестве наполнителя при производстве кислотоупорных и щелочеупорных пластических масс, для получения специальных сортов эбонита, резинотехнических изделий и других материалов. В качестве наполнителя кероген полностью или частично заменяет дорогостоящие наполнители (древесную муку, полевой шпат, асбест). Применение керогена позволяет уменьшить расход дефицитных фенолформальдегидных смол, не ухудшая качества изделий, снизить расход материалов и их себестоимость при производстве пластмасс и резинотехнических изделий.

Разработана технология получения из керогена жирных дикарбоновых кислот. Эти кислоты находят широкое применение в качестве исходного сырья для производства пластификаторов и полиэфирных смол. Кроме того, разработана технология термопластификации керогена. Получаемый продукт — термобитум — может заменить формальдегидные смолы в производстве пенопластов и антикоррозионных лаков.

Ленгипрошахтом разработана технологическая схема глубокого обогащения горючих сланцев для получения керогена-70. По этой схеме обогащаются сланцы крупностью 0 — 30 мм с содержанием в них

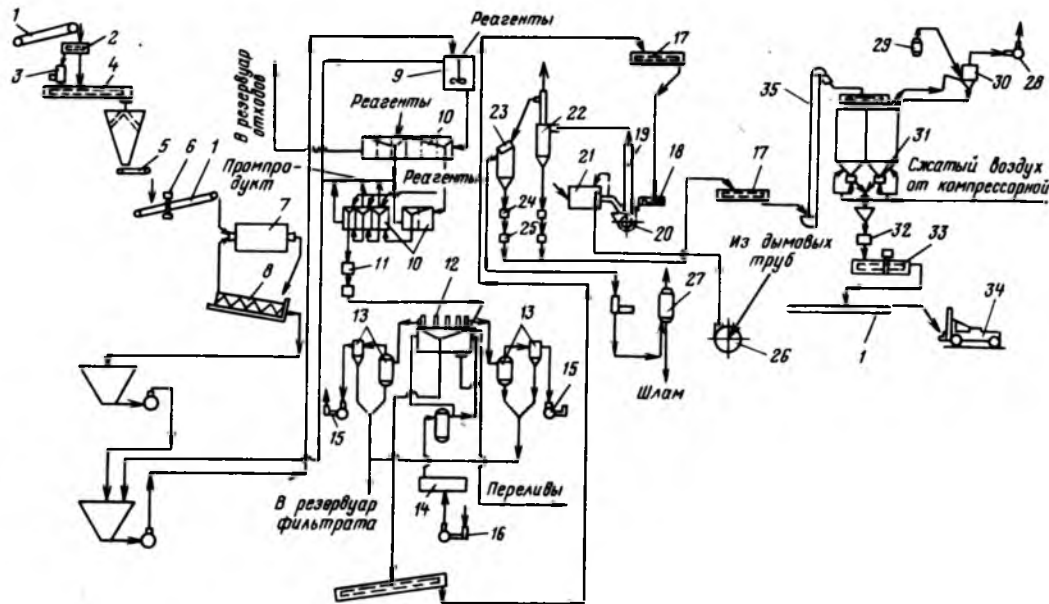


Рис. 63. Схема цепи аппаратов установки для получения керогена-70:

1 — ленточный конвейер; 2 — пробоотборник ковшовый; 3 — проборазделочная машина МПП 150; 4 — конвейер; 5 — питатель ленточный; 6 — весы ленточные; 7 — шаровая мельница; 8 — классификатор односпиральный; 9 — контактный чан; 10 — флотационные машины ФМР25; 11 — пеногаситель; 12 — вакуум-фильтр ДУ100-2,5; 13 — ресиверы; 14 — ловушка; 15 — вакуум-насосы КВН-50; 16 — воздуходувка ТВ-80-1,6; 17 — скребковый конвейер; 18 — скребковый конвейер к трубе-сушилке; 19 — труба-сушилка; 20 — шахтные мельницы; 21 — газовая топка; 22 — циклон НИОГАЗа; 23 — батарейный циклон "Тюбикс"; 24 — мигалки; 25 — шлюзовые затворы; 26 — дымосос; 27 — мокрый пылеуловитель; 28 — центробежный вентилятор; 29 — электрокалорифер; 30 — всасывающий фильтр; 31 — пневморазгрузатель; 32 — весы ДВП-500; 33 — мешкозашивочная машина; 34 — автопогрузчик; 35 — ленточный элеватор

30—36 % керогена. Конечный концентрат должен содержать 70—75 % керогена. Выход концентрата составляет 42 — 44 %.

Для получения концентрата заданного качества в схеме цепи аппаратов (рис. 63) предусматривается применение шаровых мельниц, работающих в замкнутом цикле с гидроциклонами или спиральным классификатором, с целью измельчения сланца до крупности 90 % класса менее 0,074 мм и четырех перечисток концентрата основной флотации и контрольной перечистки отходов. Обезвоживание концентрата флотации будет осуществляться на дисковых вакуум-фильтрах, сушка — в трубах-сушилках инертными газами.

С 1963 г. при комбинате "Сланцы" Миннефтехимпрома СССР действует установка для получения керогена-70 из отсевов класса 0 — 25 мм технологического сланца с содержанием органической массы 40 % [28].

Получение керогена возможно также с помощью центробежного разделения горючих сланцев в тяжелых жидкостях по методу, разработанному в ИОТТ. Применение этого метода целесообразно при сооружении обогатительной установки в едином комплексе с установкой по окислению керогена азотной кислотой. В этом случае отходы химического цеха могут быть использованы для получения водных растворов нитрита кальция, используемого в качестве тяжелой жидкости при центробежном тяжелосредном обогащении.

Практика эксплуатации установки и многочисленные исследовательские работы ряда институтов по флотации сланцев различных слоев и месторождений показывают, что во всех случаях могут быть достигнуты хорошие технологические показатели обогащения. Институтами разработаны эффективные режимы получения высококонцентрированного керогена марки 80, 90 и 92, его обезвоживания и доведения до нужной крупности.

Глава VI

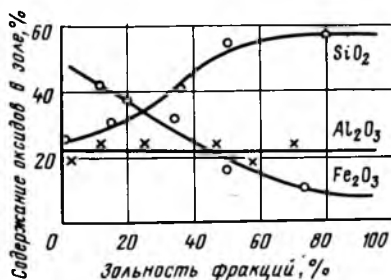
КОМПЛЕКСНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ МИНЕРАЛЬНОЙ И ОРГАНИЧЕСКОЙ СОСТАВЛЯЮЩИХ УГЛЕЙ

§ 24. МИНЕРАЛЬНЫЕ ПРИМЕСИ В УГЛЯХ

Потери минеральных компонентов с отходами углеобогащения, а также в золе сжигаемых энергетических углей по Советскому Союзу составляют сотни миллионов тонн в год. Масса горных пород, извлекаемых попутно при добыче угля, растет из года в год и уже сейчас превышает массу добываемых углей.

Исследования минерального состава добываемых углей и сопровождающих пород как в отношении установления генетических закономерностей, так и использования неорганических микрокомпонентов имеют

Рис. 64. Распределение основных компонентов негорючей части углей Донецкого бассейна



важное значение для комплексного и рационального их использования.

Характер распределения минеральных компонентов в угольном веществе, по А.З. Юровскому, определяется составом горных пород областей сноса, процессами выветривания пород и поступлением образующихся продуктов в районы аккумуляции. Для химических и инфильтрационных минеральных примесей кроме того, существенными являются состав и геологический режим окружающих минерализованных растворов.

В неорганической части твердых топлив количественно преобладают глинистый сланец ($Al_2O_3 \cdot 2SiO_2 \cdot 2H_2O$), песчаный сланец (кварц SiO_2), пирит (FeS_2), сульфаты ($CaSO_4$), карбонаты ($MgCO_3$, $FeCO_3$) и др. Диагностировано свыше 50 минералов, в том числе комплексы акцессорных минералов, характерных для определенных петрографических провинций.

Наиболее полно изучены угли Донецкого бассейна в процессе составления геолого-химической карты отдельных месторождений, а также при исследованиях фракционного состава углей и проведении минералогического и химического анализов различных продуктов обогащения. Установлены тенденции и закономерности изменения химического состава зол во фракциях различной плотности и продуктах обогащения. Одна из закономерностей распределения главных компонентов негорючей части показана на рис. 64. Основная масса SiO_2 содержится в отходах обогащения, а железосодержащих минералов (Fe_2O_3) — в золе концентратной части. Распределение оксидов Al_2O_3 не связано с распределением других минералов, а связано с зольной частью продуктов обогащения.

Кроме макроскопических примесей в углях содержится определенное количество микроскопических соединений и элементов: цветных и благородных металлов, редких, редкоземельных, радиоактивных, легирующих (свинец, цинк, олово, ртуть, медь, серебро, золото, германий, галлий, бериллий, рений, уран, иттрий, скандий, лантан, бор, титан, циркон, ванадий, ниобий, молибден, вольфрам, кобальт, никель, хром, марганец) и др.

По данным Международной организации по стандартизации в углях обнаружено 84 элемента, относящихся к различным группам периодической системы элементов Д.И. Менделеева.

**Среднее содержание ряда элементов в золе углей
Советского Союза**

Элемент	Среднее содержание в золе углей Советского Союза, г/т	Угольные бассейны и месторождения	Содержание в золе, г/т	Среднее содержание в осадочных горных породах (глины и сланцы), г/т	Отношение содержания в золе углей к содержанию в осадочных породах	
					В целом по Советскому Союзу	По отдельным бассейнам
Ti	9200	Подмосковный	50 000	4500	2	11
Ti	—	Канский	5000	4500	—	11
Zr	480	Минусинский	3500	200	2	17
V	450	Месторождения Южного Урала	2580	130	3	20
Zn	319	Кизеловский	1823	80	4	23
Ni	214	Месторождения о. Сахалин	810	95	2	9
Cu	183	Донецкий	728	57	3	13
Pb	93	То же	437	20	5	22
Ga	69	Минусинский	171	30	2	6
Co	63	То же	144	20	3	7
Co	—	Месторождения Восточного Урала	120	20	—	6
Y	59	Месторождения Кавказа юрского возраста	211	40	0,7	2
Ge	—	Кок-Янгакское месторождение	< 1000	—	—	—
Ge	—	Западный Донбасс	< 1750	—	—	—
Be	37	Минусинский	73	3	12	24
La	27	Печорский	90	40	0,7	2
Sc	24	Подмосковный	52	10	2	5
Yb	22	Донецкий	39	3	7	13
Mo	21	То же	103	2	11	51
Sn	16	Месторождения Средней Азии	76	10	2	8
Nb	15	Канский	112	20	0,7	6
B	—	—	—	100	3	—

Среднее содержание ряда элементов в золе углей Советского Союза показано в табл. 31.

Среднее содержание большинства металлов в золе углей Советского Союза является значительно более высоким, чем в осадочных горных породах.

Среднее содержание некоторых металлов в золе углей ряда бассейнов очень высокое.

В пределах некоторых бассейнов и месторождений на отдельных их участках угли содержат значительно больше ценных металлов, чем в целом по бассейнам или месторождениям. Это создает предпосылки для успешных поисков месторождений или их участков с промышленным содержанием ценных металлов и других элементов в углях.

При установлении закономерностей распределения элементов в угольно-минеральном веществе твердых топлив в качестве одного из основных методических приемов используют (в Институте горючих ископаемых и некоторых других исследовательских организациях) разделение горючего ископаемого на фракции различной плотности. Для повышения четкости разделения исследуемые объекты подвергаются глубокому дроблению, обеспечивающему достаточное раскрытие угольно-минеральных фаз. Сам процесс разделения осуществляется в истинных растворах тяжелых жидкостей заданной плотности в поле центробежных сил.

Перечисленные выше микрокомпоненты и элементы (исключая германий) в промышленных условиях пока не извлекаются. Их извлечение может быть целесообразным только при решении вопросов комплексной переработки сырья.

На примере германия, извлекаемого для промышленного использования, как в методическом, так и в прикладном отношении могут быть успешно решены задачи исследования и использования других ценных неорганических компонентов твердых топлив.

