



СИБИРСКИЙ
ФЕДЕРАЛЬНЫЙ
УНИВЕРСИТЕТ

SIBERIAN
FEDERAL
UNIVERSITY

Технология обогащения и переработки неметаллических полезных ископаемых

● Учебное пособие

Красноярск
СФУ
2011

УДК 622.7 (075.8)
ББК 33.4
Б87

Издается в рамках реализации Программы развития ФГОУ ВПО «Сибирский федеральный университет» на 2007–2010 гг. (Задача 1 «Модернизация образовательного процесса»).

Рецензенты:

В. П. Мязин, д-р техн. наук, проф., зав. кафедрой «Обогащение полезных ископаемых и вторичного сырья» Читинского государственного университета;

В. Г. Кулебакин, д-р техн. наук, проф., зав. Лабораторией нетрадиционных методов переработки полезных ископаемых ИХХТ СО РАН

Брагина, В. И.

Б87 Технология обогащения и переработки неметаллических полезных ископаемых : учеб. пособие / В. И. Брагина. – Красноярск : ИПК СФУ, 2009. – 228 с.
ISBN 978-5-7638-0987-9

В учебном пособии изложены сведения о минерально-сырьевой базе неметаллических полезных ископаемых. Рассмотрены обычные и специфические методы обогащения и переработки этих руд и возможности совершенствования технологии их обогащения. Особое внимание наряду с совершенствованием технологии обогащения уделено складированию отходов, применению нетоксичных реагентов.

Предназначено для студентов направления подготовки специалистов 130405.65 «Обогащение полезных ископаемых» укрупненной группы 130000 «Геология, разведка и разработка месторождений полезных ископаемых». Может быть полезно инженерно-техническим работникам горно-обогатительных комбинатов, научно-исследовательских институтов и лабораторий.

УДК 622.7(075.8)
ББК 33.4

ISBN 978-5-7638-0987-9

© Сибирский федеральный университет, 2009

ВВЕДЕНИЕ

В последние годы минерально-сырьевой комплекс Российской Федерации обеспечивает около 33 % ВВП и 60 % доходов федерального бюджета. Более половины валютных поступлений Россия получает за счет экспорта первичного минерального сырья, прежде всего нефти и природного газа.

В недрах Российской Федерации заключена значительная часть мировых разведанных запасов важнейших видов полезных ископаемых (алмазов, никеля, природного газа, палладия, нефти, углей, золота и серебра). Численность населения России составляет лишь 2,6 % общей численности населения Земли, однако наша страна обеспечивает более половины мировой добычи палладия, четверть никеля, природного газа и алмазов, свыше 10 % нефти и платины.

Добыча и переработка полезных ископаемых составляет основу экономики всех наиболее благополучных субъектов Российской Федерации. Во многих окраинных регионах России добывающие предприятия являются градообразующими и, включая обслуживающие организации, обеспечивают до 75 % рабочих мест. Нефть, природный газ, уголь, черные, цветные и благородные металлы, алмазы обеспечивают стабильную социально-экономическую обстановку в регионах севера европейской части России, Урала, Западной Сибири, Кузбасса, Норильского горнопромышленного узла, Восточной Сибири и Дальнего Востока.

Суммарный ежегодный объем производства основных видов минерального сырья в России составляет около 130 млрд дол. (в мировых ценах).

Объемы и совокупная стоимость минерального сырья, извлекаемого из недр России, в период 1991–1998 гг. существенно сократились по сравнению с советским периодом, но в течение последних четырех лет наблюдается их непрерывный и существенный рост. По общей стоимости добытых из недр полезных ископаемых Россия стабильно занимает второе место в мире. По объемам поставок минерального сырья на мировые рынки (свыше 50 млрд дол.) Россия незначительно отстает от Саудовской Аравии. Таким образом, Россия является одним из крупнейших мировых производителей и экспортеров минерального сырья, а ее минерально-сырьевая база является важным резервом обеспечения жизнедеятельности человечества в будущем.

Перспективы дальнейшего наращивания добычи полезных ископаемых в России во многом определяются состоянием ее минерально-сырьевой базы: количеством, качеством и географическим распределе-

нием пригодных к рентабельной отработке запасов минерального сырья, а также возможностью их воспроизводства за счет прогнозных ресурсов.

Прогнозируемые объемы производства угля в 2010 г. составили 335 млн т, в 2020 г. – 440 млн т; алмазов в 2010 г. – 2 300 млн т, в 2020 г. – 3 000 млн дол. США; фосфатных руд в 2010 г. – 4 400 тыс. т, в 2020 г. – 7 000 тыс. т P_2O_5 ; калийных солей в 2010 г. – 5 500 тыс. т, в 2020 г. – 6 650 тыс. т K_2O [1–8].

К неметаллическим полезным ископаемым относят уголь, графит, алмаз, тальк, барит, слюду и асбест. Они имеют исключительно важное значение в экономике нашей страны.

Обогащение неметаллических полезных ископаемых отличается от обогащения рудных ископаемых целым рядом особенностей, обусловленных их свойствами. Нерудные ископаемые характеризуются значительной сложностью химического и минерального состава. Структура и текстурные особенности неметаллических полезных ископаемых тоже очень сложны. Полезные и неполезные компоненты этих руд мало отличаются по удельному весу, магнитной восприимчивости и проводимости электрического тока, что затрудняет применение гравитационных, магнитных и электрических методов обогащения. Флотация неметаллических полезных ископаемых многообразнее, чем металлических, что объясняется близостью флотационных свойств минералов. Если селективная флотация металлических полезных ископаемых уже установившийся процесс, то селективная флотация нерудных ископаемых представляет серьезную проблему.

До написания данного учебного пособия в 2004 г. вышел учебник А.А. Абрамова «Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых. Технология обогащения полезных ископаемых». В нем обогащение неметаллических полезных ископаемых описывается кратко.

Данное учебное пособие в отличие от изданного автором в 1995 г., дополнено новыми сведениями по вопросам обогащения, в нем также приведены данные по переработке этих полезных ископаемых.

По каждому из неметаллических полезных ископаемых приведена характеристика минерально-сырьевой базы и дано состояние мирового рынка и рынка России, подробно рассмотрено обогащение нерудных полезных ископаемых с использованием последних данных по фабрикам и результатов исследований, приведены действующие ГОСТы на руды и концентраты, показаны методы и способы дальнейшей переработки концентратов. Все это позволяет, воспользовавшись одним из учебных пособий, получить сведения о состоянии минерально-сырьевой базы, типе руд и месторождений, обогащении и дальнейшей переработке концентратов.

Целью данного учебного пособия является подготовка специалистов, обладающих знаниями в области технологии обогащения и комплексной переработки неметаллических полезных ископаемых.

Глава | ТЕХНОЛОГИЯ

1 | угля

В недрах СНГ находится более половины мировых запасов угля, однако распределение их по территории далеко не равномерное. Около 73 % разведанных запасов сосредоточено в восточных районах [3–8].

До 1917 г. Россия имела слабую, технически отсталую угольную промышленность. Несмотря на огромные запасы угля, его добывалось в 17 раз меньше, чем в США, что составляло лишь 2,5 % мировой добычи. Основной угольной базой являлся Донецкий бассейн, на долю которого приходилось 87 % добываемой продукции. Угля не хватало, значительное количество его импортировалось.

Запасы углей по странам приведены в табл. 1.1, потребление угля – в табл. 1.2, объемы экспорта – в табл. 1.3.

Таблица 1.1

Мировые запасы угля на начало 2001 г., млн т

Континенты страны	Запасы всех типов угля		Антрацит и каменный уголь		Бурый уголь	
	общие	в том числе подтвер- жденные	общие	в том числе подтвер- жденные	общие	в том числе подтвер- жденные
Европа	819 592	352 629	587 472	147 545	232 120	205 084
Австрия	62	26	7	1	55	25
Албания	36	27	–	–	36	27
Беларусь	107	96	–	–	107	96
Бельгия	1 060	358	1 060	358	–	–
Болгария	3 100	2 711	30	13	3 070	2 698
Босния и Гер- цеговина	3 800	20	5	15	3795	5
Великобрита- ния	231 235	1 500	230 235	1 000	1 000	500
Венгрия	6156	1 097	3 284	–	2 872	1 097
Греция	3 570	2 874	–	–	3 570	2 874
Ирландия	40	15	40	15	–	–

Продолжение табл. 1.1

Континенты страны	Запасы всех типов угля		Антрацит и каменный уголь		Бурый уголь	
	общие	в том числе подтвер- жденные	общие	в том числе подтвер- жденные	общие	в том числе подтвер- жденные
Испания	1 330	660	600	200	730	460
Италия	200	75	170	60	30	15
Македония	652	352	–	–	652	352
Нидерланды	1 406	497	1 406	497	–	–
Норвегия	25	5	25	5	–	–
Польша	70 450	68 854	56 050	54 746	14 400	14 108
Португалия	45	35	5	2	40	33
Румыния	3 055	1 457	13 00	1	1 755	1 456
Россия	221 300	157 010	110 000	49 088	111 300	107 922
Словакия	395	240	185	75	210	165
Словения	530	60	65	–	465	60
Украина	692 86	34 153	51 186	16 274	18 100	17 879
Франция	520	36	367	22	153	14
ФРГ	177 000	66 000	125 600	23 000	51 400	43 000
Хорватия	45	40	10	6	35	34
Чехия	11 050	5 678	5 720	2 114	5 330	3 564
Швеция	12	3	12	3	–	–
Югославия	13 125	8 750	110	50	13 015	8700
Азия	1 303 249	254 432	1 112 902	181 398	190 347	73 034
Афганистан	500	100	500	100	–	–
Бангладеш	530	530	530	530	–	–
Бутан	3	–	3	–	–	–
Вьетнам	5480	350	4 500	150	980	200
Грузия	427	373	352	302	75	71
Индия	202 000	84 396	195 800	82 396	6 200	2 000
Индонезия	32 000	5 370	13 982	790	18 018	4 580
Иран	560	190	560	190	–	–
Казахстан	38 630	34 000	24 090	31 000	14 540	3 000
Кыргызстан	2 050	1 260	733	410	1317	850
Китай	986 300	114 500	858 080	62 200	128 220	52 300
КНДР	1 900	600	700	300	1 200	300
Малайзия	750	20	500	5	250	15
Монголия	2 770	1 700	1 485	725	1 285	975
Мьянма	220	4	140	4	80	–

Продолжение табл. 1.1

Континенты страны	Запасы всех типов угля		Антрацит и каменный уголь		Бурый уголь	
	общие	в том числе подтвер- жденные	общие	в том числе подтвер- жденные	общие	в том числе подтвер- жденные
Оман	65	10	65	10	–	–
Пакистан	8 637	2 265	3 000	–	5 637	2 265
Республика Корея	196	78	196	78	–	–
Таджикистан	400	180	285	110	115	70
Таиланд	2 308	2 000	8	8	2 300	1 992
Турция	9 030	3 689	1 330	278	7 700	3 411
о. Тайвань	220	1	220	1	–	–
Туркменистан	415	13	415	13	–	–
Узбекистан	3 000	1 730	1 000	1 000	2 000	730
Филиппины	470	300	190	25	280	275
Япония	4 388	773	4 238	773	150	–
Африка	81 373	56 120	81 183	55 930	190	190
Алжир	100	66	100	66	–	–
Ботсвана	13 300	4 300	13 300	4 300	–	–
Демократиче- ская Республи- ка Конго	1 000	600	1 000	600	–	–
Египет	40	20	40	20	–	–
Замбия	250	60	250	60	–	–
Зимбабве	2 168	502	2 168	502	–	–
Мадагаскар	375	175	300	100	75	75
Малави	400	2	400	2	–	–
Марокко	110	50	65	5	45	45
Мозамбик	670	250	670	250	–	–
Нигер	750	70	750	70	–	–
Нигерия	830	190	760	120	70	70
Свазиленд	2 500	115	2 500	115	–	–
Танзания	1 200	200	1 200	200	–	–
ЮАР	57 680	49 520	57 680	49 520	–	–
Америка	1 163 356	282 628	708 501	128 137	454 855	154 491
Аргентина	7 400	98	400	98	7 000	–
Бразилия	15 520	11 929	–	–	15 520	11 929
Венесуэла	1 650	479	1 650	479	–	–

Окончание табл. 1.1

Континенты страны	Запасы всех типов угля		Антрацит и каменный уголь		Бурый уголь	
	общие	в том числе подтвер- жденные	общие	в том числе подтвер- жденные	общие	в том числе подтвер- жденные
Канада	129 700	6 578	114 360	3 471	15 340	3 107
Гондурас	21	21	21	21	–	–
Мексика	1 845	121	1 345	860	500	351
Перу	1 060	1 060	960	960	100	100
Колумбия	21 900	6 648	21 400	6 267	500	381
США	979 120	249 994	568 250	115 891	410 870	134 103
Чили	5 100	4 585	100	90	5 000	4 495
Австралия	829 735	82 090	635 795	42 550	193 940	39 540
Эквадор	40	25	15	–	25	25
Австралия и Океания	842 544	82 666	638 117	42 587	204 427	40 079
Новая Зелан- дия	12 717	572	2 230	33	10 487	539
Новая Кале- дония	12	4	12	4	–	–
Фиджи	80	–	80	–	–	–
Мир в целом	4 210 114	1 028 475	3 128 175	55 5597	1 081 939	472 878

Таблица 1.2

Прогноз мирового потребления угля на период до 2020 г., млн т

Регионы мира	Год					
	1995	2000	2005	2010	2015	2020
Всего	4 644,9	4 909,8	5 367,0	5 788,8	6 209,8	6 865,7
Северная Америка	919,0	1 057,8	1 085,0	1 121,3	1 175,7	1 239,2
Западная Европа	550,8	510,8	478,1	457,2	436,4	409,1
Промышленно разви- тые страны Азии	233,2	235,0	261,3	264,0	268,5	272,2
Восточная Европа / бывший СССР	847,3	732,1	732,1	686,8	632,3	564,3
Развивающиеся страны	2 094,7	2 374,1	2 810,5	3 259,6	3 696,8	4 380,9

Таблица 1.3

Мировые объемы экспорта угля в 2001 г., млн т

Страна	Энергетический уголь	Коксующийся уголь	Всего
Австралия	86,658	105,757	192,415
Китай	79,418*	11,47	90,888
Индонезия	–	–	64,053
ЮАР	63,781**	–	63,781
США	20,948	23,409	44,357
Колумбия	–	–	37,098
Канада	2,941	25,613	28,555
Польша	19,208	3,018	22,226
Венесуэла	–	–	8,100

*Включая 7,650 т антрацита.

**Включая 1,515 т антрацита.

Источник: McCloskey's Big Coal Book.

Более 80 % угольных запасов сосредоточено в Северной Америке, Азиатско-Тихоокеанском регионе и странах СНГ. При этом девятая часть мировых запасов угля сосредоточена в Китае, шестая часть – в России. Запасы угля в Казахстане составляют 35,8 млрд т или 3,6 % мировых запасов.

Основными импортерами выступают страны Западной Европы (около 160 млн т) и АТР (более 200 млн т, в т.ч. Япония – 130 млн т, Южная Корея – около 50 млн т и Тайвань – около 20 млн т).

Ведущими экспортерами являются Австралия, США, Колумбия, Венесуэла, Индонезия, Канада, Китай, Польша и Россия. Поставками из этих государств обеспечивается более 90 % мировых импортных потребностей.

За последние 25 лет объемы добычи угля в мире возросли на 49 %.

По итогам 2002 г. Россия заняла 5 место в мире по добыче угля и 6 по экспорту.

Ведущими потребителями угля в Азии и мире по-прежнему останутся Китай и Индия. До 2020 г. на долю Китая и Индии будет приходиться 33 % прироста мирового энергопотребления и 90 % увеличения использования угля в мире.

Эксперты Министерства Энергетики США считают, что уголь в этой стране останется конкурентоспособным по сравнению с другими видами топлива благодаря низким издержкам добычи и тарифам на его транспортировку.

В Канаде увеличение потребления угля связывают с намечаемым выводом из эксплуатации после 2010 г. значительной части мощностей АЭС, которые будут заменяться угольными ТЭС. В Японии намечено ввести до 2020 г. не менее 10 ГВт мощностей угольных станций нового поколения. Ожидается также заметный прирост потребления в Бразилии и Южной Корее.

При нынешнем уровне потребления угля его разведанных запасов хватит примерно на 200 лет по сравнению с почти 50 годами для газа и 30 годами для нефти.

По сообщению агентства Reuters, цены на энергетический уголь от южноафриканских поставщиков в 2007 г. находились на уровне 85 дол/т FOB.

В развитии угольной промышленности России произошел явный сдвиг добычи угля в восточные районы. Они дают $\frac{3}{4}$ угля в стране, характеризуясь преобладанием добычи над потреблением. Такие перспективные бассейны, как Тунгусский, Ленский, Таймырский, входят в десятку крупнейших по запасам угля среди бассейнов мира.

1.1. Использование угля

Ископаемый уголь является главным источником энергии для промышленности, транспорта и бытовых целей. Несмотря на успешное и все возрастающее использование гидроресурсов (Красноярская, Новосибирская, Шушенская и др. гидростанции) и атомной энергии (Белоярская, Нововоронежская и др. атомные электростанции), ископаемый уголь все же остается крупнейшим источником получения энергии. Сейчас действует более двух десятков тепловых электростанций мощностью свыше 1 млн кВт, начато строительство электростанций мощностью до 4 и более млн кВт. За счет строительства мощных энергетических блоков, широкого освоения высоких и сверхкритических параметров пара, совершенствования агрегатов, тепловых схем расходы условного топлива сократятся на 11–14 %.

В России работает несколько промышленных атомных электростанций. Первая в мире атомная электростанция пущена в СССР в 1954 г., однако использование атомной энергии сыграет большую роль в будущем, а в настоящее время ископаемый уголь имеет большое значение в мировом энергетическом балансе.

Каменный уголь служит сырьем для многих отраслей промышленности. Кокс, получаемый при переработке каменного угля, является

основой металлургической промышленности, но полноценного заменителя кокса мы пока не имеем.

Уголь – важнейший вид сырья для химической промышленности.

Наконец, большое значение имеет использование угля в качестве сырья для получения жидкого и газообразного топлива. Но и этим не исчерпывается роль каменного угля. Его переработка дает возможность получения целого ряда продуктов.

Потребление угля с каждым годом растет, но еще быстрее растет потребление газа и нефти.

Необычайно быстрый рост потребления жидкого топлива объясняется его преимуществом: удобством сжигания, высокой калорийностью, транспортабельностью, полнотой сгорания.

Ввиду преобладающего значения угля в современном энергетическом балансе твердого топлива и неравноценности его с жидким, возникла проблема перевода его в такие формы, которые приблизили бы эффект его использования к результатам сжигания жидкого топлива. Вначале были разработаны способы использования угля в легкоподвижной форме – в виде топлива пылевидного, коллоидного и т.п. Однако это недостаточно повышало эффект использования углей.

В последние годы (15–20 лет) были проведены большие работы в области получения жидкого топлива из каменного угля и был разработан ряд процессов. Наиболее ценным процессом является гидрогенизация угля. Процесс гидрогенизации (деструктивная гидрогенизация) состоит в расщеплении высокомолекулярных соединений с образованием в присутствии водорода углеводородов с меньшим молекулярным весом. Кроме непосредственного гидрирования угля, можно гидрировать и смолу, которая получается при полукоксовании угля и других видов твердого топлива.

В последние годы стали производить бензин из газа, полученного при сухой переработке каменного угля, как сырья для изготовления жидкого топлива.

Уголь является не только источником тепловой энергии, но и ценным сырьем для ряда химических производств. Поэтому при пирогазетической переработке угля из продуктов термического разложения стараются извлечь возможно больше органических соединений, так как они дают технике важнейшие, нередко незаменимые исходные материалы ряда органических производств.

При выборе топлива для непосредственного сжигания стремятся более ценные виды его предварительно перерабатывать, чтобы не сжигать продукты термического разложения топлива, которые могут быть использованы как химическое сырье. Каждый вид топлива должен быть

использован комплексно. Поэтому все реже встречаются случаи сжигания сырой нефти до ее переработки и извлечения светлых продуктов. Но это не вполне еще выдерживается в отношении каменных и бурых углей. Особенно значительны потери при непосредственном сжигании бурых углей и торфов, так как из-за отсутствия их предварительной химической переработки теряются такие ценные продукты, как горный воск, парафин и др.

В твердом топливе, по сути, открыты почти неограниченные резервы сырья.

Следует, однако, отметить, что интенсификация добычи угля открытым способом и разработка ряда новых месторождений связаны с ухудшением горно-геологических условий и снижением качества полезного ископаемого. Наиболее острой при этом является проблема обеспечения требуемых потребительских свойств угля и повышение коэффициента его извлечения при отработке маломощных пластов с изменяющимися параметрами залегания. Селективная выемка таких пластов сопровождается большими потерями, сокращение которых приводит к резкому снижению качества угля. Сокращение потерь угля при сохранении его потребительских свойств возможно путем внедрения новых технологий обогащения и оборудования, позволяющего извлекать уголь из угле-насыщенных вскрышных пород.

1.2. Происхождение каменного угля и его месторождения

Исходным материалом для образования ископаемых углей послужила богатейшая растительность каменноугольного и смежных с ним геологических периодов и скопления водорослей и микроорганизмов, населявших водоемы. По химическому составу указанные материалы сильно отличаются один от другого.

Водоросли состоят преимущественно из белков и жиров, количество клетчатки в них ничтожно мало, отмирая, они падают на дно водоема, где вместе с неорганическими примесями образуют органический гниющий ил – сапропель. Он и послужил источником образования одной группы ископаемых углей – сапропелитов.

Высшие растения состоят главным образом из лигнино-целлюлозных тканей и незначительного количества около- и воскообразных

веществ. Белки и жиры, находящиеся в их живых тканях, играют подчинённую роль. При разложении накопившихся в низинных болотах высших растений получают гумусовые вещества, которые образуют гумусовые угли (II класс).

Первый класс углей большого промышленного значения не имеет.

Преобразование материнского вещества в ископаемый уголь происходит под влиянием ряда биохимических и геологических процессов: давления окружающих пород, повышения температуры и пр.

Химические превращения при перечисленных процессах весьма разнообразны. Глубина описанных превращений зависит не только от времени. Часто у более «молодых», с геологической точки зрения, углей химическое превращение достигает более глубоких форм, вследствие чего введено понятие о химическом возрасте углей.

В зависимости от глубины превращения материнского вещества в ископаемые угли они по химическому возрасту делятся на группы соответственно трем стадиям превращения материнского вещества: торфяная – низшая ступень, буроугольная и каменноугольная.

Сапропелевые угли включают в себя несколько типов. К ним относятся богхеды и кенельские угли.

К гумусовым углям относятся бурые угли, каменные угли и антрацит.

СНГ обладает громадными запасами углей самого разнообразного качества. При этом запасы ценных каменных углей и антрацитов во много раз превышают запасы менее ценных бурых углей.

В европейской части СНГ самый крупный бассейн – Донецкий.

Качество донецких углей весьма разнообразно, при этом большая их часть пригодна для коксования. Зольность и содержание серы в углях бассейна колеблются в широких пределах. Среднее содержание золы на абсолютно сухое вещество в большинстве угольных пластов составляет 7–15 %. Углей с зольностью менее 7 % мало.

По содержанию серы (S) угли бассейна делятся на 4 группы: малосернистые с содержанием общей серы до 1,5 % (в среднем 1 %), среднесернистые – 1,5–2,5 % S (в среднем 2 %), повышенно-сернистые – 2,5–3,5 % S (в среднем 3 %) и многосернистые с содержанием серы свыше 3,5 %. Преобладают, особенно по северной окраине бассейна, угли среднесернистые и повышенно-сернистые.

По размерам добычи угля и антрацита Донецкий бассейн занимает первое место среди угольных бассейнов СНГ.

Львовско-Волынский бассейн расположен на территории Львовской и Волынской областей Украины.

Зольность угля в нем составляет 12–14 % (при колебаниях от 9 до 28 %) и связана преимущественно с тончайшими прослойками и линзами минерального вещества. Содержание серы составляет 2,5–4 %, фосфора – от следов до 0,14 % (в среднем 0,05–0,08 %), выход смолы на горючую массу равен 14–17 %, выход битума на сухой уголь – 3–6 %.

Подмосковный бассейн – один из старейших в стране, добыча угля в нем начата свыше ста лет назад.

Подмосковный бассейн занимает территориально выгодное положение, но уступает другим бассейнам по качеству угля (высокая влажность, зольность, много серы). Содержание золы в углях колеблется от 12 до 45 % и выше. Угли с высокой зольностью (45–55 %) составляют около 10 % всех учтенных запасов углей бассейна. Угли месторождений, расположенных в западной части Тульской и восточной части Калужской области, характеризуются повышенной зольностью (35–45 %); в западных районах зольность углей близка к средней по бассейну (30–35 %). Менее зольные угли распространены в основном в центральных и восточных районах южного крыла бассейна.

Содержание серы колеблется от 2 до 6 % (в среднем 3,7 %), влажность составляет 30–36 % (в среднем 32,4 %).

Угли самостоятельно не коксуются, но после обогащения могут добавляться к донецким спекающимся углям и использоваться для коксования.

Карагандинский бассейн имеет большое значение. Он расположен в Карагандинской области Казахстана и связан железной дорогой со столицей Казахстана Алма-Аты, промышленными районами Сибири, Урала и республиками Средней Азии.

Уголь этого бассейна пригоден для предварительного обогащения, так как содержит значительное количество золы (10–43 % и выше). Содержание серы в углях составляет около 1 %, по некоторым пластам – более 2 %, по отдельным пластам достигает 3,5–4 %. Содержание фосфора колеблется от 0,003 до 0,06 %. Выход летучих веществ составляет около 40 %. Особенностью этого угля является большой выход смолы при коксовании, служащей материалом для получения многих продуктов.

Печорский бассейн расположен на крайнем северо-востоке европейской части России. Значительные запасы и разнообразие марок каменных углей, в том числе коксующихся углей, выдвигают его в число крупнейших угленосных бассейнов России.

Содержание золы в углях колеблется от 9 до 43 %.

Обогащаемость углей трудная и лишь отдельные пласты имеют легкую и среднюю ее степень.

Угли в большинстве относятся к малосернистым (содержание серы в них составляют не более 1,5 %), часть – к среднесернистым (содержание серы доходит до 3,5 %), имеется небольшое количество случаев содержания серы до 6 % и более.

Содержание фосфора неравномерное: один и тот же пласт угля в различных частях месторождения содержит различное количество фосфора. Большая часть углей бассейна относится к среднефосфористым (0,1–0,2 %).

Выход летучих веществ в углях бассейна достигает от 7 до 50 %. Угли Печорского бассейна в зависимости от их состава используются для получения кокса и как энергетическое топливо.

Кузнецкий бассейн расположен в южной предгорной части Западной Сибири, между горными отрогами Алтая – Салаиром и Кузнецким Алатау.

Количество углей Кузнецкого бассейна отличается большим разнообразием.

Содержание серы в них не превышает 1 % и обычно составляет всего 0,4–0,6 %. Содержание фосфора – повышенное, достигает 0,12 %.

Большая часть углей бассейна относится к малозольным малосернистым и среднезольным. Наименьшей зольностью характеризуются угли ерунаковской свиты (2–7 %). Выход летучих веществ в них изменяется от 5 до 43 %.