§ 25. ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ОТХОДОВ УГЛЕОБОГАЩЕНИЯ И ЗОЛЬНЫХ ОСТАТКОВ В РАЗЛИЧНЫХ ОТРАСЛЯХ ПРОМЫШЛЕННОСТИ

Применение отходов угольной промышленности при строительстве автомобильных дорог и сооружений дамб, насыпей и других инженерных объектов — один из наиболее перспективных и экономичных способов использования этого вида вторичного минерального сырья (техногенных месторождений).

В СССР за последние годы производственными объединениями различных угольных бассейнов было построено свыше 1 тыс. км дорог местного значения с использованием около 3,5 млн. т отходов добычи и обогащения углей в подстилающем слое, нижних слоях оснований и земляном полотне [7].

Использование отходов углеобогащения при строительстве гидротехнических сооружений — плотин, ограждающих дамб шламонакопителей, отстойников, прудов-охладителей и др. — в настоящее время перспективное направление.

Отечественный и зарубежный опыт возведения и эксплуатации плотин и дамб из отходов углеобогащения показывает, что в гидро-

техническом строительстве эффективно могут быть использованы практически все разновидности указанных материалов [29].

Реализация отходов углеобогащения в гидротехническом строительстве способствует решению проблемы охраны окружающей среды и приводит к значительной экономии средств за счет отказа от разработки специальных карьеров строительных материалов, сохранения и освобождения земель, занятых отвалами.

Следует отметить, что для строительства некоторых плотин были использованы отходы углеобогащения со значительным содержанием органического углерода и серы, склонные к самовозгоранию (отходы ЦОФ "Торезская", ОФ Днепродзержинского и Енакиевского КХЗ и др.). Несмотря на то что в отвалах указанных ОФ наблюдается самовозгорание отходов, при строительстве плотин этого не происходит, поскольку высокая степень уплотнения материала в гидротехнических сооружениях обуславливает незначительную его воздухопроницаемость. Это позволяет сделать вывод о том, что в процессе эксплуатации плотин из негорючих отходов углеобогащения при водонасыщении большей части сооружения ниже депрессионной поверхности возможность самовозгорания материала полностью исключена.

Практика применения отходов при сооружении гидротехнических объектов позволяет достичь значительного снижения сметной стоимости их строительства.

Зольные остатки и отходы углеобогащения (продукты с высокой зольностью) в основном содержат оксиды SiO_2 (см. рис. 64). Эти продукты можно использовать при изготовлении шлакоблочных изделий, заполнителей бетонов, в производстве красного кирпича и др. [21, 42].

Золу, получаемую при пылеугольном сжигании и санитарной очистке дымовых газов, в отдельных случаях используют при изготовлении цемента.

Шлаки от сжигания углей в тепловых установках ГРЭС и ТЭЦ могут эффективно применяться в качестве теплоизоляционного материала для утепления чердачных и междуэтажных перекрытий, стен, тепловых и водопроводных магистралей, а также в качестве заполнителей для легких бетонов и кирпича.

Установлена целесообразность производства зольного гравия, минеральной ваты, а также литых изделий из некоторых углистых сланцев и их шлаков. Каменное литье из расплава на основе углистых сланцев превосходит базальтовое каменное литье по механической прочности и практически не уступает ему по кислотостойкости. При измельчении затвердевшего расплава получают высококачественный кислотоупорный порошок для футеровки химической аппаратуры.

В последние годы начали использовать отходы углеобогащательных фабрик в кирпичной промышленности. При ежегодном выходе отходов углеобогащения более 150 млн. т содержание в них горючей части примерно в 2 раза превышает ежегодное потребление полноценного топлива всей кирпичной промышленностью, а минеральная часть

по массе почти в 1,5 раза больше потребности этой отрасли в сырье.

Практически все отходы углеобогащения в настоящее время направляются в отвалы. Последние занимают значительные площади земельных угодий и существенно ухудшают на обширных территориях санитарно-гигиеническое состояние воздушного бассейна. Таким образом, рациональное использование указанных отходов может решить не только важную экономическую задачу, но и внести значительный вклад в дело охраны окружающей среды [42].

Известно много положительных примеров использования отходов углеобогащения в качестве добавки в шихту для производства керамических стеновых изделий. Однако наибольший интерес представляет разработка способа производства упомянутых изделий полностью из этих отходов. Трудности освоения такого метода обусловлены повышенным содержанием горючей части в отходах, нередко превышающим в несколько раз необходимое содержание ее для обжига изделий.

Наиболее апробированная область использования отходов углеобогащения (в основном хвостов флотации) — производство стеновых керамических материалов и легких заполнителей бетона (аглопорита и керамзита). Широкое применение они могут найти в производстве керамической продукции, стеновых изделий, труб низконапорных сооружений, заполнителей бетона, в засыпке оврагов на сельскохозяйственных угодьях, закладке выработанного пространства шахт и др.

Отличительная особенность отходов флотации — значительное содержание в них горючей массы и ее дисперсное распределение в сырье. Поэтому требуются тщательная подготовка сырья к производству керамических изделий и обеспечение регулируемого режима обжига высушенного сырца для получения изделий с нормируемыми показателями свойств.

Во ВНИИстроме разработана технология изготовления керамических изделий с пористой структурой из отходов флотации. Особенности этой технологии являются: использование отходов флотации после их обезвоживания в фильтр-прессовых отделениях; упрощенная схема приготовления формовочной массы, содержащей до 30 % активизирующей добавки — измельченного шамота; применение форсированных режимов сушки оформованного сырца и обжиг по специальному режиму [4].

Большое практическое применение могут находить отходы углеобогатительных фабрик в производстве заполнителей для легких бетонов, в частности при производстве аглопорита, который наряду с керамзитом, перлитом и другими заполнителями в последние годы находит все более широкое применение.

Аглопорит — легкий пористый материал — получают при контактом спекании на решетках агломерационных машин различного глинистого сырья, отходов от добычи, обогащения и сжигания углей. При этом под действием раскаленных газов в шихте происходят испарение влаги, подогрев и горение топлива, спекание и вспучивание.

В зависимости от метода подготовки шихты и условий ее термичес-

кой обработки конечным продуктом могут быть пористые глыбы, подвергаемые дроблению на щебень и песок (аглопорит), либо отдельные не спекшиеся между собой округлые гранулы (аглопоритовый щебень).

Важнейшие строительно-технические характеристики пористых заполнителей — средняя плотность и прочность. Как правило, чем меньше средняя плотность и прочность заполнителя, тем меньше будут те же показатели у легкого бетона, который может быть получен на его основе. Для искусственных заполнителей важно, чтобы они имели небольшую среднюю плотность и высокую прочность. Насыпная плотность аглопоритового щебня и гравия колеблется от 250 до 800 кг/м³, а песка — от 450 до 1200 кг/м³.

Среди искусственных пористых заполнителей наибольшей конструктивной эффективностью обладает керамзитовый гравий, полученный путем быстрого обжига глины в определенных физико-химических условиях. Однако по ряду показателей аглопорит обладает существенными преимуществами перед керамзитом, особенно в бетонах высоких марок. При изготовлении конструктивно-теплоизоляционных бетонов предпочтение отдается аглопоритовому и вспученному перлитовому пескам, так как при этом средняя плотность бетона уменьшается на 25 — 30 %, что обусловило широкое применение бетона, в состав которого входит аглопорит, в различных строительных конструкциях. В частности, бетон марки 75 используют при изготовлении крупных элементов стен жилых и промышленных зданий. На основе бетона марки 200 изготавливают многопустотные панели перекрытий. Бетон марки 300 широко применяют для производства настилов и кровельных плит для домов и др.

Примером комплексного и рационального подхода к использованию отходов углеобогащения являются предложения ВНИИстрорма и ИГИ, реализуемые на ЦОФ "Абашевская" в Кузбассе [26]. Здесь уже построено первое в СССР головное предприятие по производству кирпича только из отходов обогащения.

На этом предприятии кирпич производится методом полусухого прессования. Основные технологические операции производства кирпича включают (рис. 65, а) дробление отходов обогащения класса более 13 мм в щековой дробилке до 6 мм, измельчение в молотковой мельнице до крупности 0,5 мм с одновременной сушкой порошка, двухстадийное смешивание породного порошка в стержневом смесителе, прессование сырца под давлением 40—60 МПа и термическую обработку в комбинированной туннельной печи, где одновременно осуществляются сушка и обжиг изделий.

Производительность дробильно-измельчительного оборудования по данной схеме в 2,5 раза превышает потребность кирпичного производства в сырье. В связи с этим около 60 тыс. т в год породного порошка отправляется другим кирпичным заводам, где он используется в качестве добавки в шихту. Это позволяет потребителям снизить расход топлива на 80—100 кг на каждую тысячу штук кирпича.

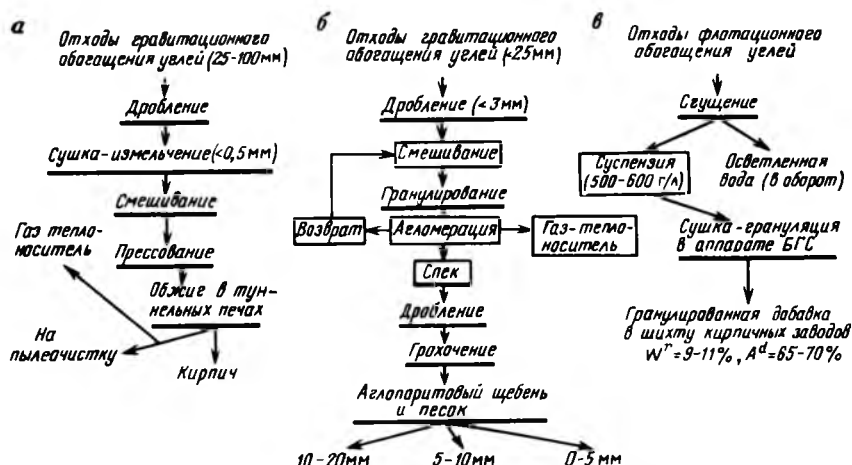


Рис. 65. Принципиальная схема полного использования отходов углеобогащения ЦОФ "Абашевская":

а — отходы гравитационного обогащения углей крупностью 25—100 мм; б — то же, более 25 мм; в — отходы флотационного обогащения углей

Степень изученности сырья и объема выхода отходов позволили обосновать сооружение на ЦОФ "Абашевская" наряду с кирпичным заводом цеха по производству искусственных пористых заполнителей и закладочного материала для шахтных выработок (рис. 65, б), а также головной установки для утилизации отходов флотации (рис. 65, в). Реализация комплекса перечисленных установок позволит превратить ЦОФ "Абашевская" в предприятие с безотходным производством.

С учетом состава минеральной части отходов обогащения углей данной фабрики рекомендуется использовать в качестве основного сырья при производстве стеновой керамики и пористых заполнителей угольные отходы зольностью более 75 %, полученные при гравитационном обогащении, а для производства гранулированных добавок — флотоотходы. Организация этих производств может быть осуществлена на оборудовании, серийно выпускаемом или осваиваемом отечественной промышленностью.

Освоение полного комплекса установок ЦОФ "Абашевская" позволит создать предпосылки полноценного решения задачи эффективного использования отходов обогащения углей не только Кузбасса, но и других предприятий угольной промышленности.

§ 26. ИЗВЛЕЧЕНИЕ ГЕРМАНИИ ИЗ ПРОДУКТОВ ОБОГАЩЕНИЯ УГЛЕЙ

Германий — один из важнейших материалов, обеспечивающих развитие современной техники полупроводниковых приборов.

Первоначально германий, являющийся рассеянным элементом,

получали в основном из отходов других производств (например, из побочных продуктов при выплавке цинка) и собственно рудных (очень редких и маломощных) месторождений минералов, содержащих этот элемент.

В связи с бурным развитием полупроводниковой техники спрос на германий резко увеличился, и начались интенсивные поиски источников его получения. Оказалось, что главным сырьевым источником германия могут быть ископаемые угли.