Угли Кузбасса являются ценным коксохимическим и энергетическим сырьем.

Челябинский бурогольный бассейн расположен на восточном склоне Урала в пределах Челябинской области.

Челябинский бассейн по запасам углей, степени промышленного освоения и выгодному географическому положению имеет исключительное значение как крупнейший энергетический центр Среднего Урала и топливная база промышленных предприятий Челябинской и прилегающих к ней областей.

Содержание золы в углях составляет 17–25 %, серы – 1 %, выход летучих веществ – 37–51 %.

Угли используются в качестве энергетического и частично газогенераторного топлива.

Заквказская группа месторождений включает в себя угольные месторождения горского возраста, расположенные в Грузии в виде прерывистой цепочки, вытянутой почти параллельно Главному Кавказскому хребту вдоль его южных склонов.

Главные месторождения – Ткварчельское, Ткибульское и Гелатское – разрабатываются, остальные – Бзыбское и Маганское – обладают небольшой площадью распространения угленосной толщи, сильно нарушены и практического значения не имеют.

Угли обладают большой зольностью (до 50 %). Содержание серы в них колеблется от 0,7 до 6 %. Угли в смеси коксуются.

Месторождения Средней Азии большей частью расположены в высокогорной местности, в предгорьях хребтов и в межгорных впадинах. Многие месторождения высокогорных районов труднодоступны и поэтому практическая ценность их не всегда определяется запасами и качеством углей.

Преобладающая часть месторождений сосредоточена в Киргизии, меньшая часть – в Таджикистане и восточной части Узбекистана.

Качество рядового товарного угля месторождений Средней Азии характеризуется следующими показателями: содержание золы – 6–20 %, серы – 0,4–2,3 %, влажность составляет 15–36 %.

Канско-Ачинский бассейн протягивается вдоль линии железной дороги от г. Мариинска на западе по р. Бирюса на востоке, угли пригодны для открытой разработки.

Почти на всей площади бассейна развиты бурые угли, за исключением Саяно-Партизанского месторождения, где содержатся каменные угли марки Г.

Бурые угли содержат влаги 35–40 %, золы – 7–20 %, серы – до 0,8 %, выход летучих веществ составляет 30–50 %.

Каменные угли Саяно-Партизанского района характеризуются пониженной влажностью (до 6 %), зольностью до 12 % и повышенным выходом смол.

Обогащение бурых углей так же, как и брикетирование, малоэффективно в связи с низкой влагостойкостью брикетов. Наиболее рациональным способом использования бурых углей является сжигание их на месте в пылевидном состоянии или газификация.

Иркутский бассейн расположен в юго-западной части Иркутской области, протягиваясь на 500 км вдоль северо-восточного склона Восточно-Саянского хребта и Восточно-Сибирской железной дороги от г. Нижнеудинска до оз. Байкал.

Угли в нем в большинстве своем гумусовые, каменные (марки Г и Д), в крайней западной части бассейна – бурые. Наилучшие по качеству угли, дающие спекающийся кокс, приурочены к центральной части бассейна (Черемхово), Присянской полосе и Заангарью. Вдоль северо-восточной окраины бассейна среди гумусовых углей широко распро-

странены сапропелевые угли – богхеды. В центральной части бассейна в гумусовых углях встречаются прослой глинистых сапропелитов.

Качественные показатели гумусовых каменных углей таковы: содержание влаги в них составляет 2–6 %, золы – 10–27 %, серы – 0,5–8 %, выход летучих веществ – 40–53 %.

Сапропелиты по сравнению с гумусовыми углями характеризуются повышенной зольностью (до 45 %), высоким выходом летучих веществ (75–88 %). Угли в большинстве своём средне – и труднообогатимые.

Угли используются для энергетических целей и для получения моторного топлива. Малосернистые спекающиеся угли могут использоваться для получения металлургического кокса. Бесструктурные вязкие сапропелиты используются как поделочный материал.

Южно-Якутский бассейн характеризуется углями с трудной обогатимостью. Угли обладают высокой зольностью (16–43 %), серы содержат менее 0,5 %. Хорошо спекаются. Особый промышленный интерес представляет Нерюнгринское месторождение коксующихся углей марок К-10, К-6 и СС, пригодное для открытой добычи.

Месторождения полуострова Камчатка связаны с развитием по западному склону Срединного хребта верхнемеловых, палеогеновых и неогеновых отложений. В центральной части этого хребта и в восточной части полуострова угленосность практически отсутствует.

Угли обладают малой зольностью, очень высоким содержанием влаги и быстро рассыпаются в мелочь. Часть углей – спекающиеся.

Южно-Уральский буроугольный бассейн расположен в Башкортостане и в Оренбургской области.

Угли содержат, %: влаги – 50–60, серы – 1,2–2,5; золы – до 30; летучих – 40–60. Выход смол при полукоксовании достигает 25 %.

В естественном состоянии угли нетранспортабельны, требуют брикетирования или сжигания на месте в пылевидном состоянии.

Вследствие высокого содержания смол угли бассейна могут использоваться в качестве сырья для химической промышленности.

В месторождениях Дальнего Востока угли в основном бурые, гумусового происхождения, зольностью 17–38,5 %, с содержанием серы до 0,5 %.

В месторождениях о. Сахалин наиболее распространены бурые и длиннопламенные угли. Встречаются угли переходные от бурых к длиннопламенным и от длиннопламенных к газовым. Они являются хорошим энергетическим топливом, а также пригодны для коксования (марки Г-6, Г-14, Ж-21, К-14), полукоксования (марки Д и БЗ) и газификации (марки Д, Г-6, Т и БЗ). Большая часть пластов имеет зольность до 20–25 %. Низкозольные угли (10–17 %), а также малосернистые отгружаются потребителям без обогащения.

1.3. Состав каменных углей и вредные примеси

Вещество ископаемого угля неоднородно и состоит из нескольких петрографических ингредиентов, которые отличаются твердостью, цветом, блеском, содержанием золы и другими свойствами.

В гумусовых углях различают 4 основных ингредиента: дюрэн, фюзен, витрен, кларен.

Д ю р е н – матовая разновидность, встречающаяся в виде сравнительно толстых прослоек без слоистости. В некоторых дюренах наблюдается зернистое строение. Он обладает большой твердостью и вязкостью, зольность его составляет 6–7 %. Зола состоит в основном из глинистых веществ.

Ф ю з е н – матовая разновидность, напоминает древесный уголь и обладает волокнистым строением. Обычно встречается по плоскостям напластования угля в виде линз и примазок. Характеризуется высокой зольностью (5–30 %), содержанием серы и фосфора. Он хрупкий, легче измельчается, чем дюрэн. Кокс из него получается в виде порошка. Фюзен оказывает вредное влияние на коксуюемость других ингредиентов, при содержании его больше 10–12 % уголь не коксует.

В и т р е н – блестящий ингредиент, встречается в виде длинных линз толщиной 1–8 см, имеет раковистый излом, обладает слабо заметной клетчатой структурой, хрупок, зольность низкая (1,3–1,5 %).

К л а р е н – блестящая разновидность (но менее, чем витрен), часто включает небольшие линзы витрена, фюзена и прослойки дюрена. Залегает он мощными прослойками, а иногда и целыми пластами угля. По зольности мало отличается от витрена (1–1,5 %).

По сравнению с остальной массой угля по величине полос витрен и особенно фюзен составляют незначительный процент.

Характеристики петрографических ингредиентов приведены в табл. 1.4.

Таблица 1.4

Характеристики петрографических ингредиентов

Ингредиенты	Коэффициент спекаемости	Выход продуктов сухой перегонки, %		
		смола	кокс	подсмольная вода
Фюзен	0	3,6	89,3	4,8
Дюрэн	8	12,1	62,3	5,9
Витрен	4-9	7,7	55,7	8,8

Коэффициент спекаемости характеризует способность коксования. Из четырех петрографических ингредиентов наименее ценными являются витрен и кларен, вредным в некоторой степени – фюзен.

Вода, S, P, зола являются вредными примесями.

К о л и ч е с т в о в о д ы в угле зависит от степени углефикации. В торфяной стадии уголь обладает высокой влажностью (30–40 %). С увеличением возраста содержание влаги в нем уменьшается. У бурых углей содержание влаги колеблется от 10 до 30 %, это служит тормозом для использования угля. Есть три пути использования влажных углей:

- использование углей на месте (местное топливо);
- превращение в газ;
- брикетирование.

Каменные угли содержат менее 10 % влажности, антрацит – 1–2 %, редко до 4 %.

З о л а представляет собой смесь минеральных веществ, остающихся после полного сгорания и завершения всех превращений, которые происходят с минеральными примесями при полном доступе воздуха и высокой температуре. Эти минеральные примеси могут быть различного происхождения: минеральные примеси, которые попадают при образовании угля – внутренняя зола и при добыче – внешняя зола.

Внутренняя зола бывает:

- конституционная – образуется за счет элементов, находящихся в тканях растений;
- приносная – создается минеральными примесями, которые приносятся одновременно с накоплением материнского вещества;
- инфильтрационная – образуется вследствие циркуляции через материнское вещество минеральных растворов.

Внешняя зола образуется за счет попадания в уголь при его добыче из почвы кровли и прослойков пустых пород.

Зола является балластом для энергетических углей, снижает теплотворную способность угля, образует шлак. В самом процессе коксования зола наносит вред, реагируя с материалом коксовых печей. Содержание золы не должно превышать 6–7 %.

Для нас небезразлично, в каком виде находится зола. Внешняя зола может быть полностью удалена при обогащении. Соотношение между отдельными частями золы имеет большое значение при доменной плавке и эксплуатации печей. Кроме того, она оказывает влияние на спекаемость углей.

С е р а – одна из наиболее вредных примесей угля. Она значительно повышает расход кокса в доменной печи, так как требует введения дополнительного количества флюсов. Кокс, полученный из сер-

нистых углей, нельзя применять при выплавке качественных металлов. Такой уголь даже не рекомендуется использовать как энергетическое топливо, так как при его сжигании выделяются газы.

Сера в угле присутствует в виде органической (попадает вместе с материнским веществом) и неорганической – пириты и сульфаты (продукты окисления пирита).

Содержание серы в угле колеблется от 0,5 до 6 % и больше.

В процессе коксования выгорает только 15–20 % серы, остальная остается в коксе.

Сера может быть в значительной степени переведена в шлак, но для этого требуется много флюсов.

Часть серы переходит в металл и снижает его качество. Есть данные, что уменьшение содержания серы на 0,5 % в Донецких углях позволило бы дополнительно получить на металлургических заводах юга не менее 1,5 млн т чугуна и сократить расход кокса на 1,3 млн т в год.

Ф о с ф о р также является вредной примесью, и с ним труднее бороться, чем с серой. Содержание фосфора в угле мало, но он вызывает большие затруднения в доменном производстве, так как связать его флюсами не удастся. Даже малая примесь фосфора значительно ухудшает качество металла, вызывая свойство хладноломкости.

При обогащении угля удаление фосфора происходит плохо. Проблема серы еще тоже окончательно не решена. Сера и фосфор при обогащении угля представляют основные трудности. В настоящее время для удаления серы и фосфора применяют флотацию угля или обогащение в тяжелых средах.

1.4. Свойства и классификация углей

Ископаемые угли чрезвычайно разнообразны по своим свойствам. Они определяются материнским веществом, условиями его накопления и первоначальными процессами разложения, а также вторичными геологическими факторами, под влиянием которых происходят последующие процессы изменения углей.

Цвет углей изменяется от бурого до чёрного, как исключение он может быть светло-жёлтым. Большинство лигнитов – углей низкой степени углефикации – имеет бурый цвет. Бурый оттенок имеют многие дюрены каменных углей и почти все сапропелиты. На фарфоровой пластинке бурые угли дают бурую, каменные – серую или черную черту, антрацит – черную, сапропелиты – бурую или светло-бурую черту.

Б л е с к углей зависит от степени углефикации. Чем старше угли, тем больше их блеск, особенно это заметно у антрацитов. У витрена блеск стеклянный, у кларена – смолистый, жирный, у фюзена – шелковистый.

У д е л ь н ы й в е с углей зависит от количества минеральных примесей, попадающих в органическую массу при ее накоплении, и от степени углефикации. Средний удельный вес углей одного состава зависит от степени углефикации: у бурых углей он равен 0,8–1,24, у каменных – 1,26–1,35.

Угли отличаются и по плотности, которая зависит от исходного материнского вещества, способа его накопления, особенно от степени углефикации. Наименее плотными являются угли молодые – бурые, наиболее плотными – антрацит.

Т в е р д о с т ь зависит от петрографического состава и степени углефикации (чем выше степень, тем выше твердость).

Х р у п к о с т ь зависит от внутреннего сцепления частиц угольной массы и от ее твердости. Основные ингредиенты гумусовых углей могут быть расположены в следующий ряд по убыванию хрупкости: фюзен, ветрен, кларен, дюрен.

Важной характеристикой углей является содержание **л е т у ч и х в е щ е с т в**. Это вещества, которые удаляются при нагревании угля без доступа воздуха при высокой температуре. Вместе с летучими веществами удаляется влага; остающийся при этом твердый остаток называют коксом, в котором будет и зола. По содержанию летучих веществ угли располагаются в следующей последовательности: торф – 70 %, бурые угли – 45–50 %, каменные угли – 35–50 %, антрацит – 5 %.

Важным является **х а р а к т е р к о к с а**. Он определяется свойствами короляка, остающегося после удаления летучих веществ. Он может быть в виде порошка или в виде спекшейся массы. Различают не спекшийся, слабо спекшийся, слипшийся и, наконец, спекшийся королек.