Германий в углях распространен крайне неравномерно. Значительно различаются по среднему содержанию германия отдельные пласты и участки месторождений, месторождения в целом, бассейны и более крупные регионы. Так, например, для трех крупных регионов США среднее содержание германия в углях составляет 1,6; 13,0 и 5,8 г/т.

Имеются многочисленные данные о неравномерности содержания германия в разрезе пласта, особенно при сложном строении последнего. Часто наблюдается увеличение содержания германия в пачках около кровли или почвы пласта. Среди углей разных стадий метаморфизма более богатыми германием, как правило, являются угли менее метаморфизованные. Весьма неравномерно распространен германий в веществе угля. Большинство исследователей считает, что он связан с органической частью угля.

Основные носители германия — первично неокисленные компоненты органической части углей — витрен, ксилен и ксиловитрен, основная гелифицированная масса. В большей степени германий связан с компонентами группы витрена.

В витренах разных по плотности фракций, выделенных из одной пробы угля, отмечено различное содержание германия. Вероятно, отдельные компоненты группы витрена максимально концентрируют германий. В пробах бурых и каменных углей всех исследованных месторождений максимальное содержание германия приурочено к фракциям, наиболее богатым витреном. Содержание германия в них является наибольшим как в пересчете на золу, так и на угольное вещество.

Исследования по установлению характера распределения германия в угольных фракциях различной плотности свидетельствуют о том, что содержание германия значительно возрастает в золе легких фракций. В большинстве случаев наблюдается повышение его концентрации в угольном веществе от тяжелых фракций к легким.

Однако при общей достоверности наблюдаемой закономерности характер кривых распределения германия по угольным фракциям различной плотности не идентичен. Можно отметить следующие основные типы распределения германия:

- 1) монотонное возрастание содержания германия в угольном веществе по мере уменьшения плотности фракции (рис. 66) ;

- 2) при общей тенденции повышения концентрации германия с уменьшением плотности угольных фракций явное снижение его содержания в наиболее легких фракциях (плотность около 1300 или 1350 кг/м³).

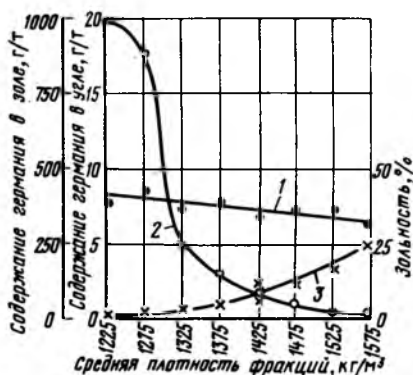


Рис. 66. Распределение германия:

1 — в угльном веществе; 2 — в золе;
3 — изменение зольности по фракциям
различной плотности

Указанное явление можно объяснить с помощью петрографического анализа. Действительно, значительная обедненность по содержанию германия группы форменных элементов, имеющей низкую плотность, снижает концентрацию германия в легких фракциях на величину, определяемую количествен-

ным отношением группы форменных элементов к гелифицированной массе и витрену. Это имеет определенное генетическое значение и представляет также несомненный интерес при изучении характера соединений германия в угльном веществе.

Таким образом, общие закономерности распределения германия в угльном веществе позволяют считать технологически целесообразным предварительное обогащение угля с целью выделения его наиболее легких фракций, в золе которых концентрируется основная масса германия. Глубокая деминерализация угольного концентрата и выделение части органической массы, содержащей витрен и гелифицированное вещество, позволяют в результате сжигания получать золу с высокой концентрацией германия.

§ 27. О ВОЗМОЖНОСТЯХ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ СОДЕРЖАЩИХСЯ В УГЛЯХ ОКСИДОВ АЛЮМИНИЯ И ЖЕЛЕЗА

Зольная часть углей кроме SiO_2 может содержать значительное количество оксидов алюминия и железа (см. рис. 64). В настоящее время изучаются возможности производства глинозема из некондиционных бокситов, каолинов и каолинизированных силлиманитов, дистеновых и дистен-хлоритоидных сланцев, а также из других алюмосиликатных пород, содержащих 22 — 24 % оксида алюминия.

Разработана технологическая схема комплексной переработки золы углей щелочным методом для производства глинозема и цемента. Преимущества этой схемы — применение низкощелочной шихты, содержащей 0,7 — 0,8 молекулы Na_2O на молекулу глинозема, и связывание остального количества оксида алюминия в виде многокальциевого алюмината, а железа — в виде моноферрита кальция. Высокий выход последних в раствор снижает удельный расход соды до 85 — 90 кг на 1 т глинозема. Получаемый после обработки спеков шлам на 80 — 85 % состоит из $\beta\text{-}2\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$ и является хорошим сырьем для получения цемента марки 600.

Эффективен способ получения глинозема из нефелинового кон-

концентрата при спекании его с золой и известняком. Введение в шихту на 100 частей нефелинового концентрата 25,7 части золы позволило резко увеличить выход щелочи и глинозема. Установлена целесообразность производства глинозема из породы углеобогатительных фабрик.

В отходах обогащения ряда углей содержание оксида алюминия значительно выше, чем в золе, получаемой при их сжигании на электростанциях.

Наиболее распространенные концентраторы минеральной части ископаемых углей — соединения железа.

В зольных остатках газификации угля на парокислородном дутье под давлением соединения железа приобретают повышенные магнитные свойства вследствие образования Fe_3O_4 , что позволяет извлекать магнитный оксид железа как готовый продукт. При магнитной сепарации золы возможно извлечь более 92 % железа; содержание Fe_3O_4 в полученном концентрате около 90 %, в немагнитной фракции — 0,57 %. Основными примесями в магнитном концентрате являются кремнекислота, оксиды алюминия, кальция и титана. Содержание серы составляет около 0,1 %.

Только в Донбассе ежегодно с углем добывается свыше 3,5 млн. т оксидов железа. Естественно, что из золы части добываемых углей железо не может быть извлечено. Но угли, потребляемые в первую очередь на крупных энергетических установках (свыше одной трети общей массы углей, поставляемых по всем отраслям народного хозяйства), являются сырьем для производства и выделения магнетита.

Разработка технологии выделения соединений железа из зольных остатков углей — одна из интереснейших задач их комплексного использования.

§ 28. ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ОРГАНИЧЕСКОЙ МАССЫ УГЛЕЙ

Развитие различных отраслей промышленности требует большого объема новых материалов и продуктов, которые могут быть получены из органической массы углей путем ее химико-технологической переработки [18].

Угольный порошок для литейного производства используется в качестве добавок в формовочные смеси при производстве отливок ковкого и серого чугуна. В процессе нагрева угольное вещество, содержащееся в формовочной смеси, проходит стадию пластического состояния. Температурный интервал пластичности углей и толщина пластического слоя влияют на величину термических напряжений в формах для отливок и возможность появления в них так называемых "ужимин". При дальнейшем нагревании уголь подвергается пиролизу с выделением летучих веществ, которые создают восстановительную атмосферу, препятствующую окислению поверхности металла.

Входящие в состав летучих веществ углеводороды разлагаются при соприкосновении с металлом и образуют пленку так называемого

"блестящего углерода". Эта пленка плохо смачивается, что препятствует проникновению металла и его оксидов в поры формы и предотвращает образование "пригара".

Таким образом, уголь как сырье для литейного производства должен иметь оптимальный выход летучих веществ, максимальный выход "блестящего углерода", высокие пластические свойства и широкий интервал пластичности, определенные нормы по содержанию золы и серы и, наконец, стабильный гранулометрический состав. С переводом большинства литейных заводов и цехов на автоматические линии стабильность свойств углеродной добавки может быть гарантирована только в условиях централизованного промышленного изготовления соответствующего угольного порошка.

Сажа из углей. Применительно к промышленному производству этот продукт называют техническим углеродом. Он находит широкое применение в шинной и автомобильной промышленности, производстве электродов, электроджеток, красок для полиграфии, некоторых видов пластических масс.

В настоящее время основным сырьем для получения сажи служат определенные фракции нефти и каменноугольной смолы, а также природный газ. Получение сажи из углей или угольных смол позволяет расширить сырьевую базу производства сажи.

Разработан ряд методов получения сажи из угля, например путем ввода холодных частиц угля крупностью 1 — 3 мм в зону реакции, предварительно нагретую до 1200 — 1250 °С. При этом углеводородные продукты разлагаются с образованием сажи и выделением богатого водородом (80 %) газа. Однако эти методы пока не вышли за рамки полупромышленного производства.

Углеродистые (углеродные) материалы — это различные искусственные материалы, композиции и изделия на основе твердого углерода, обладающего ценным сочетанием физико-химических, теплофизических и физико-механических свойств. Производство черных металлов, высококачественных сталей, алюминия, полупроводников, успехи в освоении космического пространства в химическом машиностроении, производстве стекла и т.д. в значительной степени связаны с применением углеродистых материалов и изделий. К их числу следует отнести угольные и графитированные электроды (они составляют основную массу выпускаемой продукции), щетки для электрических машин самого разнообразного назначения, аноды для электролиза и ртутных выпрямителей, детали ядерных реакторов, футеровочные и высокотемпературные материалы, конструктивные детали химической аппаратуры, антифрикционные материалы широкого назначения и т.д.

Основное сырье для производства углеродистых материалов — нефтяной и пековый кокс, каменноугольная смола, природный графит, термоантрацит и др.

Исследованы возможности использования ископаемых углей в качестве исходного сырья для получения углеродистых материалов.

Адсорбенты применяются для очистки и разделения газов и жид-

костей, рекуперации паров летучих растворителей, удаления примесей из раствора. Среди используемых для этих целей адсорбентов особое значение имеют активные угли, обладающие высокими адсорбционными свойствами и относительной гидрофобностью поверхности.

Эффективность любого адсорбента определяется характером их пористой структуры. В этом отношении угли являются уникальным сырьем для получения адсорбентов, так как вся их масса пронизана развитой системой пор, образующихся в процессе метаморфизма.

Пористость углей изменяется при их термической обработке (карбонизация) и воздействии на них различных окислителей (водяной пар, кислород, диоксид углерода). Эти процессы — карбонизация и активация — основные стадии технологической переработки углей при получении адсорбентов.

Горный воск, извлекаемый из углей с помощью различных органических растворителей (метод экстракции), представляет собой сложную смесь природных веществ, содержащих эфиры жирных кислот и высокомолекулярных одноатомных спиртов, свободные жирные кислоты ($C_{17} - C_{34}$), их ангидриды, восковые спирты и др.

Главные полезные свойства воска, определяющие его практическую ценность, следующие: высокая влагоустойчивость, химическая стойкость, механическая прочность и способность давать твердые блестящие покрытия, высокая температура плавления, низкая электропроводность, хорошая растворимость в органических растворителях, практически отсутствие канцерогенного действия и др.

В СССР промышленное производство горного воска осуществляется при переработке бурых углей Александрийского месторождения. Технология получения сырого воска (битума) состоит из стадий подготовки сырья к экстракции (сортировка, измельчение и сушка), собственно экстракции растворителями (бензол, бензин, спиртобензол и др.), отделения растворителя от экстракта и формирования брикетов товарного воска.

Ископаемые смолы (резинит) могут использоваться в химической промышленности при производстве пластических масс как заменители дорогостоящих и дефицитных фенолформальдегидных смол.

Наибольшее развитие получают исследования по модификации синтетических смол концентратами липтобиолитовых углей Ткибульского месторождения. Качество получаемых при этом продуктов определяется их "пластичностью" после термообработки, условно характеризуемой растворимостью термопластификата в бензоле. Чем больше ископаемых смол (резинита) содержится в липтобиолитовом концентрате, тем выше его степень пластичности после термообработки.

Минимальная степень пластификации ткибульского смоляного концентрата согласно техническим условиям должна составлять 40 %, а зольность — 8 %.

Даже после термической обработки смоляные включения ткибульских углей растворяются в бензоле лишь частично. Поэтому степень пластификации всегда ниже истинного содержания резинита в концентрате. В

шихте рядовых ткибульских углей содержится в лучшем случае 4 — 5 % резинита. Если учесть все это, а также тот факт, что при очистке смоляные концентраты необходимо тщательно освобождать не только от минеральных примесей, но и от основной гумусовой массы углей, становится ясным, что получение таких концентратов — довольно трудная задача для технологии обогащения.

Обогащение ткибульских липтобиолитовых углей осложняется еще тем, что мелкие смоляные включения, размер которых в редких случаях достигает нескольких миллиметров, прочно сцементированы гумусовой массой, перемешанной с тонкодисперсными минеральными включениями. При плотности чистых смоляных включений 1090 — 1100 кг/м³ смоляной концентрат зольностью 11 — 12 % обладает плотностью 1150 — 1170 кг/м³, совпадающей с плотностью легкой и малозольной фракции витринита. Таким образом, разделение этих продуктов в обычных процессах гравитационного обогащения практически невозможно.

Так как плотность органической массы липтобиолитовых углей ниже, чем плотность гумусовых углей, сростки их с минеральными примесями имеют большую зольность, чем сростки гумусовых углей такой же плотности. Поэтому при гравитационном разделении шихты ткибульских углей по плотности 1400 и 1500 кг/м³ вместе с концентратом для коксования в легкую концентратную фракцию переходят значительно ухудшающие ее качество зольные липтобиолиты.

Богатый липтобиолитами уголь зольностью 30 — 35 % имеет плотность менее 1400 кг/м³. Очевидно, при обогащении этих углей тяжело-средние сепараторы или отсадочные машины могут быть эффективно использованы только для отделения тяжелых породных фракций, так как для получения качественного концентрата необходимо тонкое дробление угля перед обогащением.

Применение флотационного метода для обогащения дробленого до 0,5 мм липтобиолитового угля с целью выделения из него гумусовых и липтобиолитовых фракций не дало положительных результатов. Смоляные включения оказались распределенными почти равномерно по всем продуктам флотации.

Перспективным для отделения липтобиолитовой части угля от гумусовой является использование различий в их физико-химических свойствах: вязкая плотная масса липтобиолитов обладает значительной прочностью, а углистые и минеральные примеси — более хрупки. Чистые смоляные включения дробятся труднее, чем полевой шпат, гранит, гнейс.

Характерно, что при выемке ткибульских липтобиолитовых углей выход крупных классов (более 25 мм) составляет 70 — 75 %, а при выемке кларитовых углей этого же месторождения — до 42 — 43 % (лишь в отдельных случаях).

ИОТТ разработал принципиальную технологическую схему обогащения липтобиолитовых углей на ЦОФ "Ткибульская" (рис. 67).

В схеме предусмотрены предварительное обогащение крупного

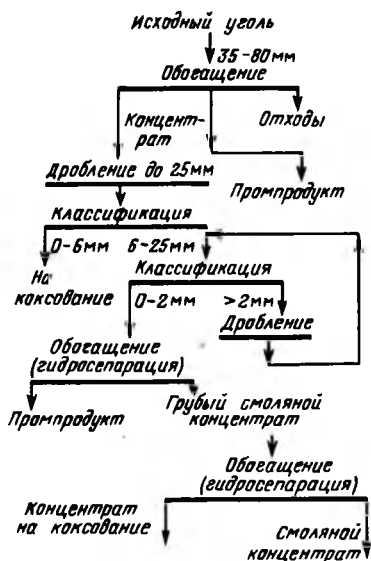


Рис. 67. Технологическая схема обогащения липтобиолитовых углей

класса углей на отсадочной машине (или тяжелосредном сепараторе), дробление концентрата с повышенным содержанием липтобиолитов до крупности 25 мм, затем 2 мм и стадийное обогащение дробленого продукта с выделением концентрата для коксования и смоляного концентрата для термопластификации. По этой схеме возможно получение смоляного концентрата зольностью 7,6 % с содержанием 71 % смоляных включений (резинита) в органической массе и его пластичностью 49,9 %.

Жидкие топлива и горючие газы получают при переработке органической массы углей путем ее ожигения (гидрогенизация) и газификации.

В зависимости от условий процесса и глубины превращения органической массы угля метод *гидрогенизации* позволяет превращать твердое топливо в высококачественное моторное горючее (бензин, дизельное,

реактивное и котельное топливо) и сырье для органического синтеза, в том числе моно- и полициклические ароматические углеводороды, фенолы, азотистые основания и др.

Газификацией твердого топлива называется термический процесс, при котором органическая часть угольного вещества превращается в горючие газы в присутствии воздуха, водяного пара, технического кислорода. Этот процесс основан на горении и неполном окислении угля. Часть угля сгорает для обеспечения процесса теплом, а часть реагирует с окислителями с образованием водорода, оксида углерода и других газов, состав которых зависит в основном от петрографического состава, зольности, влажности, сернистости используемых углей, состава дутья и скорости его подачи, температуры процесса и его аппаратного оформления.

Гидрогенизация и газификация твердых горючих ископаемых расширяют возможности их комплексного энергетического и технологического использования на современном научно-техническом уровне, решают задачи охраны окружающей среды от вредных выбросов, имеющих место при непосредственном сжигании углей в топках различного назначения.

УГЛЕБОГАТИТЕЛЬНЫЕ ФАБРИКИ**§ 29. КАТЕГОРИИ УГЛЕБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИК**

В зависимости от местоположения и назначения углеобогаательные фабрики подразделяются на три категории:

обогаательные фабрики (ОФ) — размещаются на промплощадке добычного предприятия (шахты или разреза) и предназначаются для обогащения углей одного предприятия. Административно такие фабрики подчиняются шахте или разрезу и являются структурной единицей — цехом шахты;

групповые обогаательные фабрики (ГОФ) — размещаются на промплощадке шахты, но обогащают кроме углей данной шахты привозные угли других, рядом расположенных шахт. В административном отношении такие фабрики могут подчиняться шахте (на правах цеха) или быть на самостоятельном балансе;

центральные обогаательные фабрики (ЦОФ) — размещаются на отдельной промплощадке, предназначаются для обогащения углей ряда шахт-поставщиков и находятся на самостоятельном балансе. Такие фабрики являются структурной единицей производственного объединения.

Углеобогаательные фабрики, которые находятся при коксохимических заводах, имеют статус цеха завода.

Наиболее мощными по производительности и совершенными в технологическом отношении являются центральные обогаательные фабрики.

Размещение зданий и сооружений обогаательной фабрики зависит от топографических условий промплощадки. При проектировании зданий и сооружений руководствуются следующими принципами компоновки.

Основные здания и сооружения фабрики располагают, как правило, по одну сторону железнодорожной станции. К основным зданиям и сооружениям относятся дозирочно-аккумулирующие бункера, главный корпус, радиальные сгустители со шламовым бассейном, сушильный корпус, котельная. Предусматривается блокировка ряда сооружений.

Углеприемные устройства располагают на железнодорожных путях с противоположной от основной промплощадки стороны. Закрытые аккумулялирующие емкости для погрузки и складирования готовой продукции размещают над железнодорожными путями вместе с погрузочными устройствами на основной площадке или за железнодорожной станцией. Их размещение определяют на основе сравнений различных вариантов.

Бункера для погрузки отходов в автосамосвалы располагают на площадке со стороны отвала отходов (в отдалении от основной промплощадки).

Радиальные сгустители, шламовые бассейны и склад магнетита в ряде случаев блокируют с главным корпусом.

Котельную часто блокируют с сушильным корпусом для объединения трактов топливоподачи и шлакоудаления, при этом учитывают возможности их расширения в будущем. В некоторых проектах новых фабрик сушильный корпус и котельная сблокированы с главным корпусом.

Мастерские, материальный склад и склад оборудования размещают в одном блоке у железнодорожных путей со стороны основной части промплощадки. Мастерские иногда располагают в главном корпусе, административно-бытовой комбинат — вблизи главного корпуса.

Для обеспечения всех нужд обогатительной фабрики сжатым воздухом, который расходуется при подготовке тяжелосредной суспензии, для обрушения залежей угля в бункерах углеприемных устройств, дозирочно-аккумулирующих и погрузочных бункерах, бункерах сушильного корпуса, продувки трубопроводов и различной аппаратуры, обдувки стрелочных переводов железнодорожных путей и для других нужд предусматривается одна компрессорная установка.

Расстояния между зданиями и сооружениями определяют исходя из условий транспортирования угля и противопожарных правил. Для зданий и сооружений используют в основном строительные конструкции, позволяющие вести строительство объектов индустриальными методами. Широко применяются металлические или сборные железобетонные элементы и узлы (главные и сушильные корпуса, перегрузочные станции, галереи), а также монолитный железобетон.

Технологический комплекс современной ЦОФ показан на рис. 68.

Фабрика предназначена для обогащения углей марок ОС и К. Мелкий концентрат используется для коксования, а крупный рассортированный — для энергетических целей.

Исходные угли, поступающие в железнодорожных вагонах, разгружаются в здании 1 вагоноопрокидывателей, откуда ленточными конвейерами по галереям 2 направляются в здание 3 дозирочно-аккумулирующих бункеров, где уголь подготавливают к обогащению (грохочение, выборка посторонних предметов, дотраивание и складирование угля по маркам).

В дальнейшем уголь помарочно поступает в главный корпус 6 обогащения, в котором размещено оборудование основных технологических процессов — классификации, обогащения и обезвоживания получаемых продуктов. С главным корпусом сблокированы склад магнетита и шламовый бассейн.

После обогащения мелкий уголь направляется в сушильный корпус 7 (в блоке с ним располагается котельная). Обогащенный коксующийся и рассортированный энергетический угли транспортируются ленточными конвейерами в погрузочные бункера 8 и 9. Из бункера 10 отходы автотранспортом вывозятся на плоский отвал.

В центре промплощадки фабрики располагаются механические

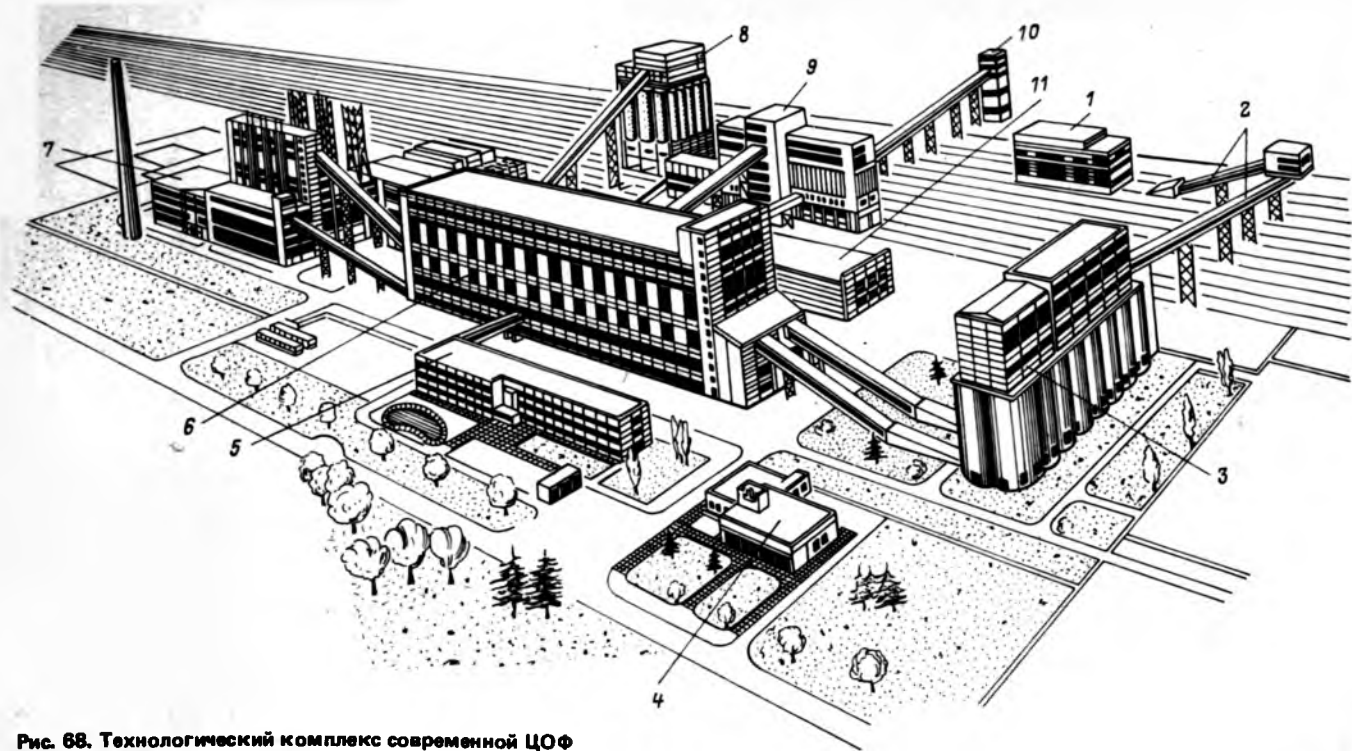


Рис. 68. Технологический комплекс современной ЦОФ

мастерские 11. С фасадной стороны технологического комплекса расположены административный комбинат 5, соединенный с главным корпусом крытым переходом, и столовая 4.