Т е п л о т в о р н а я с п о с о б н о с т ь углей – это количество тепла, выделяемое при полном сгорании единицы их веса. Теплотворная способность определяется путем полного сжигания навески угля в атмосфере сжатого кислорода в бомбе, помещенной в калориметр. По повышению температуры воды, окружающей бомбу, вычисляют теплоту сгорания угля, отнесенную к взятой навеске.

В элементарном анализе углей определяют углеводород, водород, кислород, азот и серу, а иногда и фосфор (табл. 1.5).

Существует несколько видов классификаций углей. Они основаны как на физических свойствах угля, так и на его элементарном составе. В основу обобщенной классификации положены выход кокса, ко-

личество летучих веществ и свойства королька. В зависимости от этого все угли делятся на 6 типов, каждый из которых имеет свое название (табл. 1.6).

Таблица 1.5

Характеристика углей

Вид топлива	Элементарный состав, %				Теплотворная способность, кал/кг
	С	Н	О	N	
Торф	59	6,0	33	2,0	4 000–5 000
Бурый уголь	69	5,2	25	0,8	4 500–6 200
Каменный уголь	82	5,0	12,2	0,8	7 000–9 000
Антрацит	95	2,5	2,5	–	9 000–9 200

Таблица 1.6

Обобщенная классификация углей

Тип угля	Класс	Содержание, %		Свойства королька
		кокс	летучие	
Сухие угли длинно-пламенные	1	55–60	45–50	Пористый, слегка спекшийся
Жирные угли длиннопламенные	2	60–80	42–32	Сплавленный, вспученный
Жирные угли	3	68–74	32–26	Сплавленный, плотный
Коксовые угли	4	74–82	26–18	Сплавленный, очень плотный
Тощие угли	5	82–90	18–10	Слабо спекшийся
Антрацит	6	90–92	10–8	В виде порошка

Антрациты для коксования не могут использоваться, так как кокс получается в виде порошка. Однако ввиду высокой теплотворной способности кокс является прекрасным энергетическим топливом. Коксовые угли хорошо поддаются коксованию. Коксовыми они называются потому, что являются идеальными углями для коксования.

Составляя шихту из отдельных углей, можно получить уголь с хорошим выходом кокса и хорошими его свойствами.

Наибольшим выходом летучих веществ обладают сухие и жирные длиннопламенные угли.

В настоящее время осуществляется комплексное использование составляющих веществ угля.

1.5. Обогащение угля

Целью обогащения угля является удаление вредных примесей. При обогащении угля получают обычно 3 продукта:

- концентрат низкосольный, малосернистый;
- промпродукт высокосольный (энергетическое топливо);
- хвосты (отвальные).

При обогащении угля обычно применяются три метода обогащения:

- гравитацию;
- флотацию;
- электрическую сепарацию.

1.5.1. Гравитационные методы обогащения

Гравитация является основным методом обогащения угля, что определяется большой разницей в удельных весах: уголь – 0,8–1,5; глина – 1,8–2,2; углистый сланец – 1,7–2,2; сланцы – 2–2,8; песчаник – 2,2–2,6; пирит – 5 г/см³.

Гравитационные процессы отличаются большой скоростью разделения, высокой эффективностью и производительностью, дешевизной.

При обогащении угля применяются мокрые гравитационные процессы и сухие. Каждый из них имеет свои достоинства и недостатки. Так, преимуществом мокрых процессов является высокая эффективность, поэтому они применяются для сравнительно крупных углей, а также то, что при них показатели обогащения бывают выше, чем при сухих процессах обогащения.

К недостаткам мокрого обогащения относятся большое содержание влаги, затруднения при обогащении в районах с суровым климатом и то, что требуется вода для обогащения.

Преимуществом сухого обогащения является то, что при нем влажность угля не увеличивается.

К недостаткам сухого обогащения можно отнести то, что применяется он при обогащении углей не крупнее 30 мм, при этом образуется пыль, которую необходимо улавливать, а также то, что применять его можно только к легкообогатимым углям, при этом наблюдаются низкие показатели обогащения по сравнению с мокрым процессом.

Применение сухого обогащения возможно лишь к углю с содержанием влаги 3–5 %, иначе потребуется подсушка, а, следовательно, дополнительные затраты.

Выбор применения гидравлического или пневматического обогащения зависит от обогатимости обрабатываемого угля, от климатических условий, экономических факторов. Часто крупные классы обогащаются мокрым способом, а мелкие – сухим, так как обезвоживание их затруднено.

Из гравитационных процессов наибольшее распространение получил процесс мокрой отсадки. Широко применяется обогащение на мочечных желобах и концентрационных столах. За последние годы широко внедряется обогащение в тяжелых средах.

Мокрая отсадка применяется как для крупных (100–12 мм) так и для мелких классов (12–0,5 мм). Для обогащения зерен мельче 0,5 мм отсадка не применяется. Поэтому перед обогащением на отсадочных машинах уголь подвергается подготовке, в которую входят операции дробления и грохочения.

Обогащение угля отсадкой производится в широко классифицированном и не классифицированном видах.

Для углей, обогащающихся более трудно, отличие заключается в том, что промпродукт дробится не один раз, а несколько.

В настоящее время достаточно эффективны отсадочные машины ОМ-18, ОМ-24, БАТАК (ФРГ), ТАКУБ (Япония).

Для обогащения промпродукта и грубозернистого шлама применяются цилиндрические отсадочные машины типа ОС-10/12. Машина работает на материале мельче 20 мм.

Рабочая площадь отсадочной машины составляет 10 м², производительность при обогащении промпродукта –120–150 т/ч и рядового угля – 150–180 т/ч. Выход концентрата колеблется от 15 до 20 %.

Для обогащения тонких и ультратонких частиц применяются отсадочные машины с двойной частотой пульсаций (ДЧП) типа «ГНН».

Показатели обогащения пневматических машин [сепаратор СПБ-100 (уголь 30–100 мм и 13–100 мм) УМ-3, СПК-4, СПБВ, СП-75] несколько хуже, чем у отсадочных машин мокрого обогащения, так как содержание золы в концентрате у них на 1–2 % выше. Кроме того, пневматические машины гораздо чувствительнее к колебаниям состава питания.

Желобные мойки (реожелоба) применяются для материала такой же крупности, что и отсадка (100–0,5 мм). Класс 100–13 мм и 13–0,5 мм обогащается на различных мойках.

Углемоечные комбайны – это машины, которые совмещают отсадку, обезвоживание и осветление воды. Они применяются в основном для обогащения крупных классов угля (от 20–25 мм до 175 мм).

Концентрационные столы используются для мелких и тонких классов углей (крупностью от 12–15 до 0,08 мм). Перед обога-

щением желательна гидравлическая классификация. Недостаток столов – это низкая их производительность. У нас широкого распространения столы не получили. Применялись они при обработке высокосернистых коксовых углей, для выделения пирита (в то время как в США на столах обогащается 12 % всех углей). Поэтому отечественная промышленность до сих пор не изготавливает специальных столов для угля. С этой целью используются столы ЯСК-1 и СКМ-1.

Институты ИГИ и УкрНИИ углеобогащения ведут широкие исследования по технологии обогащения угольной мелочи на концентрационных столах и ее внедрению в промышленность. Ими разработана конструкция новых концентрационных столов СКПМ-3 и СКПМ-6. Эти столы сконструированы специально для угля и ликвидируют бывший ранее недостаток – малую производительность.

Винтовые сепараторы применяются для обогащения мелкого угля (от 6 мм и ниже). Австралийская компания Vickers Australia создала для обогащения мелкого угля сепаратор Vickers. За счет повышения диаметра спирали до 1 м достигнута производительность 2,5 т угля в час, а широкий породный канал и уникальная комбинация отсекателей позволяют обогащать уголь с различными характеристиками обогатимости.

Наиболее широко применяются одноходовые винтовые сепараторы с шагом 342 мм и двухходовые с шагом 445 мм. Появились аппараты большого диаметра (до 1 500 мм) с соответственно увеличенным шагом.

В России в течение многих лет проводятся работы по исследованию и внедрению в промышленную эксплуатацию противочточных гравитационных обогатительных аппаратов типа СШ, СВШ и КНС.

Эффект разделения частиц достигается за счет взаимодействия полей гравитационных и центробежных сил. При отстаивании частицы от движения жидкости плотность разделения бывает больше плотности жидкости. Это является принципиальной основой метода, где процесс разделения происходит под воздействием полей как гравитационных, так и центробежных.

В содружестве с сотрудниками института ИОТТ в условиях Черемховского месторождения проведены исследования и накоплен определенный опыт в области новой технологии обогащения углей в шнековых сепараторах СШ-15.

Результатом исследований явилась разработка оптимального режима работы шнекового сепаратора в зависимости от качественной характеристики обогащаемого угля, частоты вращения шнека, расхода воды, часовой производительности и конструктивных элементов сепаратора.

Обогащение в тяжелых средах занимает особое место в комплексе технологических мероприятий. Сейчас уже работают на тяжелых суспензиях обогатительные фабрики 13-бис, «Советская», «Максимовка» при Ясиновском коксохимзаводе (крупность 10–80, 1–10, 1–80 мм) и др.

В качестве тяжелой среды служат тяжелые жидкости и минеральные суспензии.

Многие неорганические соли дешевы, имеются в больших количествах или представляют собой неиспользуемые отходы различных химических производств. В то же время они легко удаляются с поверхности частиц угля простой промывкой водой, большинство из них безвредно для обслуживающего персонала.

Широкое распространение для промышленного обогащения угля получил в первую очередь раствор хлористого кальция, который является отходом при производстве бертолетовой соли либо соды (ресурсы его неограничены).

Раствор хлористого кальция дает удельный вес жидкости, равный $1,5 \text{ г/см}^3$ ($T = 40 \text{ }^\circ\text{C}$), вязкость его – удовлетворительная.

В тех случаях, когда необходимо повышение плотности разделения, возможно применение водных растворов азотнокислого кальция, стабильных при комнатной температуре до плотности $1,6 \text{ г/см}^3$, подогрев позволяет также достичь их стабильности при более высоких плотностях.

Азотнокислый кальций получается при утилизации отходящих газов заводов азотной промышленности. Однако ввиду его применения в сельском хозяйстве в виде удобрения желательно ограничивать его использование в обогащении, которого можно достичь путем применения смешанных растворов хлористого и азотнокислого кальция, которые позволяют работать даже с еще большей плотностью разделения, чем индивидуальные растворы. Стабильные растворы с удельным весом $1,6 \text{ г/см}^3$ ($T = 60 \text{ }^\circ\text{C}$) дает поташ (углекислый калий) – отход производства глинозема из нефелиновых руд.

Особый случай применения тяжелых жидкостей для обогащения твердого топлива имеет место при использовании концентратов для переработки на жидкое топливо методом гидрогенизации, когда оставшаяся на угле соль еще играет и роль катализатора (например, сульфат 2- или 3-валентного закислого и окисленного железа).

Таким образом, имеется обширный ассортимент неорганических солей, водные растворы которых можно использовать в качестве тяжелых сред для обогащения твердого топлива. Выбор раствора осуществ-

ляется в зависимости от свойств обогащаемого материала и направления использования продуктов обогащения.

Тяжелые органические жидкости, пригодные для обогащения угля, по своим физико-химическим константам представляют галоидопроизводные различных углеводородов. Йодистые соединения недостаточно стойки и очень дороги. Поэтому для исследования в обогатительной промышленности предлагаются только полихлориды и полибромиды.

В России на Жилевской опытной фабрике ИГИ было опробовано обогащение углей в полихлоридах. В качестве основной жидкости был выбран четыреххлористый углерод. Для получения среды меньшей плотности к нему примешивались дихлорэтан или трихлорэтилен (в настоящее время установка демонтирована).

В США на обогатительной фабрике «Уэстон» (Шенандо, Пенсильвания) в 1936 г. была построена установка производительностью 45 т/ч для обогащения антрацита в тяжелых жидкостях. В 1939 г. она была расширена до 90 т/ч, обогащение производилось по плотности $1,72 \text{ г/см}^3$, основным компонентом тяжелой среды был пентохлорэтан. Однако эта установка осталась единственной.

Применять органические жидкости нельзя, так как они ядовиты и огнеопасны.

На неорганических солях работает с 1960 г. Шолоховская ЦОФ № 1 (Ростовская обл.). Показатели по снижению содержания золы и серы на ней выше проектных.

Тяжелые суспензии (минеральные) изготавливаются из тонкоизмельченных (до какой крупности – определяют практически) минералов и воды.

Используют магнетит, пирит, барит, песок, глину, калашниковую пыль. Наиболее легко регенерируется магнетитовая суспензия.

Эффективность обогащения зависит в первую очередь от устойчивости и вязкости суспензии.

Для улучшения свойств суспензии подают такой реагент, как гексаметафосфат и др.

Метод обогащения угля в минеральных суспензиях впервые начал применяться на фабриках Донбасса. Еще в 1952 г. на фабрике «Советская» крупный уголь обогащался в магнетитовой суспензии в корытных сепараторах конструкции Южгипрошахта. Однако тогда процесс не был освоен из-за ненадежности оборудования и несовершенства технологической схемы.

После этого обогащение в тяжелых суспензиях получило распространение на многих фабриках Украины для удаления крупной породы

угля более 25 (10) мм. В качестве утяжелителя применялся магнетит Криворожских горно-обогатительных комбинатов.

На двух фабриках при шахтах «Черкасская-Северная» № 1 и 2 обогащение высокозольных отсевов газовых углей осуществляется в гидроциклонах. В качестве утяжелителя применяется глина, обогащенная пиритом и получаемая из отходов.

Основные преимущества этого процесса состоят в большой точности разделения, высоких показателях, в простоте и дешевизне самой установки. Эффективным является барабанный сепаратор СБЭ-2, трёхпродуктовый сепаратор СКВП-32, а также сепараторы СТТ-32, КНС-108, КНС-138а и КНС-168 производительностью до 350 т/ч. На некоторых фабриках СНГ установлены сепараторы зарубежных конструкций: «Дрюбой» (Франция), «Ведаг» (Германия), «Теска» (Германия).