§ 30. РАЗМЕЩЕНИЕ И ОБСЛУЖИВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ОБОРУДОВАНИЯ В ЗДАНИЯХ

Центральные и групповые обогатительные фабрики, как правило, проектируются на производительность не менее 5 млн. т в год. Размещение оборудования на этих фабриках производится по секциям.

Для мокрого грохочения, обогащения крупного угля в тяжелых средах и его обезвоживания, отсадки мелкого угля принимается агрегатная компоновка оборудования в каждой секции. При компоновке оборудования главного корпуса резервируются места для возможного расширения фронта флотации и фильтрования.

В зданиях главного корпуса зального или павильонного типа основное оборудование располагается на верхних перекрытиях или этажерках, обслуживаемых мостовым краном.

Для насосов, компрессоров, воздуходувок, центрифуг, вакуум-фильтров и сушилок предусматривают резервные агрегаты.

Помещения, в которых ведется переработка или транспортирование сухих углей (отделение подготовительной классификации, тракты транспортирования сухого угля), отделены друг от друга. В подземных и наземных сооружениях, где выделяются дренажные и капежные воды, а также воды от мытья полов, предусматривается самотечное их удаление в прямки для воды, оборудованные дренажными насосами с автоматическим пуском.

Прокладка основных кабельных трасс, трубопроводных и других инженерных коммуникаций внутри здания производится в выделенных для этой цели участках.

Оборудование, создающее вибрацию, превышающую предельно допустимую или являющуюся причиной возникновения шума, размещают в изолированных помещениях или устанавливают на специальных фундаментах и амортизаторах.

В здании ЦОФ предусматривают следующие вспомогательные уст-

Рис. 69. Продольный разрез и планы на отметки главного корпуса ЦОФ павильонного типа:

1 — обесшламливающий грохот; 2 — ленточный конвейер; 3 — тяжелосредный гидроциклон; 4 — грохот для отмывки суспензии от тяжелого продукта; 5 — центрифуга; 6 — грохот для отмывки суспензии от легкого продукта; 7 — центрифуга; 8 — грохот для подготовительного грохочения рядового угля; 9, 12 — тяжелосредный сепаратор; 10 — грохот для отмывки суспензии; 11 — ленточный конвейер; 13, 14 — грохоты для отмывки суспензии; 15 — батарейные гидроциклоны; 16 — аппарат кондиционирования пульпы; 17 — флотационная машина; 18 — вакуум-фильтр; 19 — сборник некондиционной суспензии; 20 — сборник кондиционной суспензии; 21, 22 — сборники шламовых вод

ройства и помещения: распределительные пункты для станций и электроаппаратуры управления механизмами; вытяжные и приточные вентиляторные установки; диспетчерская (как правило, в главном корпусе); пункты операторов (на погрузочных устройствах, дозировочно-аккумулирующих бункерах и других крупных объектах); электроподстанции 6/0,4 кВ (в крупных объектах с большими электронагрузками); пробо-разделочные; кладовые для хранения запасных частей и материалов; помещения для цехового персонала; комнаты для приема пищи; санитарно-бытовые помещения.

Распределительные электропункты располагают на перекрытиях в одном проеме один над другим вблизи лестничных клеток. Диспетчерскую размещают на перекрытии основных обогатительных машин. Электроподстанции, распределительные пункты и диспетчерскую размещают в помещениях, в которые не попадает вода.

Возле обогатительных машин предусматривают место для производства экспресс-анализов получаемых продуктов.

Все устанавливаемое оборудование обеспечивают подъемно-транспортными средствами для его монтажа, механизации ремонтных работ, транспортирования от монтажных проемов и к ним.

Размещение монтажных проемов в здании позволяет подъезд к ним автотранспорта, доставляющего оборудование. В основных производственных корпусах в местах сосредоточения оборудования предусматривают ремонтные площадки и специальные места для подключения сварочных аппаратов к электросети.

На рис. 69 показаны продольный разрез главного корпуса ЦОФ павильонного типа и планы на основные перекрытия. Фабрика двухсекционная.

Исходный уголь подается в здание главного корпуса ленточным конвейером 2 и подвергается грохочению на два машинных класса на грохотах 8. Крупный класс проходит двухстадиальное обогащение в тяжелых суспензиях в сепараторах 9 и 12. Утяжелитель отмывается от продуктов обогащения на грохотах 10, 13, 14. Промпродукт первой стадии сепарации транспортируется на вторую стадию с помощью ленточного конвейера 11.

Обогащение мелкого угля осуществляется (после его обесшламливания на грохотах 1) в тяжелосредних гидроциклонах 3. Продукты обогащения отмываются от суспензии на дуговых ситах и механических грохотах 4, 6; их конечное обезвоживание осуществляется на центрифугах 5 и 7.

Все шламовые воды обрабатываются посредством гидравлической классификации в батарейных гидроциклонах 15, последующее кондиционирование зернистой фракции проводится в аппаратах кондиционирования пульпы 16, а флотация — во флотационных машинах 17. Флотоконцентрат фильтруется на дисковых вакуум-фильтрах 18.

Предусмотрен возможный вариант установки для обогащения мелкого угля отсадочных машин, промпродукт которых будет переобогащаться в тяжелосредних гидроциклонах.

§ 31. ПЕРСПЕКТИВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ В ПРОЕКТИРОВАНИИ И АВТОМАТИЗАЦИИ ОФ

Современные углеобогащительные фабрики характеризуются многопоточным технологическим процессом с большим числом малопроизводительных машин, требующих значительного числа обслуживающего персонала, а также затрат на технический уход и контроль за оборудованием. Это обусловило развивающуюся в последние годы тенденцию создания новых машин большой единичной мощности, нуждающихся в меньшем числе обслуживающего персонала, более надежных в работе, лучше приспособленных для комплексной автоматизации. Важное преимущество таких машин — необходимость меньшей площади для их установки, что, в свою очередь, обеспечивает удобство обслуживания и ремонта [2].

Наряду с этим следует отметить новый нетрадиционный подход к решению вопросов строительства и эксплуатации углеобогащительных фабрик.

Новые современные концепции в проектировании и строительстве углеобогащительных фабрик направлены на применение фабрик модульного типа. Модульная ОФ — это стандартное структурное предприятие, на котором каждая единица или группа оборудования, выполняющая различные функции, может быть установлена разными способами, образуя однопоточную технологическую схему.

Появившиеся в начале 80-х годов за рубежом модульные углеобогащительные фабрики находят все более широкое применение [3,25].

Предварительно спроектированные и изготовленные модули служат готовыми блоками для строительства фабрик производительностью от 70 до 200 т/ч и более. Они представляют собой стальные строительные конструкции вместе с технологическим оборудованием, смонтированным в предназначенных для этого местах. Модули изготавливаются на специализированных заводах и доставляются к месту монтажа и работы автомобильным или железнодорожным транспортом. Их монтаж в единую конструкцию осуществляется с помощью подъемного крана и болтовых соединений.

При модульном проектировании и строительстве могут быть использованы следующие основные виды обогащительного оборудования: сепараторы и гидроциклоны для обогащения в тяжелых средах, отсадочные машины, концентрационные столы, гидроциклоны, флотационные машины, комплексы фильтрующего оборудования и др. Применение модульных конструкций ускоряет ввод предприятия в действие, снижает его стоимость. Модульная фабрика производительностью 230 т/ч может быть смонтирована за 14 недель; капитальные затраты на строительство этой фабрики на 30 — 35 % ниже, чем при строительстве обычной фабрики такой же производительности по индивидуальному проекту.

На базе отдельных модулей разработаны передвижные обогащитель-

ные фабрики, которые могут монтироваться для кратковременной эксплуатации на месторождениях с ограниченными запасами угля или переобогащения старых лежалых отвалов.

Автоматизация углеобогажительных фабрик и АСУ ТП — важнейшие факторы интенсификации технологических процессов, повышения качества концентратов и снижения потерь ценных компонентов в отходах производства.

В настоящее время для оснащения углеобогажительных фабрик создана и выпускается промышленная аппаратура автоматизации всех основных процессов, обеспечивающая автоматическое регулирование режимами работы, централизацию контроля и управления комплекса и аппаратами, сигнализацию и необходимые блокировки.

Система РУТА используется для автоматизации тяжелосредних установок [33]. Она обеспечивает: непрерывный автоматический контроль плотности и вязкости суспензии, давления (уровня) ее в сборниках, а также величины тока нагрузки двигателей суспензионных насосов; непрерывное автоматическое регулирование плотности и вязкости суспензии; дискретное регулирование уровня в сборниках суспензии; дистанционное управление суспензионными насосами и исполнительными механизмами; световую сигнализацию отклонений параметров системы.

Система РУТА обеспечивает выполнение требований автоматизации тяжелосреднего комплекса, за исключением операций приготовления и подачи в процесс свежей суспензии, которые осуществляются отдельными средствами.

Комплекс КАТУ-1 — перспективная аппаратура для повышения качественного уровня автоматизации тяжелосредних установок. Его применение позволит управлять процессом обогащения по зольности конечных продуктов, оптимизировать разделение по выбранному алгоритму с учетом ограничения по качеству, что особенно эффективно в условиях недостаточного усреднения исходного угля.

Комплекс может выполнять следующие функции: автоматическую оптимизацию процесса разделения угля по выбранному критерию оптимизации с учетом задания по качеству; автоматическую стабилизацию качества концентрата; автоматический контроль и регулирование плотности суспензии и ее уровня в сборниках суспензии; дистанционное управление механизмами регулирующих органов; световую сигнализацию режима работы систем.

Система ОКА-1 применяется для автоматизации отсадочных машин типа ОМ, с ее помощью возможно автоматически управлять как одной, так и несколькими отсадочными машинами отдельной секции обогажительной фабрики.

Система ОКА-1 обеспечивает автоматическую оптимизацию режимов разделения угля в отсадочных машинах путем автоматического контроля и регулирования разрыхленности отсадочной постели, автоматического контроля и регулирования разгрузки тяжелых фракций из отсадочной машины, автоматического контроля и дистанционного регулирования

ния расхода подрешетной воды. Кроме того, система осуществляет автоматический контроль производительности отсадочных машин и плотности надрешетной воды; выбор режимов работы основных и вспомогательных механизмов, их программные запуск и остановку; блокировку, исключающую возникновение аварийных ситуаций; автоматическую световую сигнализацию состояния механизмов отсадочного комплекса и направления движения процесса к оптимальному режиму.

Система САРФ-3 используется для автоматизации флото-фильтровальных отделений. На базе опыта ее эксплуатации в настоящее время создают аппаратуру нового технического уровня КАУФ-1 для комплексной автоматизации флотационных отделений с оптимизацией процесса флотации.

Этот комплекс обеспечивает выполнение следующих функций: автоматическое регулирование объемного расхода исходной пульпы, содержания твердого продукта в ней и производительности по твердому; автоматическое регулирование расхода технической воды, фильтра и содержания твердого в подготовленной пульпе; автоматический непрерывный контроль зольности исходного продукта; автоматическое поддержание среднего значения зольности флотоконцентрата и отходов на заданном уровне; автоматическое регулирование подачи реагентов в начало процесса и дробной подачи по флотокамерам; коррекцию удельных расходов реагентов по качеству конечных продуктов; автоматический непрерывный контроль положения исполнительных механизмов; аварийную и технологическую сигнализацию; связь комплекса КАУФ-1 с АСУ ТП ОФ при необходимости.

Первая в углеобогащении автоматизированная система управления технологическими процессами (АСУ ТП) введена на ЦОФ "Свердловская" ПО "Антрацитуглеобогащение" [43].

Обычно на первом этапе создают информационно-справочную АСУ ТП, наращивая и усложняя ее функции, переводят в класс информационно-советующих, информационно-управляющих и управляющих систем. На последнем этапе АСУ ТП превращается в автоматическую систему.

АСУ ТП, функционирующая на ЦОФ "Свердловская", относится к классу интегрированных систем, поскольку выполняет функции по управлению технологическими процессами и решает значительное число задач организационного управления. Функции этих задач выполняются в объеме диспетчерского управления, поэтому АСУ ТП является составной частью системы оперативно-диспетчерского управления обогачительной фабрики.

Контроль за поступлением рядовых углей и их массой в бункерах ведется по шахтам-поставщикам и шахтогруппам. Контролируются текущая масса и зольность угля за смену, сутки и в сопоставлении с планом.

Автоматический контроль за результатами переработки угля ведется общий, но по секциям, в сопоставлении с планом переработки. Работа технологических отделений контролируется учетом объемов

переработки, выпуска продуктов по классам, зольности и влажности продуктов обогащения, общего и удельного расхода топлива, электроэнергии, реагентов и др.

Контролируются около 300 технологических и технических и около 250 расчетных показателей. Информация отбирается автоматически от конвейерных весов, золомеров, влагомеров, расходомеров, счетчиков энергии и др. Начальники смены, отделений и диспетчер используют эту информацию для текущего контроля и анализа их работы. Соответствующая информация выводится на дисплеи по запросу оперативного персонала, руководства фабрики и печатается в виде фрагментов рапорта диспетчера.

Оптимальные показатели процессов обогащения прогнозируются на основе данных ситового и фракционного анализов и моделей обогащательных аппаратов. Результаты расчета выдаются оператором технологических процессов в виде советов о рациональном режиме работы (плотность разделения, удельные расходы реагентов и др.). Результаты расчета печатаются на бумаге и выводятся на дисплеи по запросу.

Управление погрузкой продуктов обогащения предусматривает контроль за отгрузкой товарных продуктов потребителям, временем погрузки партий вагонов и формирует ведомость работы участка погрузки.

Опыт внедрения и эксплуатации АСУ ТП на ЦОФ "Свердловская" показал ее высокую эффективность, но и выявил ряд недостатков, требующих дальнейшего совершенствования системы.

Глава VIII

ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ

§ 32. ИСТОЧНИКИ ЗАГРЯЗНЕНИЙ ВОДНОГО И ВОЗДУШНОГО БАСЕЙНОВ ОТХОДАМИ УГЛЕБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИК

В Советском Союзе принят ряд законодательных актов, направленных на решение экологических проблем защиты окружающей среды и развитие рациональных методов переработки полезных ископаемых.

Огромные масштабы добычи и переработки угля, нефти, газа, руд черных и цветных металлов и другого минерального сырья вызывают острую необходимость разработки мероприятий и создания новых процессов безотходной технологии, при которой все составные части полезного ископаемого разделяются на конечные товарные продукты, используемые в народном хозяйстве. Решение задач комплексного использования минеральных ресурсов, полной утилизации продуктов переработки (в том числе продуктов обогащения) тесно связано с охраной окружающей среды.

Угольная промышленность относится к отраслям, оказывающим ощутимое влияние на окружающую среду, что выражается в загрязнении атмосферы выбросами твердых и газообразных вредных веществ, негативном воздействии на водный бассейн сброса загрязненных минеральными и механическими примесями шахтных вод, нарушении земель горными работами и породными отвалами.

Углеобогащительные фабрики с мокрыми процессами обогащения имеют развитые водно-шламовые схемы со значительными объемами циркулирующих оборотных вод. Фабрики, как правило, имеют замкнутые водно-шламовые схемы и практически не сбрасывают сточные воды в реки, озера и другие природные водоемы. Тем не менее не исключена возможность попадания в природные водоемы оборотных вод углеобогащительных фабрик вследствие случайного прорыва дамб хвостохранилищ (в весеннее паводковое время) или постоянной фильтрации вод через дамбы или грунтовое ложе хвостохранилища.

Вредное действие оборотных вод углеобогащительных фабрик обусловлено их высокой степенью минерализации солями жесткости, наличием нерастворимого твердого осадка и присутствием флотационных реагентов, коагулянтов и флокулянтов. Хотя флотационные реагенты, флокулянты и коагулянты, применяемые на углеобогащительных фабриках, являются относительно малотоксичными, их возможное попадание с оборотными водами в природные водоемы и грунтовые воды может привести к нежелательным последствиям.

Загрязнение водоемов отходами (тонкими шламами) углеобогащительных фабрик может происходить также вследствие размыва отвалов породы и отходов флотации атмосферными осадками и разрушения структуры отходов под действием высокой температуры в летнее и низкой — в зимнее времена года.

В летнее время при сухой ветреной погоде отвалы породы и отходов флотации являются источниками пылеобразования для окружающей местности.

Другим источником загрязнения атмосферы наряду с промышленными котельными установками являются сушильные установки обогащительных фабрик, которые выбрасывают отработанные дымовые газы с относительно высокой запыленностью и большим содержанием продуктов сжигания топлива. Все сушильные агрегаты углеобогащительных фабрик оборудованы системами пылеулавливания, состоящими из разгрузочных устройств, сухих и мокрых пылеуловителей или электрофильтров. Но даже при трехступенчатой системе очистки дымовых газов сушилок от пыли средняя запыленность последних при выбрасывании в атмосферу составляет 200 — 300 мг/м³.

Совершенствование систем газоочистки сушильных установок углеобогащительных фабрик — одно из важнейших мероприятий по охране окружающей среды.

Для сбрасываемых вод углеобогащительных фабрик установлены нормы, аналогичные нормам шахтного водоотлива [8].

Шахтные воды, качественные показатели которых не ухудшают

показателей, установленных для источников централизованного хозяйственно-питьевого водоснабжения (в соответствии с действующим стандартом), при содержании в 1 л воды не более 0,5 г взвешенных веществ можно сбрасывать в поверхностные водоемы без очистки. Условия выпуска таких вод согласовываются с местными санитарными органами.

Обогатительные фабрики должны иметь, как правило, полностью замкнутый водяной цикл водно-шламового хозяйства с оборотным техническим водоснабжением. Сброс шламовых вод в шламовую канализацию может осуществляться только в случаях аварии, ремонта аппаратуры или при увеличении концентрации взвешенных веществ в воде оборотного цикла выше допустимой по технологическим требованиям.

Все сточные воды предприятий угольной промышленности (после механической грубой очистки от взвешенных веществ) можно сбрасывать без дополнительной очистки в бессточные неиспользуемые впадины (например, горько-соленые или пересыхающие озера) при наличии достаточной емкости этих впадин для накопления стоков и осадков в течение длительного времени.

Предельно допустимые концентрации (ПДК) некоторых веществ и соединений в сточных водах обогатительных фабрик и других производств приведены в табл. 32 [27].

Таблица 32

Предельно допустимые концентрации некоторых веществ и соединений в сточных водах

Вещества и соединения	Предельно допустимые концентрации, мг/л	Вещества и соединения	Предельно допустимые концентрации, мг/л
Бензол	0,5	Нефтепродукты (керосин)	0,1
Соединения железа в пересчете на Fe^{2+}	0,5	Пиридин	0,2
Капролактан	1	Поверхностно-активные вещества:	
Карбофос	0,05	алкилсульфаты	0,5
Кислота нафтенная	0,3	АНП-1	0,05
Ксантогенаты	0,05	ОП-7	0,4
Соединения марганца в пересчете на Mn^{2+}	1	полиакриламид (ПАА)	2
Масло ветлужское	0,02	Спирты:	
Масло сосновое	0,2	бутиловый	1
Метафос	0,02	гептиловый	0,005
		метиловый	3
		Фенол	0,001

§ 33. ОЧИСТКА СТОЧНЫХ ВОД УГЛЕБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИК

На углеобогажительных фабриках вода используется в качестве рабочей среды и транспортного средства. Расход оборотной воды составляет 3 — 4 м³ на 1 т обогащаемого угля, в том числе расход чистой воды из различных источников — 0,1 — 0,2 м³ на 1 т угля. Обычно в качестве чистой воды используют минерализованные шахтные воды и пресные воды из рек и водохранилищ. Они различаются по общей минерализации и своему ионному составу. Так, например, для рек Донбасса характерна повышенная минерализация (до 1000 г/м³). Шахтные воды Донбасса и ближайших к нему районов относятся в основном к сульфатным.

При мокром обогащении угольные и породные зерна, транспортируемые во взвешенном состоянии турбулентным потоком, частично разлагаются, изменяя состав оборотной воды. В зависимости от содержания твердых нерастворимых частиц и растворимых солей изменяются физические и реологические свойства жидкой среды, определяющей эффективность основных и вспомогательных процессов обогащения. Принято считать, что оптимальное содержание твердых частиц в оборотной воде углеобогажительных фабрик не должно превышать 50 и 80 г/л соответственно для глинистых и неглинистых шламов.

Оборотные воды очищают от твердой фазы флотацией с последующей флокуляцией отходов флотации.

Кроме взвешенных нерастворимых веществ в оборотных водах углеобогажительных фабрик увеличивается содержание растворимых солей. Установлено, что минерализация оборотной воды не зависит от марки обогащаемого угля, его зольности, содержания пиритной серы. Она определяется только содержанием сульфатной серы и составом минеральных примесей [8]. Общая минерализация оборотных вод углеобогажительных фабрик Донбасса составляет 1000 — 5000 г/м³. Минерализация относится к сульфатно-кальциево-магниевому-натриевому типу.

Солевой состав оборотной воды углеобогажительных фабрик Донбасса

Сухой остаток, мг/л	1630—4060
Концентрация водородных ионов (рН)	7,3—7,5
Общая жесткость, мг · экв.	7,5—32,0
Ионный состав, мг/л:	
K ⁺ , Na ⁺	269,7—716,9
Ca ²⁺	108,2—368,7
Mg ²⁺	46,3—169,0
Cl ⁻	215,4—444,5
SO ₄ ²⁻	793,2—2376,0
HCO ₃ ⁻	109,8—292,0

Кроме твердого осадка и растворимых солей в оборотной воде устанавливается определенная концентрация веществ органического

происхождения — флотационных реагентов и флокулянтов. Расход флокулянтов (полиакриламид, "Метас", "Комета", "Гипан" и др.) составляет от 5 до 30 г/т твердого (в пересчете на 100 %-ную концентрацию), и они в значительных количествах остаются в оборотной воде. Имеются данные о том, что не менее 50 % флотационных реагентов остается во флотационных отходах и фильтрате, откуда они попадают в оборотную воду.

Многократная циркуляция оборотной воды и ее контактирование с углем и отходами приводят к поглощению твердой фазой избытка флокулянтов и флотореагентов и установлению их равновесной концентрации в воде. Таким образом, происходит как бы самоочищение оборотной воды от флокулянтов и флотореагентов.

Глубокая очистка оборотной воды от флокулянтов и флотореагентов при необходимости сброса ее в природные водоемы может производиться сорбционным методом с помощью активного угля. Этот метод наиболее эффективен для удаления из очищенных сточных вод остаточных растворенных органических соединений, в том числе биологически неокисляемых; он позволяет на стадии доочистки снизить концентрацию органических соединений на 90 — 99 %.