Тяжелосреднее обогащение труднообогатимых углей осуществляется с применением многоступенчатой сепарации в двухпродуктовых центробежных сепараторах (ГТ-500, ГТ-710) и трехпродуктовых (ГТ 630/500, ГТ 10/500).

На ряде фабрик обогащение углей осуществляется в гидроциклонах. Внедрены двух- и трехпродуктовые гидроциклоны.

Процесс обогащения в тяжелосредних гидроциклонах является наиболее интенсивным в технике углеобогащения. Сочетание в одном аппарате тяжелой среды и центробежного поля обеспечило наибольшую эффективность разделения по плотности и максимальную удельную производительность по сравнению с другими обогатительными аппаратами. Другими достоинствами тяжелосреднего обогащения в гидроциклонах являются большая глубина обогащения по крупности (до 0,2 мм), способность разделять по очень низким ($1\ 300\ \text{кг/м}^3$) и высоким (до $2\ 200\ \text{кг/м}^3$) граничным плотностям разделения без снижения эффективности, возможность автоматического управления режимом работы. Тяжелосреднее обогащение в гидроциклонах широко распространено за рубежом и внедрено на ряде фабрик России.

Принципиальными особенностями процесса, обуславливающими его высокую технологическую эффективность и производительность, являются, кроме использования интенсивного центробежного поля, наличие в гидроциклоне поля плотности, которое образует в центробежном поле, расслоение неустойчивой рабочей среды, а также существование двух противоположно направленных осевых потоков суспензии. Эти особенности определяют протекание противоточного процесса обогащения, при котором зерна, наиболее далекие по плотности от плотности разделения, весьма интенсивно (в доли секунды) выделяются в противоположные направления и удаляются из гидроциклона, тогда как

зерна, близкие к плотности разделения («трудные зерна»), подвергаются многократной пересортировке. Циркуляция осуществляется внутри аппарата.

Для широкого использования тяжелосреднего обогащения в гидроциклонах институтами ИОГТ, УкрНИИУглеобогащение и Гипрошауголеобогащение разработана необходимая техника и технология, в том числе технология обогащения в трехпродуктовых гидроциклонах, не имеющая аналогов за рубежом. Созданы конструкции двух- и трехпродуктовых тяжелосредних гидроциклонов производительностью от 50 до 100 т/ч.

К настоящему времени накоплен определенный опыт промышленной эксплуатации тяжелосредних гидроциклонов на обогатительных фабриках. Трехпродуктовые тяжелосредние гидроциклоны применяются для обогащения коксующихся углей (ОФ шахты «Северная» ПО Воркутауголь) и для переобогащения промпродукта отсадки (ЦОФ «Ткварчельская» ЦОФ Грузуголь). Двухпродуктовые гидроциклоны используются для обогащения мелкого антрацита (ОФ шахтоуправления «Южное» ПО Ростовуголь и ЦОФ «Снежнянская» ПО Торезантрацит) и для переобогащения промпродукта отсадки антрацита (ЦОФ «Комендантская» ПО Донбассантрацит).

Перспективы расширенного использования тяжёлосреднего обогащения в гидроциклонах определяются рядом факторов и в первую очередь тем, что увеличение производства угля идет в значительной степени за счет вовлечения в добычу труднообогатимых углей, переработка которых требует применения наиболее интенсивных методов обогащения.

Дальнейшее развитие тяжелосреднего обогащения в гидроциклонах требует обеспечения фабрик износоустойчивым оборудованием, в чем в настоящее время имеются значительные трудности.

В США ряд фабрик работает по схемам, сочетающим обогащение в тяжелосредних сепараторах и гидроциклонах для угля крупностью от 38 мм и ниже. Хорошие показатели достигнуты на материале +0,1 мм и выше, хотя эффективность сепарации заметно снижается при крупности менее 0,5 мм. Фракция -0,1 мм, если не идет на флотацию, удаляется с хвостами. Эффективная сепарация в гидроциклонах достигается при хорошем (тонком) магнетитовом утяжелителе и работе на узкоклассифицированном материале.

В настоящее время наметилась тенденция к увеличению объема обогащения мелких классов углей и их шламов, что связано с ростом их доли при добыче и более жесткими требованиями, предъявляемыми потребителями к качеству угольных концентратов. Традиционно уголь крупностью < 0,5 мм обогащается флотацией, что экономически неоп-

равдано, экологически вредно, а при крупности < 20 мкм технологически несостоятельно. В современных условиях флотационный метод превращается в непозволительную роскошь, что также связано с высокой стоимостью флотореагентов (в среднем 200–250 дол. США за тонну). Это в свою очередь требует сокращения, а в перспективе и сведения к обоснованному минимуму флотации угольных шламов.

Проблема еще усугубляется тем, что из-за неэффективной подготовки угольной пульпы к флотации имеют место потери с отходами угольных фракций, в особенности крупнозернистых.

Большинство хвостохранилищ Донбасса заполнено уже полностью. Объем находящихся в них отходов флотации составляет порядка 20 млн м³, что занимает около 900 га плодородной земли.

Образование шламов происходит при механическом воздействии на компоненты горной массы как при добыче, транспортировании, так и при обогащении угля. Различие физико-механических свойств угольных, промежуточных и породных фракций предопределяет различное шламообразование от этих компонентов.

Альтернативой флотации может служить гравитационная сепарация, реализуемая на винтовых сепараторах, концентрационных столах, в конусных сепараторах, в гидравлических классификаторах и гидроциклонах с водной и суспензионной разделительной средой, шламовых отсадочных машинах.

Предпочтительнее использовать винтовые сепараторы из-за простоты их конструкции и надежности эксплуатации.

В отличие от рудной практики эксплуатации винтовых сепараторов для обогащения угольных шламов необходимо предварительное обесшламливание для улучшения реологических свойств водоугольной суспензии с целью увеличения подвижности угольных и породных частиц, плотность которых по сравнению с угольными невысока. Для этих целей целесообразно использовать спиральные классификаторы и гидроциклоны малого диаметра.

Обесшламленная зернистая фракция подвергалась двум приемам обогащения на винтовых сепараторах, при этом пересортировке подвергалась легкая фракция первого приема. В результате из исходного продукта с зольностью 43 % в первом приеме выделен промежуточный продукт с зольностью 27,8 % и отходы с зольностью 60,4 %, во втором приеме из промежуточного продукта получен концентрат с зольностью 10,3 % и отходы с зольностью 54,6 %.

Низкая зольность отходов объясняется тем, что они засорены низкозольными крупнозернистыми частицами, о чем свидетельствуют данные ситового анализа продуктов разделения.

1.5.2. Флотация

В связи с широкой механизацией добычи угля выход мелких выскозольных классов угля (< 1 мм) резко возрос и составляет 25–30 % от рядового. Дальнейшее совершенствование техники добычи углей, особенно применение гидравлического способа, еще увеличит выход и зольность этого класса. При невысокой влажности и зольности добываемых коксующихся углей мелочь мельче 1 мм после обесшламливания присаживалась к концентратам без обогащения. Повышение зольности и влажности этого класса привело к использованию мелочи как низко-сортного топлива и поэтому возникла необходимость обогащения.

При этом следует отметить следующие особенности проблемы обогащения угольной мелочи:

1. Часто вредные примеси представлены мелким пиритом, гипсом, самородной серой, песчаником и сланцем, которые настолько мелки, что не могут быть отделены гравитационными методами обогащения.

2. Иногда требуется разделить петрографические ингредиенты. Последнее вызывается необходимостью получения угля низкой зольности (не более 0,5–3 %), предназначенного для химической переработки, в частности для получения жидкого топлива. Такого содержания золы можно достичь, только отделив фюзен.

3. На большинстве фабрик необходимо обогащать угольный шлам, полученный в результате второй стадии сгущения подрешетных шламовых вод, обезвоживающих концентратных грохотов. Эти шламовые воды подвергаются сначала первой стадии сгущения и классификации (например, в пирамидальных отстойниках). Крупный сгущенный шлам направляется на отсадочные машины, шламовые грохота и другие устройства, а перелив первой стадии поступает обычно в цилиндрические сгустители, слив которых представляет собой обратную моечную воду, а сгущенный продукт направляется на флотацию.

4. Часто приходится обогащать пыль, которая предварительно смешивается со шламами.

В связи с вышеизложенным большое значение приобретает флотационный метод обогащения.

Применение флотации позволило увеличить выход концентрата для коксования и снизить его зольность. Если до применения флотации значительная часть мелочи коксующихся углей использовалась в виде энергетического шлама, то за последние годы выпуск его резко сократился, а на ряде фабрик был полностью ликвидирован.

Флотация угля и флотация руд отличаются друг от друга следующим:

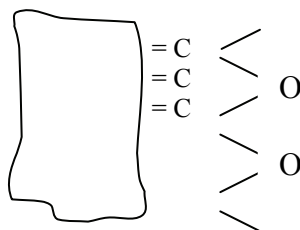
- высокой сорбционной способностью угля по сравнению с рудными минералами;
- аполярной (не дипольной) природой угля;
- высокой естественной гидрофобностью угля;
- весьма большой неоднородностью поверхности угля, связанной с наличием нескольких петрографических разновидностей и с различной степенью углефикации.
- низким удельным весом угля по сравнению с рудными минералами.

Высокая сорбционность угля является причиной низкой селективности действия различных реагентов и большого их расхода. Руды обладают меньшей сорбционной способностью, поэтому и флотация их проходит более селективно. Например, в руде присутствует барит, кальцит и кварц. При небольших расходах собирателя флотируется только барит, при увеличении расхода – кальцит, а затем и кварц. Еще пример. В руде содержится халькопирит (CuFeS_2) и сфалерит (ZnS). При небольших расходах цианида халькопирит флотируется, а сфалерит депрессируется. При увеличении расхода цианида будет депрессироваться и халькопирит.

При флотации угля этого не наблюдается. Уголь хорошо адсорбирует из пульпы различные вещества: коллоиды, шламы.

В результате адсорбции глин и шламов уголь будет гидратироваться и не будет прикрепляться к пузырькам воздуха. При хранении на воздухе благодаря высокой сорбционной способности поверхность угля окисляется. Способность окисления зависит от степени углефикации. Чем моложе уголь, тем больше способность к окислению.

Вид окисленной пленки на угле можно представить следующим образом:



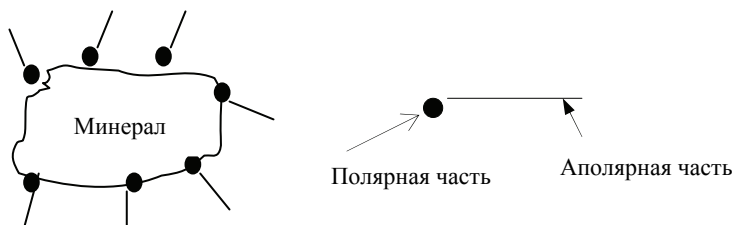
Такая поверхность становится полярной – гидрофильной.

Аполярная (не дипольная) природа угля определяет вид собирателя. Для угля применяются аполярные реагенты. Только в случае окис-

ленной поверхности угля применяют собиратели гетерополярного строения [11–17].

Вследствие естественной гидрофобности имеется несколько иное действие на уголь собирателей гетерополярного строения.

Гетерополярный собиратель ориентируется полярным концом к поверхности минерала, а аполярным наружу (в результате такой ориентации частица минерала становится гидрофобной, собиратель ориентируется полярным концом к более полярному минералу):



Уголь менее полярная фаза, чем вода, и поэтому ориентация его будет обратной. Такой собиратель окажет обратное действие: уголь станет более гидрофильным, более хорошо смачиваемым водой, флотироваться не будет. Поэтому для флотации угля применяются неполярные собиратели (масла неполярного строения, керосин, солярка и др.).

Большая неоднородность поверхности угля вызывает затруднения при выборе флотационных реагентов и ведения флотации.

Флотационное разделение петрографических ингредиентов представляет значительный интерес.

В настоящее время развито получение из угля жидкого топлива. Для этого требуется низкозольный уголь. Для получения таких мало-зольных концентратов необходимо удалить фюзен. Этот вопрос еще недостаточно изучен, но некоторые данные уже есть.

При флотации легкосредним маслом 85 % фюзена переходит в концентрат. При флотации крезолом 85 % фюзена уходит в хвосты (камерный продукт).

Эффективны также ароматические соединения с гетероатомами в ряду $\text{CH}_3\text{--NH}_2\text{--OH}$.

Добавка в технические реагенты нафталина и его производных улучшает селекцию в 1,2 раза.

Влияние малого удельного веса угля довольно велико. Удельный вес угольной пульпы составляет 1,1–1,2, удельный вес угля – 1,3–1,5 г/см³. Поэтому требуется небольшая подъемная сила для подъема частиц угля,

вследствие чего флотационная крупность угля бывает в 20–30 раз больше, чем для рудных частиц (крупность руды – 0,2–0,3 мм, угля – 2–6 мм).

В качестве реагентов при флотации угля применяют вещества сравнительно дешевые. Расходы на обогащение соотносятся со стоимостью концентратов.

Как было указано выше, для флотации угля в качестве собирателей применяются вещества преимущественно неполярного строения. Они содержат некоторое количество гетерополярных веществ и обладают в большей или меньшей степени пенообразующими свойствами. Это продукты переработки самого угля или, точнее, каменноугольной смолы: масло легкое, среднее и антраценовое. Смола же получается при коксовании угля на коксобензольных заводах. Применяются и другие продукты коксобензольного производства: фенолы (черная карболка), масло коксохимического производства, модифицированное формалином [73], резе сырой бензол.