При адсорбции загрязнений, содержащихся в сточных водах, происходят три процесса: внешняя диффузия молекул из жидкой фазы к поверхности адсорбента, осуществляющаяся вследствие броуновской диффузии или при перемешивании жидкости за счет турбулентной диффузии; внутренняя диффузия молекул по макропорам к поверхности микропор, скорость которой определяется строением адсорбента и размером молекул сорбируемого вещества; собственно адсорбция молекул растворенного вещества.

До сих пор отсутствует достаточно точное объяснение селективного действия активных углей по отношению к различным загрязнениям. Поэтому активный уголь выбирают экспериментально по данным определения сорбционной способности данного вида угля по отношению к органическим веществам сточных вод, подлежащим удалению.

Эффективность адсорбции зависит не только от свойств и расхода угля, но и химической природы и концентрации адсорбируемых веществ. Чем выше концентрация вещества, тем большее количество будет адсорбировано единицей массы активного угля. С повышением температуры среды скорость адсорбции снижается; снижение pH вызывает увеличение адсорбции типичных органических веществ сточных вод. Вещества, обладающие меньшей растворимостью, адсорбируются сильнее.

В настоящее время наиболее разработанным является процесс сорбции растворенных органических веществ из очищенных сточных вод гранулированным активным углем. Основные узлы технологической схемы этого процесса: адсорберы, обеспечивающие контакт сточных вод с активным углем; системы гидравлического транспортирования угля, с помощью которых отработанный уголь подается на регенерацию, а регенерированный уголь — обратно в адсорберы; система регенерации, состоящая из обезвреживающих установок, печи и резервуара для охлаждения.

§ 34. ОХРАНА ВОЗДУШНОГО БАССЕЙНА ОТ ЗАГРЯЗНЯЮЩИХ ВЕЩЕСТВ

Основными видами загрязнений, выделяемых в атмосферу сушильными установками обогатительных фабрик после газоочистных сооружений, являются мельчайшая угольная пыль и в незначительной степени — оксиды серы и азота.

Предельно допустимые концентрации угольной пыли как в воздухе помещений, так и в воздухе, выбрасываемом в атмосферу, весьма жестки и нормируются в зависимости от содержания в угле свободного диоксида кремния [27].

Возрастание загрязнения атмосферного воздуха технологическими выбросами связано с непрерывным наращиванием мощностей обогатительных фабрик. Выбрасываемые в атмосферу загрязняющие вещества (угольная пыль, сернистый газ) не представляют особой опасности для биологической среды только при низких концентрациях.

Загрязненные газы выбрасывают в атмосферу через высокие трубы (высотой более 40 м). Предельно допустимые концентрации загрязняющих веществ в атмосфере регламентируются "Указаниями по расчету рассеивания в атмосфере вредных веществ (пыли и сернистого газа), содержащихся в выбросах промышленных предприятий" (СН 369 — 67).

При отсутствии посторонних источников загрязнения наибольшее значение приземной концентрации C_m вредного вещества не должно превышать ПДК.

Значения ПДК для различных вредных веществ принимаются по нормативам, утвержденным Главным санитарно-эпидемиологическим управлением Министерства здравоохранения СССР. Для сернистого газа и нетоксичной пыли (в том числе угольной) они составляют $0,5 \text{ мг/м}^3$ воздуха.

При расчете рассеивания вредных веществ в атмосфере необходимо иметь в виду, что введение в строй нового промышленного объекта или расширение ранее существующего поднимает общий уровень загрязнения воздуха вблизи ранее построенных промышленных предприятий, и по этой причине концентрации вредных веществ в воздухе, окружающем предприятия, могут превысить ПДК. В связи с этим на основании расчетов следует оценивать изменение максимальной концентрации вредных веществ в воздухе для других предприятий с учетом дополнительного загрязнения воздуха от вновь вводимого в эксплуатацию или расширяемого промышленного объекта.

Предельно допускаемые выбросы вредных веществ (ПДВ) и ПДК в очищенных газах зависят не только от значений ПДК, но и высоты источника выброса (дымовой трубы), температуры газа и его расхода, скорости выхода газа из устья источника, численности источников загрязняющих веществ и их территориального расположения, а также ряда других специфических факторов. Поэтому при выборе схем пылеулавливания и подборе пылеулавливающего оборудования необходимо

в каждом конкретном случае, исходя из дисперсности подаваемого на сушку материала, оценивать совокупное влияние перечисленных факторов на ПДВ и на основании расчетов с учетом конкретных возможностей размещения оборудования определять для данных условий наиболее эффективные и экономичные системы пылеулавливания и типы пылеулавливающих аппаратов.

Для решения этого вопроса необходимо также учитывать характеристики пылеулавливающего оборудования, работающего в системах сушильных установок углеобогатительных фабрик, позволяющие выявить эффективные типы указанного оборудования и наиболее целесообразные схемы его применения.

По выбросу в атмосферу, при котором обеспечивается приземная концентрация согласно требованиям санитарных норм и производительности сушильной установки по сухому продукту, определяется необходимая степень очистки газов всей системы пылеулавливания.

В случае сушки наиболее измельченных и пылеобразующих материалов (например, флотационного концентрата и шлама) может оказаться, что самое эффективное пылеулавливающее оборудование не обеспечивает очистки газов согласно требованиям СН 369—67 при трехступенчатой схеме его установки. Вопрос об обеспечении требований санитарных норм по загрязнению приземного слоя атмосферы в этом случае решается благодаря дополнительной установке пылеулавливающего оборудования или путем наращивания высоты дымовых труб.

§ 35. РЕКУЛЬТИВАЦИЯ ЗЕМЕЛЬ, ЗАНЯТЫХ ОТХОДАМИ УГЛЕОБОГАЩЕНИЯ

Отходы углеобогатительных фабрик до настоящего времени не подвергали какой-либо технологической переработке и складировали в отвалы и хвостохранилища, которые занимали значительные территории (часто пахотные земли) и служили источником загрязнения окружающей местности. Только в последние годы отходы обогащения начали частично использовать для технологических целей.

Для уменьшения площадей земли, отчуждаемых под отвалы и хвостохранилища углеобогатительных фабрик, применяются различные технологические схемы обработки отходов обогащения. Наиболее простой является схема со сгущением отходов флотации и их смешиванием с отходами тяжелосредних сепараторов и отсадочных машин.

Сфлуктулированные отходы флотации осаждаются в сгустителе, где осадок уплотняется до содержания твердого 700 — 800 г/л, а затем в смесителе он смешивается с крупнозернистой породой фабрики в соотношении 1 : 4 (по массе).

Если полученная смесь оказывается недостаточно обезвоженной, что может быть следствием неэффективного сгущения отходов флотации, высокой влажности породы или ее малой массы, то необходимо или дробить крупную породу, или добавлять в смесь негашеную известь. Смешивание дробленной крупной породы с отходами флотации умень-

шает влажность смеси, а добавки негашеной извести при расходе 1 — 10 кг/т твердого (в зависимости от степени сгущения отходов флотации) снижают влажность смеси и значительно повышают ее прочность.

Подготовленная таким образом смесь отходов вполне пригодна для транспортирования ее автосамосвалами в плоские отвалы или балки, отработанные карьеры и на другие неиспользуемые территории. Засыпанные площади могут затем покрываться слоем чернозема и подвергаться рекультивации.

По другим более перспективным технологическим схемам обработки и складирования отходов флотации их (после сгущения в сгустителе с осадкоуплотнителем) обезвоживают на фильтр-прессах, смешивают с крупной породой и складывают в отвалы. При ограниченных земельных площадях высота таких отвалов может быть значительной. Однако такой метод недостаточно надежен, так как свободная влага крупной породы, соединяясь с влагой хвостов, может привести к их разжижению и оползанию всего отвала.

Из опыта зарубежной практики известно применение сгущенных отходов флотации (без фильтрования) с добавлением цемента (порядка 6 % массы твердого в отходах) для стабилизации смеси отходов и крупной породы. Такая смесь через сутки становится полутвердым материалом с прочностью на сжатие $34,5 \text{ кН/м}^2$. Капитальные затраты на полностью автоматизированный комплекс для сгущения тонких отходов в конусных сгустителях и их цементирования на 25 % меньше капитальных затрат на пресс-фильтровальную установку такой же производительности [25].

Масса отходов углеобогащения, находящихся в отвалах, исчисляется десятками миллионов тонн. Причем отвалы прошлых лет (это в основном терриконы, расположенные вблизи, а иногда и внутри населенных пунктов) являются источниками пылеобразования и газообразования (при самовозгорании) и занимают значительные площади земли, которая может быть использована под застройку. Практически осуществимы следующие технологические схемы приведения площадей, занимаемых терриконами, в первоначальное состояние или подготовка этих площадей под застройку:

разработка терриконов с вывозом породы для использования в качестве закладочного материала или заполнения свободных емкостей на карьерах;

тушение и преобразование формы терриконов, озеленение, использование в качестве свободных территорий, лишенных зон вредного влияния;

планировка породной массы на свободной площади или в пределах террикона с дальнейшим возведением зданий и сооружений.

Имеются интересные предложения по застройке породных отвалов [40]. Для решения этих задач необходимо осуществить комплекс мероприятий: устранить вредные выделения от породы; предусмотреть меры по устранению эрозии почвы; найти рациональное решение образования холма из шахтной породы, используя для усиления ее несущей

вспомогательные инженерные приемы; запроектировать на переустроенном ~~отвале~~ жилой массив преимущественно домами террасного типа из монолитного железобетона.

Подобный жилой массив представляет собой сложное архитектурное сооружение и одновременно разновидность территориального комплекса, моделирующего пейзаж. В нем может быть предусмотрена комплексная схема подземного пространства: подземный тоннель пешеходного сообщения, шахты лифтов, соединяющих тоннель с площадками различных уровней, подземные гаражи в теле террикона и складские помещения.

Восстановление первозданного ландшафта и застройка по указанным схемам с учетом конкретных условий позволяют рационально использовать значительные площади и предотвратить загрязнение окружающей среды.

1. *Акопов М.Г., Благоев И.С., Бунин Г.М.* Гравитационные и специальные методы обогащения мелких классов углей. М., Недра, 1975.
2. *Бедрань Н.Г.* Машины для обогащения полезных ископаемых. Киев, Вища школа, 1981.
3. *Благоев И.С., Жовтук Г.В., Алешина В.М.* IX Международный конгресс по обогащению углей, М., ЦНИИУголь, 1983.
4. *Бурмистров В.Н., Карпунина Т.И., Смолин В.Н.* Отходы флотации углей — материал для керамических стеновых изделий. — Уголь, 1986, № 2, с. 56—59.
5. *Винарский И.С., Никитин И.Н.* Эффективность процесса селективной флокуляции в зависимости от жесткости и pH воды. — Кокс и химия, 1986, № 8, с. 7—8.
6. *Воронков В.П.* Увеличение выпуска сортового угля на предприятиях Минуглепрома УССР. М., ЦНИИУголь, 1983.
7. *Глушнев С.В.* Использование отходов угольной промышленности в дорожном строительстве. М., ЦНИИУголь, 1983.
8. *Горшков В.А.* Очистка и использование сточных вод предприятий угольной промышленности. М., Недра, 1981.
9. *Единая классификация углей / И.С. Благоев, И.В. Еремин, Г.М. Брановец, В.М. Филиппов М., ЦНИИУголь, 1984.*
10. *Елишевич А.Т., Оглоблин Н.Д.* Масляная грануляция как эффективный метод обогащения и обезвоживания угля. — Уголь, 1985, № 11, с. 56—57.
11. *Ельская Н.С., Тресков Е.Г.* Совершенствование технологических схем на углеобогащательных фабриках. — Уголь, 1986, № 6, с. 38—41.
12. *Ефремов В.С.* Состояние и перспективы развития стандартизации углей. М., ЦНИИУголь, 1986.
13. *Истокин Л.Ф., Послуева Т.Н., Марченко Е.Е.* Обогащение антрацита в тяжелых средах на ЦОФ "Снежинская". М., ЦНИИУголь, 1983.
14. *Касаточкин В.И., Ларина Н.К.* Строение и свойства природных углей. М., Недра, 1975.
15. *Кунариевский В.А., Коворова В.В., Ломанова И.А.* Новый способ обогащения мелкого угля в легкокипящих органических жидкостях. — Уголь, 1985, № 6, с. 41—44.
16. *Конonenko Б.А., Персиц В.З.* Техника и технология переработки угля на обогатительных фабриках мира. М., ВИНТИ, 1983.
17. *Коткин А.М., Ямпольский М.И.* Анализ технико-экономической эффективности обогащения угля. М., ЦНИИУголь, 1983.
18. *Кричко А.А., Лебедев В.В., Фарберов И.Л.* Нетопливное использование углей. М., Недра, 1978.
19. *Лебедев В.В., Рубан В.А., Шпирт М.Я.* Комплексное использование углей. М., Недра, 1980.
20. *Литвинов В.Г., Рожков В.А., Стороженко А.Е.* Результаты эксплуатации высокопроизводительного грохота ГШ500. — Уголь, 1984, № 8, с. 46—47.
21. *Мезрин В.В., Рожков В.А.* Состояние систем аккумуляции и усреднения на углеобогащательных фабриках. — Уголь, 1986, № 3, с. 52—53.
22. *Моляко А.Р., Кунариевский В.А., Миллер З.В.* Техника и технология противоточного гравитационного обогащения угля, М., ЦНИИУголь, 1980.
23. *Назаренко В.М., Зинич Л.М., Васько И.П.* Совершенствование техники и технологии процесса флотации на углеобогащательных фабриках Донецкого бассейна. М., ЦНИИУголь, 1981.
24. *Небера В.П.* Флокуляция минеральных суспензий. М., Недра, 1983.
25. *Обогащение углей и хранение отходов за рубежом.* М., ЦНИИУголь, 1983.
26. *Опыт создания безотходного производства на предприятиях угольной промышленности.* М., ЦНИИУголь, 1983.