Широко используются продукты переработки нефти (нефть, керосин, соляровое масло, контакт Петрова, керосино-газойливая фракция). Высшие спирты (КОС, кубовые остатки от производства бутиловых спиртов, пенореагент), неорганические соли (NaCl , CaCl_2), АФ-2, ААР-1, ААР-2, КЭТТОЛ и др. Реагенты других классов применяются крайне редко, в исключительных случаях. Так, для флотации труднообогатимых углей используют реагенты-модификаторы (сополимеры винилпиридина с алкилсульфоксидами) [72].

В Пенсильвании ведутся исследования по изменению флотируемости углей путем добавки блок-сополимеров, имеющих в своей структуре чередующиеся сегменты с гидрофильными и гидрофобными свойствами. В качестве блок-сополимера взят оксид этилена оксидпропилена.

В Иллинойском институте чистого угля для экстракции органической серы из угля применяют полиненасыщенные растительные масла. При этом на 1-й ступени проводят флотацию водоугольной суспензии с реагентом – метилизобутил карбинолом – для удаления неорганической S. На 2-й ступени удаляют органическую S. Уголь обрабатывают одним из 3 реагентов: NH_4OH , NaOH и Na_2CO_3 . Затем добавляют растительное масло и смесь нагревают. Наилучшие результаты дала предварительная обработка с NaOH в течение 20 ч и нагрев с добавкой растительного масла при 100 °С 5 ч. Удаляется не менее 50 % органической S. Для лучшей экстракции растительного масла применяют Na_2CO_3 .

Установлено, что наилучшие флотационные свойства по отношению к высокосернистым углям и депрессирующие свойства по отношению к пиритизированным угольным поверхностям проявляют сложные эфиры фталевой кислоты и некоторые соли сульфокислот. На основании

результатов исследования флотационных свойств и сероподавляющей способности различных классов органических соединений разработан высокоэффективный флотационный реагент комплексного действия, содержащий алифатические спирты C_4 – C_{10} , сложные эфиры фталевой кислоты, алкены нормального строения, алифатические альдегиды и предельные кислоты до C_{10} , а также одноатомные спирты нормального и изостроения C_4 – C_{10} и соли бензолсульфокилот. Разработанный реагент и реагентные режимы на его основе успешно опробованы на углях различных бассейнов России и стран СНГ.

Реагент «М» [72], состоящий из алифатических и окисленных углеводородов, испытан в исследовательских лабораториях фабрик ЦОФ «Березовская», ЦОФ «Беловская», ЦОФ «Кузнецкая», ЦОФ «Абашевская», ЦОФ «Томусинская». Плотность питания флотации составляет 100–120 г/л. Расход реагента «М» изменялся в диапазоне 250–500 г/т. На ОАО ЦОФ «Кузнецкая» были проведены промышленные испытания флотореагента «М» на питании плотностью 140 г/л. Нагрузка на флотационное отделение составляла 1200 м³/ч, расход флотореагента изменялся в диапазоне 150–600 г/т. Хорошие результаты получены при расходе реагента 350 г/т. Результаты лабораторных и промышленных испытаний показали возможность применения на углеобогащительных фабриках Кузбасса нового флотореагента «М».

В работе [73] проведены исследования по разработке реагентного режима флотации с использованием в качестве вспенивателя смеси технических продуктов нефтехимии, образующихся при получении чистых химических продуктов. В процессе выделения спиртов «08» из кубового продукта колонны К307 цеха № 52 в АО «Салаватнефтеоргсинтез» получают высококипящий продукт переработки кубовых остатков от производства бутиловых спиртов (ВКП КОБС). В качестве собирателя использовался тракторный керосин Т-80.

Для исследований была использована угольная мелочь крупностью 0,5–0 мм. Установлено, что эффективность действия вспенивателей, содержащих в своем составе одинаковые группы химических соединений, определяется, в основном, их молекулярной массой и вязкостью. Наиболее высокой пенообразующей способностью обладают продукты плотностью 0,857–0,863 т/м³. Повышение или снижение плотности реагента уменьшает их пенообразующую способность.

Исследование флотационной способности вспенивателей с различной плотностью и одинаковым групповым составом с использованием симплекс-центроидного планирования позволило установить оптимальные соотношения различных продуктов нефтехимии. Применение в качестве вспенивателя смеси, состоящей из тяжелой температурной

фракции переработки спиртов и промежуточной фракции, снижает эффективность флотации по сравнению с использованием смеси исходного продукта ректификации спиртов (КОБС) и его промежуточной фракции. При этом изменяется и пенообразующая способность. При равной концентрации вспенивателей в воде высота двухфазной пены бывает выше на 5–10 % для оптимальной смеси реагентов по сравнению с «чистыми» продуктами.

Результаты флотации труднообогатимых углей Карагандинского бассейна подтвердили закономерности, полученные при обогащении низкзолных углей. Результаты флотации угольной мелочи, поступающей на флотацию в условиях углеобогатительных фабрик АО «Северсталь», показывают, что применение в качестве вспенивателя ВКП-КОБС вместо Т-80 позволяет повысить извлечение горючей массы в концентрат с 85,4 до 95,9 % при одинаковом расходе реагентов. Коэффициент эффективности процесса флотации повышается с 470 до 775. Установлено, что даже при снижении общего расхода смеси тракторного керосина с ВКП КОБС с 2,0 до 1,4 кг/т извлечение горючей массы в концентрат повышается с 85,4 до 93,8 % по сравнению с применением Т-80. Коэффициент эффективности повышается с 470 до 704, а коэффициент селективности с 0,40 до 0,62.

В работе [74] предложен реагент-собирающий для флотации угля, представляющий собой аполярный реагент, полученный экстракцией диметилформамидом из среднестиллятной высокосернистой фракции нефти с пределами выкипания 200–350 °С.

Применение при флотации углей реагентов-модификаторов [75] сополимеров винилпиридина с алкилсульфоксидами позволяет улучшить показатели процесса при одновременном снижении расхода аполярных реагентов на 30–40 %. При флотации угольной мелочи с исходной зольностью 24,5 % использование реагента-модификатора 40В позволило увеличить извлечение горючей массы в концентрат с 83,9 до 90,6 % при равной зольности флотационного концентрата и увеличении зольности отходов на 11,3 %. Особенно высокие показатели процесса достигнуты при обогащении труднообогатимых высокзолных углей Карагандинского бассейна.

Была исследована группа органических и неорганических соединений, имеющих в своем составе серосодержащие анионы. В ходе исследований установлено, что на эффективность подавления пиритных зерен при флотации существенное влияние оказывает рН среды и энергетическое состояние поверхности пирита, определяемое величиной термодинамического потенциала. Введением в состав флотационных пульп ионогенных присадок (модификаторов) из числа производных бензолсульфоксид-

лоты и серосодержащих солей натрия, магния, меди и железа можно регулировать процесс подавления пирита при флотации углей.

Наибольшее влияние на изменение термодинамического потенциала пирита оказывают ионогенные депрессанты, в частности, натриевая соль бензолсульфокислоты, которая в водном растворе способна ионизироваться. Введение таких молекул во флотационную пульпу приводит к перераспределению зарядов у поверхности пирита с +605 до -1675 за 0,5 мин, что соизмеримо со временем элементарного акта флотации.

Наиболее активное воздействие на энергетику пирита оказывает $C_6H_5SO_3Na$ при концентрации 0,5–10 мг/л, именно в этом диапазоне концентраций реагент успевает подготовить поверхность зерен пирита к десорбции неионогенных молекул. Наиболее высокая эффективность ионогенных присадок прослеживается при совместном их применении с гетерополярными реагентами типа сложных эфиров с линейным и циклическим строением углеводородных структур и высокомолекулярных галогенсодержащих углеводородов.

В работе [76] представлены результаты исследований флотиремости первичных и вторичных угольных шламов, являющихся питанием флотации ОФ «Нерюнгринская». Флотационные опыты проводились при постоянном, оптимальном для исходного питания флотации расходе аполярного реагента – дизельного топлива. Исследовалось влияние расхода различных реагентов и способа их подачи на флотацию. В качестве поверхностно-активных веществ использовались реагенты метилизобутилкарбинол (МИБК), кубовые остатки 2-этилгексанола (КЭТГОЛ) и Карбофлот.

В результате исследований установлено, что питание флотации ОФ «Нерюнгринская» за счет вторичных шламов на 45 % представлено тонкими частицами крупностью менее 50 мкм. Показано, что создание условий для равномерного и избирательного закрепления собирателей на поверхности угля регулированием концентрацией поверхностно-активных веществ позволяет повысить извлечение горючей массы в концентрат из исходного питания с высоким содержанием тонких классов.

Если в угле присутствует много шламов, то их лучше выделить. Чаще всего шламы коагулируют. Они превращаются в крупные агрегаты и их адсорбционная способность уменьшается. В качестве коагулянтов используют известь, $NaCl$, $AlCl_3$.

В Англии исследован процесс гидрофобной флокуляции и флотации для извлечения минералогических составляющих или удаления нежелательных компонентов из тонкоизмельченных руд, углей и шламов. Процесс включает стабилизацию пульпы с использованием дисперсантов, последующую флокуляцию компонентов посредством специально

подаваемого ПАВ или посредством природных гидрофобных свойств. В работе [45] приводятся данные лабораторных испытаний тонких битуминозных и антрацитовых углей из различных китайских и канадских провинций крупностью 88–98 % –45 мкм.

В качестве дисперсантов были испытаны гексаметафосфат, дубильная (таниновая) кислота, кремнефтористый натрий, активаторов – сульфид натрия, собирателей – октиловый спирт, бензиларсоновая кислота, бутиловый ксантогенат, неполярных масел – керосин, топливное масло N2, пенообразователя – спиртоэфирная смесь. Из угольных образцов после доизмельчения были получены высококачественные угли с низкими зольностью и содержанием серы, с извлечением из них более 90 % золы и 56 % S (при скорости перемешивания 1 800 об/мин в течение 15 мин).

В работе [78] предложена структурная схема процесса селективной флокуляции углей как совокупность последовательных стадий селективной агрегации частиц угля глобулами гидрофобных латексов и их агрегатов.

Установлено, что флокулирующая способность латексов в значительной степени зависит от коллоидно-химических свойств системы: распределения эмульгирующего агента между полимером и водной фазой, структурой и насыщением адсорбционных слоев, степенью гидратации, абсолютным значением и знаком заряда поверхностных глобул.

Для труднообогатимых угольных шламов перспективна раздельная флотация крупных и тонких классов с перечисткой отходов. Целесообразно применение нового реагента – вспенивателя (оксаля), успешно флотирующего угольные шламы.

При обратной флотации уголь депрессируется (крахмалом, декстрином, клеем, СЦЦ), а кремнистые, глинистые соединения и пирит – флотируются.

Показатели флотации могут быть улучшены путем совершенствования и разработки новых конструкций флотационных машин с кипящим слоем с коническими, трубчатыми, струйными, циклонными импеллерами и в результате применения водных форсунок с высокой скоростью сдвига при скорости потока воды несколько метров в секунду и форсунок, подающих флотореагент в виде водно-газовой эмульсии, аэраторами. Неплохие результаты дало внедрение флотационных машин ФПМ-12.5, МФУ-12 производительностью по пульпе 500–600 м³/ч и ФМ-25; целесообразно применение большеобъемных камер (флотомашин: ФМ-40, ФП-40, ФПМ-40, ОК-38, ОК-60, ФМУ-63, ОК-100) и колонных флотомашин.

В работе [18] приведены результаты испытания на южноафриканской ОФ энергетического угля, поставляемого на экспорт, двух

видов установок для флотации – с турбо-колонной и механическими камерами, обезвоживанием флотоконцентрата в чашечной фильтрующей центрифуге и сгущением концентрата в сгустителе. В результате испытаний был получен выход концентрата, близкий к прогнозируемому. Он был более высок при меньшем расходе реагентов в механических камерах. Сделано заключение, что оба вида аппаратов могут быть рекомендованы для будущих фабрик.

В Китае разработана и испытана на лабораторной и пилотной установках новая технология обогащения тонкого угля, сочетающая сепарацию в циклоне с флотацией в колонне с рядом внутренних сетчатых пластин, создающих пульсирующий поток обогащаемой суспензии с внешним генератором тонких пузырьков для их осаждения на поверхности угольных частиц. В процессе испытаний было показано успешное обогащение угольных шламов с размером частиц до 45 мкм из отстойников отходов и возможность получения концентрата с зольностью 1,5–1,6 % при зольности сырья 9,8 %.

Из депрессоров чаще применяется силикат натрия для подавления пустой породы и пептизации шламов. Для депрессии пирита применяют щелочь и известь ($pH = 9$).

Необходимо обращать внимание на следующие особенности технологии флотации угля:

1. Большой выход концентратов (80–90 %) и малый выход хвостов. Это отражается на конструкции флотомашин. Они делаются с двухсторонним съемом пены.

2. Высокая скорость флотации угля, примерно в 100 раз выше флотации минералов.

1.5.3. Магнитные, электрические и специальные методы

Большое разнообразие физических и физико-химических свойств углей позволяет применить для их обогащения чуть ли не все известные методы обогащения:

- радиометрический;
- электрический;
- по форме;
- по коэффициенту трения;
- магнитный;
- МГД-сепарация;
- Каскадно-адгезионное обогащение;
- масляная грануляция.

Некоторые из перечисленных методов пока не нашли промышленного применения из-за большой сложности, стоимости, низкой эффективности или же находят ограниченное применение. При дальнейшем развитии науки и техники практическое применение этих методов возрастет.

Радиометрическое обогащение используется для механизированного разделения крупнокускового угля и породы в зависимости от их способности поглощать и рассеивать рентгеновское или радиоактивное излучение.

Электростатическое обогащение угля основано на использовании различия электрических свойств петрографических разновидностей угля. Минеральные частицы пыли и многозольный фюзен обладают большой проводимостью и способностью быстро заряжаться электричеством, тогда как угольные зерна или малозольный витрен этими свойствами не обладают.

Условия, необходимые для успешного проведения электростатической сепарации, следующие:

- максимальная крупность угля – не более 2 мм;
- влажность – не более 1–1,5 %;
- содержание золы – более 10 % (содержание серы и других примесей во внимание не принимается);
- ток напряжением 20 000–25 000 В.

Таким образом, все энергетические угли могут подвергаться электростатическому обогащению.

Обогащение по форме и коэффициенту трения возможно на неподвижных или подвижных гладких, рифленых и перфорированных поверхностях.

Магнитное обогащение угля основано на разнице в естественной или увеличиваемой путем термообработки магнитной восприимчивости компонентов углей или породы, содержащих соединения железа (оксиды, пирит).

МГД-сепарация – магнитогидродинамическое обогащение состоит в том, что при пропускании электрического тока через проводящую (электропроводную) жидкость, помещенную в магнитное поле, в ней возникает, кроме силы Архимеда, сила электромагнитной природы. Эта сила выталкивает из жидкости частицы с отличной от жидкости проводимостью. Поэтому разделение частиц осуществляется одновременно по плотности и проводимости. Для эффективности процесса необходимо, чтобы проводимость жидкости была выше проводимости угля. Применяют растворы NaOH, NaCl и др.

Институт Гипромашуглеобогащения создал опытно-промышленный сепаратор МГДС-50. Промышленные испытания последнего говорят о возможности обогащения углей с высокой эффективностью.

М Г С - с е п а р а ц и я – магнитогидростатическое обогащение аналогично магнитогидродинамическому, но разделяющей средой в ней является не электролит, а ферромагнитная жидкость. При взаимодействии с внешним полем в ней появляется выталкивающая сила, которая постоянно во всем объеме жидкости и зависит от ее плотности, регулируемой силой тока в обмотке возбуждения электромагнита. В качестве ферромагнитной жидкости можно использовать водный или керосиновый коллоидный раствор ферромагнетика Fe_3O_4 .

Эффективно разделение угля идет в сепараторах ФГС-1 и ФГС-2.

К а с к а д н о - а д г е з и о н н о е обогащение объединяет в себе особенности пенной, масляной, вакуумной, пленочной флотации и может быть использовано для очистки сточных вод углеобогащительных фабрик, а также других промышленных предприятий. Опытные промышленные испытания каскадно-адгезионного обогащения шламов оборотной воды углеобогащительной фабрики Череповецкого металлургического завода позволили получить концентрат зольностью 3,6–3,6 % и влажностью 3–5 % в виде гранул крупностью 6–8 мм, зольность отходов составила 69–70 %.

С е л е к т и в н а я к о а г у л я ц и я и ф л о к у л я ц и я угольных шламов – это один из методов обогащения тонкодисперсных полимерных систем, базирующихся на различии коллоидно-химических свойств компонентов. Этот метод известен давно, но развитие получил в последние годы, вследствие синтеза и промышленного производства ряда высокомолекулярных соединений, принадлежавших классу защитных коллоидов. С помощью этих соединений создаются такие условия, что глинистые частицы находятся во взвешенном состоянии, а угольные – седиментируют (селективная коагуляция) или образуют флокулы, которые затем удаляют (селективная флокуляция). Для селективной коагуляции перспективно применение сочетания различных полимеров типа полиакриламида, для селективной флокуляции угольных шламов – полимеров типа латексов.

М а с л я н а я г р а н у л я ц и я заключается в перемешивании пульпы угольных шламов со значительным количеством углеводов (нефтепродукты, масла и др.). Угольные частицы образуют шарообразные скопления, которые удаляются грохочением. Минеральные низкочольные частицы остаются взвешенными в воде. Разработаны технология и аппаратура масляной грануляции низкосортных углей, сжигание которых на тепловых электростанциях возможно лишь совместно с жидким высокоэффективным топливом, в частности, мазутом. Масляная

грануляция может применяться для обогащения тонких классов высокозольных углей и антрацитов, повышения эффективности обезвоживания мелких концентратов и подготовки бурых углей к гидротранспортированию с одновременным их обогащением.

Масляная агломерация применена для товарного угля из шламовых отходов обогащения в Новом Южном Уэльсе. Были испытаны различные масла, техника эмульгирования и хранения, дозирования масла в соответствии с содержанием угля в шламе; изучена химия эмульсий. В процессе испытаний удавалось извлечь 85,3 % горючего вещества. Расход масла составлял 107 л/т угля с влажностью 10 %. На одной из установок было получено 845 т угля с влажностью 45,4 %, зольностью 9,3 % и теплотой сгорания 31,52 МДж/кг.

Наиболее доступным и технически подготовленным методом утилизации шламов и угольной мелочи является брикетирование с применением связующих. Разработаны технологии изготовления различных видов топливных брикетов, основными из которых являются простые брикеты массой от 15 до 80 г, предполагаемая область применения которых – индустриальное топливо и специальные бытовые брикеты массой от 200 до 400 г, изготавливающиеся в основном в виде перфорированного цилиндра диаметром от 65 до 80 мм. Последние отличаются низкой температурой воспламенения, связующими в них являются сульфит-спиртовая барда, лигносульфонат и т.п. Время горения для брикета массой 200 г составляет от 90 до 150 мин в зависимости от марки и зольности угля. 400-граммовый брикет горит от 120 до 180 мин. Температура горения достигает от 500 до 700 °С. Брикет очень удобен в использовании, он легко загорается от спички, горит достаточно продолжительное время.

В переработку для получения сиалонов [80] могут быть вовлечены некоторые углеотходы Кузнецкого бассейна, АО «Востсибуголь» и АО «Якутуголь».

1.5.4. Схемы обогащения, фабрики

Для обогащения угля используются различные схемы, которые меняются в зависимости от обогатимости (рис. 1.1–1.3).

Все угли по обогатимости делятся на 4 категории:

- легкообогатимые с содержанием промпродукта не более 4 %;
- угли средней обогатимости с содержанием промпродукта не более 4–8 %;
- труднообогатимые с содержанием промпродукта 8–14 %;
- угли очень трудной обогатимости с содержанием промпродукта более 14 %.