27. *Предельно допустимые концентрации вредных веществ в воздухе и воде.* М., Химия, 1975.
28. *Рейнсалу Э.Я., Петерсон М.Я., Барабанер Н.И.* Управление качеством в сланцевой промышленности. М., ЦНИЭИУголь, 1982.
29. *Розанов Н.И., Глушнев С.В.* Применение отходов углеобогащения для сооружения инженерных объектов. М., ЦНИЭИУголь, 1985.
30. *Рулъ А.С., Бондаренко А.П.* Современные отсадочные машины для обогащения угля. М., ЦНИЭИУголь, 1982.
31. *Савчук С.В.* Природа органической серы в углях карбона и других месторождений СССР. — В кн.: Петрография и генезис угля. М., Наука, 1979, с. 169—173.
32. *Святец И.Е.* Технологическое использование бурых углей. М., Недра, 1985.
33. *Состояние и перспективы развития автоматизации углеобогащительных фабрик* / Г.И. Бедняк, В.А. Ульшин, Ю.А. Бурлаков, Д.Н. Копаница. М., ЦНИЭИУголь, 1987.
34. *Справочник по обогащению углей.* Под ред. И.С. Благова, А.М. Коткина, Л.С. Зарубина. М., Недра, 1984.
35. *Трайнис В.В.* О применении барабанных грохотов-дробилок для очистки горной массы. — Уголь, 1983, № 3, с. 50—51.
36. *Тайц Е.М., Андреева И.А., Антонова Л.И.* Окускованное топливо и адсорбенты на основе бурых углей. М., Недра, 1985.
37. *Угли СССР / Справочник.* М., Недра, 1975.
38. *Фоменко Т.Г., Бутовицкий В.С., Погарцева Е.М.* Исследование углей на обогатимость. М., Недра, 1978.
39. *Химическая технология твердых горючих ископаемых. Учебник для вузов.* Под ред. Г.Н. Макарова и Г.Д. Харлампович. М., Химия, 1986.
40. *Школяренко Г.Н.* Жилой комплекс на терриконе. — Уголь Украины, 1982, № 8, с. 14—15.
41. *Щадов М.И.* Основные направления развития угольной промышленности в двенадцатой пятилетке. — Уголь, 1986, № 3, с. 3—5.
42. *Шпирт М.Я.* Безотходная технология. Утилизация отходов добычи и переработки твердых горючих ископаемых. М., Недра, 1986.
43. *Ульшин В.А., Павлюк Н.П., Рафалес-Колбатинов Э.Э.* Опыт разработки и внедрения АСУ ТП ЦОФ "Свердловская" ПО "Антрацитуглеобогащение". М., ЦНИЭИУголь, 1986.
44. *Уилсон К.Л.* Уголь — мост в будущее. Пер. с англ. М., Недра, 1985.
45. *Ягодкина Т.К.* Десульфурация углей в процессах обогащения в СССР и за рубежом. М., ЦНИЭИУголь, 1984.

- Аглопорит 173
 Аппарат кондиционирования пыли 91
 Аэросуспензия 80
- Брикетирование 156
 Бромформ 21
- Витрен 8
 Влагоемкость углей 11
 Влажность угля 107
 Водно-шламовые схемы 95
 Выборка посторонних предметов 109
 Вязкость суспензии 38
- Германий 175
 Гидравлическая отсадка 58
 Гидроциклон тяжелосредный 46
 Гравитационный метод обогащения 31
 Граничная крупность разделения 28
 Гранулометрический состав углей 16
 — — шламов 90
 Грануляция масляная шламов 103
 Гумолиты 7
- Дизлектрические свойства углей 14
 Дюрэн 8
- Засорение продуктов обогащения 56
 Зольность 106
- Каскадно-адгезионное обогащение 99
 Категории обогатимости 21
 Качество расслоения 67
 Кероген 162
 Керосин 84
 Кларен 8
 Классификация углей 16
 — — международная 19
 — — по обогатимости 20
 — — по крупности 19
 — — промышленная 17
 — — технологическая 16
 Коксование углей 105
 Концентрационный стол 72
 Коэффициент обогатимости 21
 — трения углей 12
 Кривые разделения Тромпа 27
 Критерии эффективности 25
 Крутонаклонный сепаратор 77
- Легкие фракции 23
 Летучие вещества 9
- Магнитные свойства углей 14
 Магнитогидродинамическое обогащение 98
 Магнитогидростатическое обогащение 99
 Масляная грануляция 103
 Методы обогащения углей 31
 Метод цифрового кодирования 23
 Механическая прочность углей 11
 Минеральные компоненты 15
- Обессеривание углей 128
 Обогащаемость угля 107
 Оптическое свойства углей 13
 Отсадка 58
 Отсадочные машины 61
 Отходы углеобогажительных фабрик 198
- Параметры отсадки 66
 Петрографический состав углей 8,90
 Плотность разделения 28
 — суспензии 35
 — угля 10
 Пневматическое обогащение 79
 Погрешность разделения 29
 Посторонние фракции 28
 Предельно допустимые выбросы вредных веществ (ПДВ) 197
 — — концентрации (ПДК) 194
- Разделительное число 26
 Расчет плотности суспензии 35
 Регенерация суспензии 53
 Реологические свойства суспензии 38
- Сапропелиты 7
 Свойства минеральных суспензий 34
 — углей 10
 Селективная коагуляция 101
 Сепаратор тяжелосредный 41
 Сернистость угля 106, 128
 Смачиваемость углей 12
 Спекаемость 107
 Специальные методы обогащения 32
 Стадии метаморфизма 7

Схеме обогащения 32, 96

— отсадки

Схемы обработки отходов обогащения 198

Теплота сгорания 9

Технологические угли 15

Тяжелосредние сепараторы 40

— гидроциклоны 46

Тяжелые фракции 23

Углеродистые материалы 179

Углеприем 109

Усреднение углей 110

Устойчивость суспензии 39

Утяжелители суспензии 34

Фабрика углеобогатительная 108

Флотация углей 82

Флотируемость минералов 83

Флотационные реагенты 83

— машины 86

Фракционный анализ 20

— состав шламов 91

Чистый уголь 8

Шнековый сепаратор 75

Элементный состав 9

Энергетические угли 15

Энтропийный метод 29

Энтропия системы 29

Эффективность обогащения 29

Введение	3
Глава I. Технологическая характеристика углей и оценка результатов их обогащения.	7
§ 1. Происхождение и свойства природных углей	7
§ 2. Качественная характеристика и технологическая классификация каменных углей	14
§ 3. Оценка эффективности технологических процессов обогащения углей.	25
Глава II. Методы и процессы обогащения углей	31
§ 4. Классификация методов и процессов обогащения углей	31
§ 5. Обогащение углей в тяжелых средах	33
§ 6. Обогащение углей отсадкой.	58
§ 7. Обогащение углей на концентрационных столах и в моечных желобах.	71
§ 8. Противоточная водная сепарация	74
§ 9. Обогащение углей в воздушной среде.	79
§ 10. Флотация углей.	82
§ 11. Магнитные, электрические и специальные методы обогащения углей.	97
Глава III. Обогащение коксующихся углей	105
§ 12. Особенности производства кокса и требования к качеству углей для коксования	105
§ 13. Подготовка и усреднение коксующихся углей перед обогащением	108
§ 14. Технология обогащения коксующихся углей	114
§ 15. Обессеривание углей для коксования и других видов переработки.	128
§ 16. Экономическая эффективность обогащения углей для коксования.	132
Глава IV. Обогащение энергетических углей	139
§ 17. Общая характеристика энергетических углей и продуктов их обогащения	139
§ 18. Технология обогащения энергетических углей	140
§ 19. Рассортировка энергетических углей и улучшение их сортности	147
§ 20. Экономическая эффективность обогащения энергетических углей	153
Глава V. Обогащение бурых углей и горючих сланцев	154
§ 21. Обогащение и брикетирование слабоструктурных бурых углей	154
§ 22. Комплексное обогащение бурых углей Подмосковского бассейна.	159
§ 23. Обогащение горючих сланцев	162
Глава VI. Комплексное использование минеральной и органической составляющих углей	168
§ 24. Минеральные примеси в углях	168

§ 25. Использование отходов углеобогащения и зольных остатков в различных отраслях промышленности	171
§ 26. Извлечение германия из продуктов обогащения углей.	175
§ 27. О возможностях использования содержащихся в углях оксидов алюминия и железа	177
§ 28. Использование органической массы углей	178
Глава VII. Углеобогащительные фабрики	183
§ 29. Категории углеобогащительных фабрик	183
§ 30. Размещение и обслуживание технологического оборудования в зданиях	186
§ 31. Перспективные направления в проектировании и автоматизации ОФ	189
Глава VIII. Охрана окружающей среды.	192
§ 32. Источники загрязнений водного и воздушного бассейнов отходами углеобогащительных фабрик	192
§ 33. Очистка сточных вод углеобогащительных фабрик	195
§ 34. Охрана воздушного бассейна от загрязняющих веществ.	197
§ 35. Рекультивация земель, занятых отходами углеобогащения.	198
Список литературы	201
Предметный указатель	203

УЧЕБНОЕ ИЗДАНИЕ

Бедрань Николай Гаврилович

ОБОГАЩЕНИЕ УГЛЕЙ

Заведующий редакцией *Т.И. Королева*

Редактор издательства *Т.Д. Новикова*

Художественный редактор *О.Н. Зайцева*

Технические редакторы *Н.С. Анашкина, Л.Д. Агапонова*

Корректор *Г.Г. Большова*

Оператор *Н.В. Боброва*

ИБ № 6970

Подписано в печать 25.04.88. Т—11427. Формат 60×90¹/₁₆. Бумага офсетная № 2. Набор выполнен на наборно-пишущей машине. Гарнитура "Универс". Печать офсетная. Усл. печ. л. 13,0. Усл. кр.-отт. 13,25. Уч.-изд. л. 14,56. Тираж 4320 экз. Заказ 6495/1108—9. Цена 50 коп.

Ордена "Знак Почета" издательство "Недра",
125047, Москва, пл. Белорусского вокзала, 3.

Ордена Октябрьской Революции и ордена Трудового Красного Знамени МПО "Первая Образцовая типография имени А.А. Жданова" Союзполиграфпрома при Государственном комитете СССР по делам издательств, полиграфии и книжной торговли.
113054, Москва, Валовая, 28.