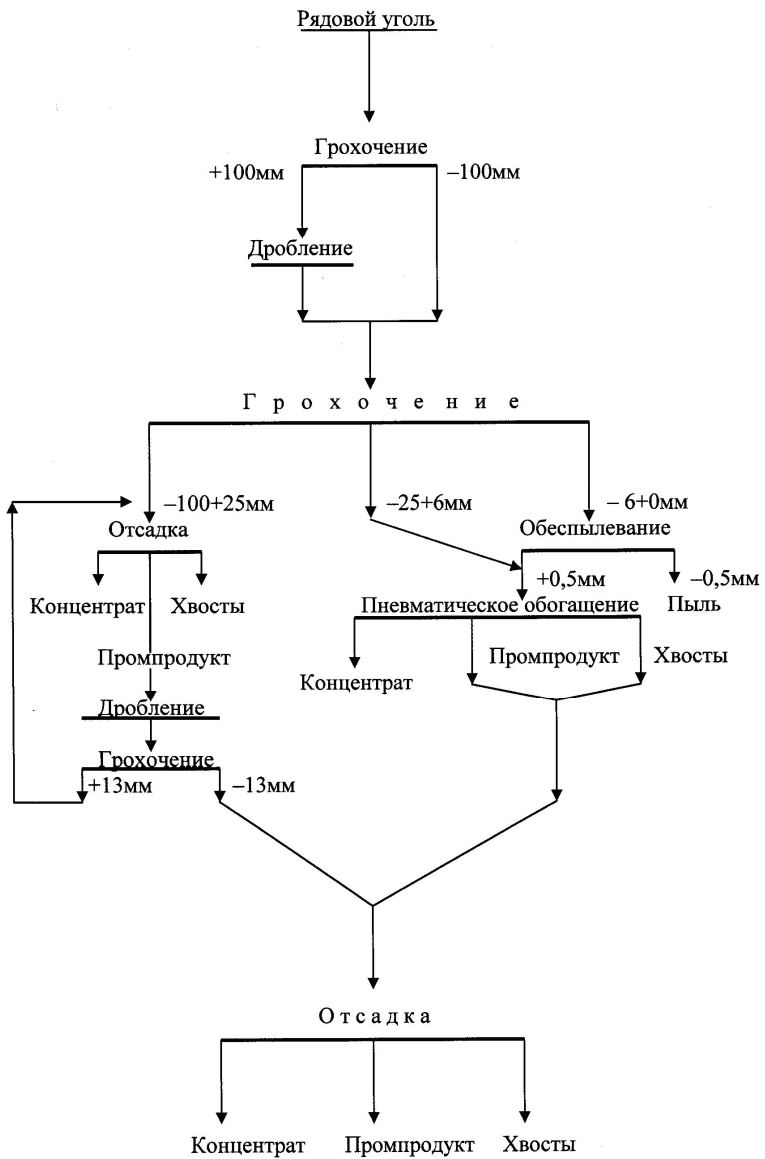


Рис. 1.1. Схема обогащения легкообогатимых коксующихся углей

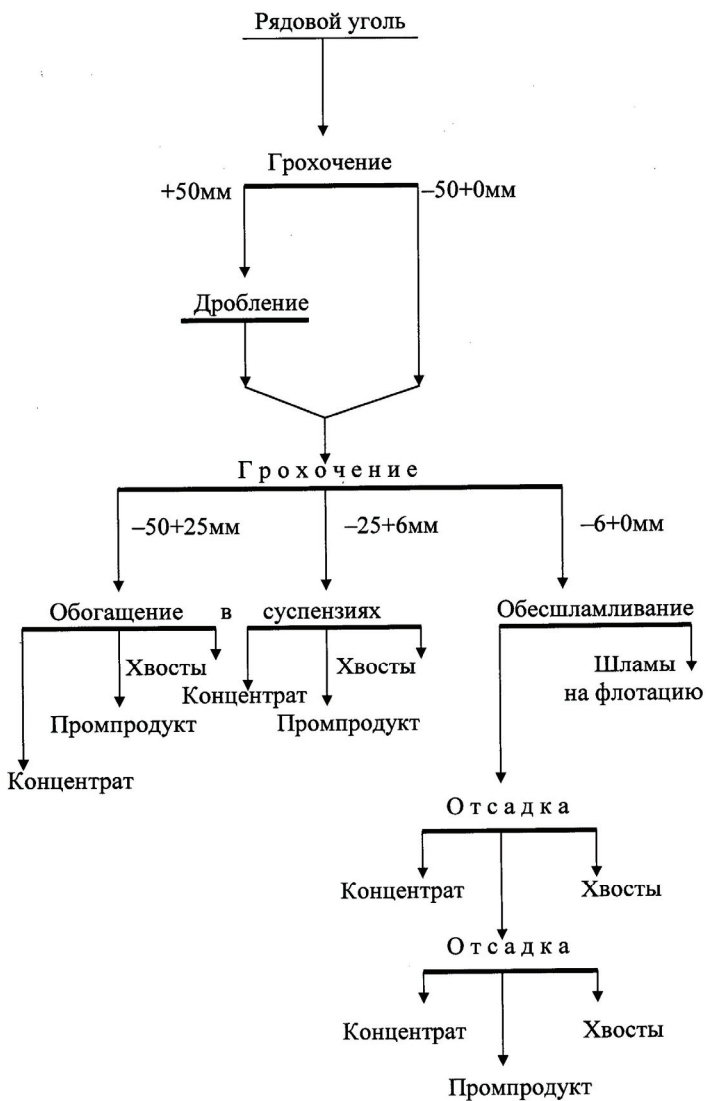


Рис. 1.2. Схема обогащения труднообогатимых углей Донбасса

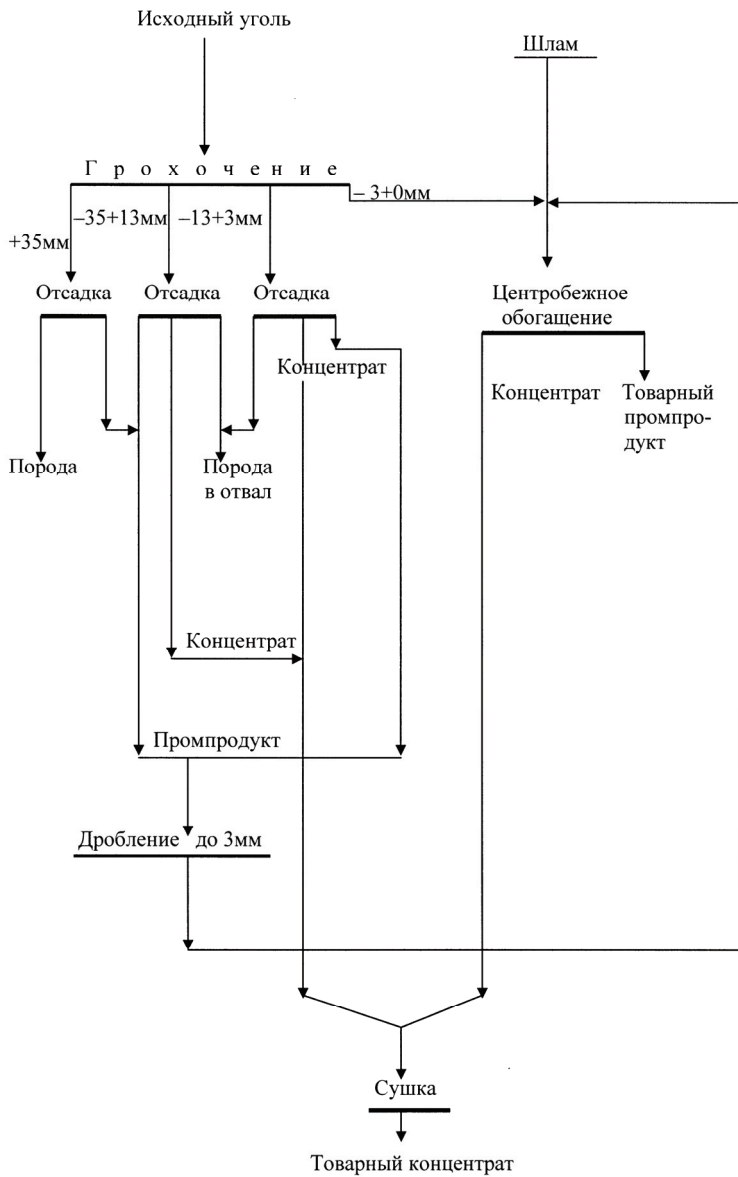
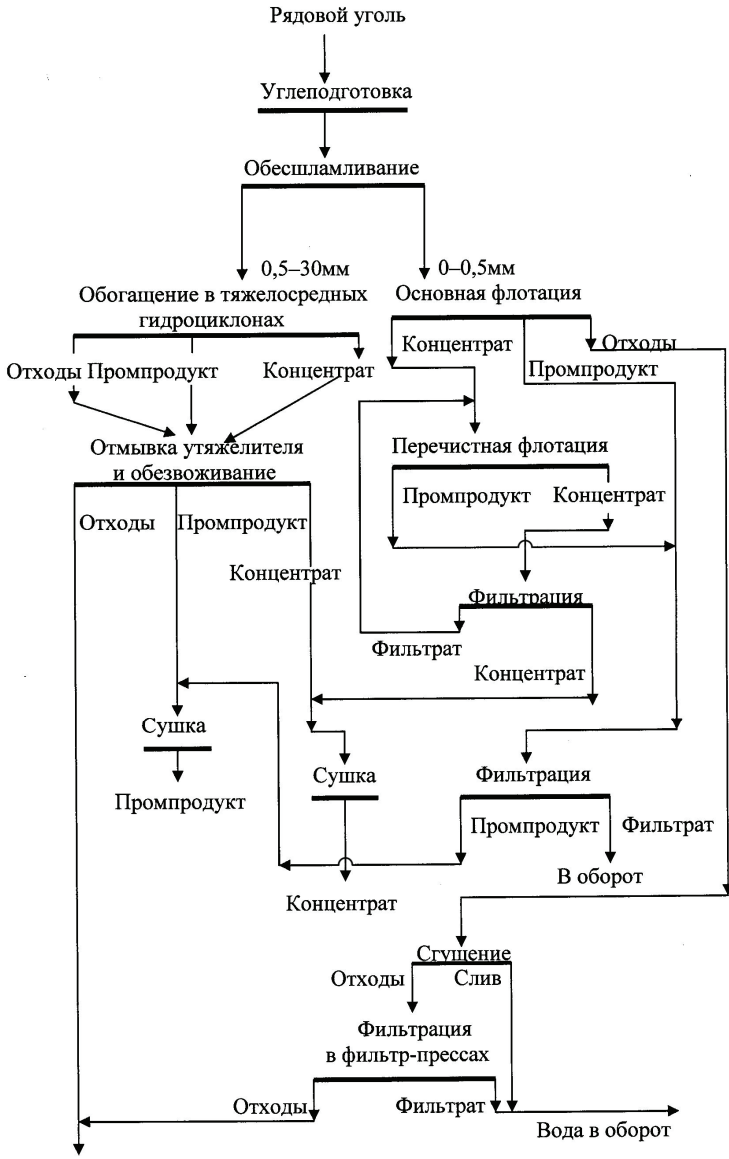


Рис. 1.3. Схема обогащения высокозольных углей на Ткибульской ЦОФ



Отходы в отвал

Рис. 1.4. Схема обогащения углей Нерюнгринского месторождения

На рис. 1.4 приведена схема обогащения Нерюнгринского месторождения. Для этих углей предусмотрены трехстадиальное дробление до крупности 30 мм, обогащение класса 0,5–30 мм в тяжелосредних гидроциклонах и флотация шлама крупностью 0–0,5 мм. К установке на фабрике принято высокопроизводительное и эффективное оборудование отечественного и зарубежного производства. В углеподготовительном отделении фабрики установлены отечественные конвейеры с лентой шириной до 2 500 мм, щековые дробилки, дробилки для горной массы ДДГ-10, а также двухвалковые дробилки производительностью до 150 т/ч, вибрационные грохоты с поверхностью классификации 25 м².

Главный корпус фабрики оснащен следующими механизмами:

- трехпродуктовыми тяжелосредними гидроциклонами в износостойком исполнении и электромагнитными регенерационными сепараторами отечественного производства;
- самобалансными высокодинамичными грохотами фирмы «Шенк» для дешламации и обезвоживания продуктов обогащения;
- вибрационными фильтрующими центрифугами производительностью до 300 т/ч;
- многокамерными флотационными машинами с объемом камеры 14 м³;
- дисковыми вакуум-фильтрами с поверхностью фильтрования 300 м² для обезвоживания угольных шламов;
- фильтр-прессами с поверхностью фильтрования 600 м² для обезвоживания наиболее трудно фильтруемых отходов флотации.

На рис. 1.5 показана схема Комендантской ЦОФ. Рядовой антрацит после дробильно-сортировочного отделения поступает на подготовительное грохочение. Уголь крупностью 200–13 мм обогащается в тяжелосредних сепараторах СКВ-20. Для обогащения мелкого антрацита (13–0,5 мм) установлены четыре отсадочные машины СМ-18. Флотация антрацитового шлама осуществляется во флотационных машинах МФУ2-6.3.

В последних проектах обогатительных фабрик применяются в основном следующие технологические схемы:

- глубокого (до 0 мм) обогащения углей всех марок;
- обогащения высокосольных энергетических углей и антрацитов крупных классов с частичным обогащением отсеков и флотацией шламов;
- обогащения энергетических углей и антрацитов до 13 мм.

Крупные классы углей обогащаются в тяжелых суспензиях, мелкие классы не обогащаются. Предусматривается рассортировка концентрата на товарные сорта.

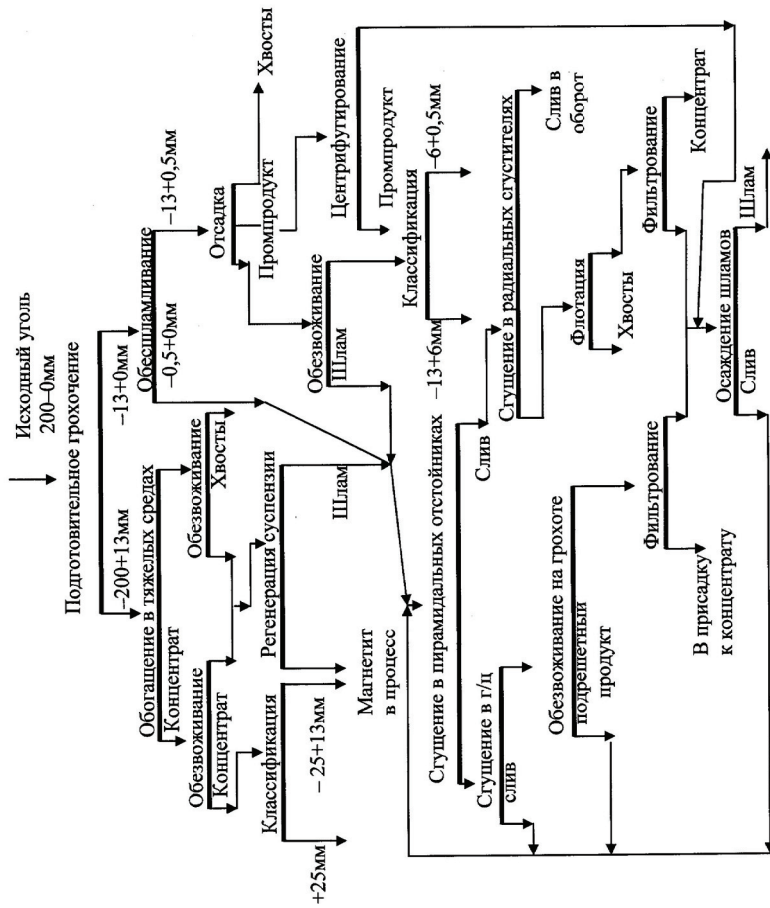


Рис. 1.5. Схема Комендантской ЦОФ

Подготовкой в процессе добычи потоков однородных по качеству углей создаются условия для повышения эффективности их обогащения за счёт применения раздельного обогащения для труднообогатимых и легкообогатимых углей и дифференцированного обогащения по уровням зольности и марочной принадлежности. Освоение технологий повышения качества углей при добыче и переработке сопряжено с дополнительными расходами угледобывающих предприятий на активизацию исследований по разработке и внедрению новых наукоемких технологий добычи и переработки углей и мощных компьютерных систем. Эти расходы должны быть компенсированы угледобывающим предприятиям за счет эффекта, образуемого у потребителя от использования более качественных углей.

1.6. Брикетирование угля

Это процесс окускования мелочи. В отличие от руд, для которых имеются еще процессы агломерации, для угля брикетирование является единственным методом окускования. Брикетированию подвергаются каменноугольная мелочь и бурые угли.

Мелочь для бурых углей – это материал менее 13 мм. Брикетированию уделяется много внимания как методу повышения качества угля.

Брикетам придается различная форма (шарообразная, яйцевидная).

Уголь, используемый в качестве энергетического топлива, выгодно иметь в виде брикетов-кирпичей весом 10–12 кг. Они укладываются плотно, что важно для морских судов, где емкость ограничена. Кроме того, брикеты, плотно уложенные, могут долго храниться без опасности возгорания.

Мелкие брикеты сильнее разрушаются и плохо складировуются (требуются большие емкости). Кроме того, они опасны с точки зрения самовозгорания.

К качеству брикетов предъявляются следующие требования:

- они должны быть плотными, звонкими при ударе;
- не обладать запахом;
- иметь высокую теплотворную способность, прочность;
- должны легко загораться, но не рассыпаться на огне;
- должны быть устойчивы при атмосферных условиях.

Брикетирование бурых углей

При брикетировании бурых углей может использоваться не только мелочь, но и вся масса угля, так как он содержит много влаги и эффективность его перевозки низкая.

Теплотворная способность бурых углей составляет 2 800–3 700 кал/кг. Содержание влаги в них равно 40–30 %. Содержание золы колеблется в широких пределах. Брикетирование позволяет снизить содержание влаги до 14–16 % и повышает теплотворную способность в 1,5 раза.

Брикетирование при высоких давлениях (1 200–2 000 кг/см²) осуществляют без связующих веществ. В качестве связующих веществ служат смолистые вещества, находящиеся в угле.

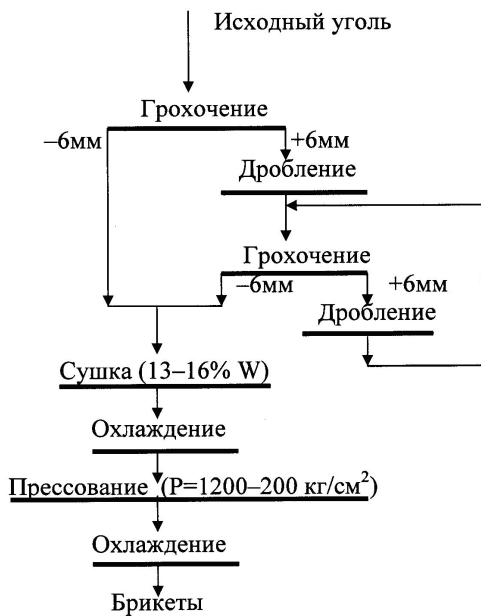


Рис. 1.6. Схема брикетирования бурых углей

Не все угли способны брикетироваться. Эта способность зависит от битумов. Чем больше битумов, тем больше способность к брикетированию. Косвенным показателем содержания битумов в угле является выход смолы при сухой перегонке. Чем больше выход смолы при перегонке, тем больше содержание битумов, тем лучше угли брикетируются. Изменение содержания битумов не желательно. При недостаточном содержании битумов брикеты получаются хрупкими. При большом содержании битумов брикеты не могут долго храниться, так как битумы начинают под действием воздуха разлагаться.

Кроме содержания битумов на прочность брикетов оказывают влияние:

- крупность;
- твердость;
- влажность.

Процесс брикетирования (рис. 1.6) заключается в том, что уголь подвергается дроблению до 6 мм, затем он сушится до содержания влаги 13–16 %. Этот процесс осуществляется в сушилках и уголь после сушки имеет высокую температуру. Его следует охладить, так как и при прессовании развивается высокая температура. После охлаждения уголь поступает на прессы и под давлением 1 200–2 000 кг/см² прессуется. Брикеты охлаждаются и поступают на склад. Охлаждение необходимо, так как при высокой температуре брикеты обладают недостаточной прочностью.

Брикетирование каменного угля

Для каменного угля характерно то, что брикетированию подвергаются только мелочь и угли энергетические, но не коксующиеся.

При этом имеются отличия от брикетирования бурых углей. Каменные угли брикетируются только в присутствии связующих веществ. Они содержат меньше смолистых веществ, количество которых не достаточно для придания связности при брикетировании. В качестве связующего обычно применяются органические вещества. Чаще всего в качестве связующего применяются каменноугольный пек. Это остаток, который получается при сухой перегонке каменного угля. Содержание золы в нем не превышает 1 %. Пек обладает еще рядом преимуществ (достоинств): температура размягчения его составляет 80–100 °С, температура плавления – 200 °С.

Количество добавляемого к шихте пека зависит от свойств брикетируемого угля и от его состава. Обычно добавляют 6–8 % пека от веса шихты. Каменноугольная мелочь дробится до 6 мм и на брикетирование поступает материал 6–0 мм.

При избытке влаги материал предварительно высушивается и вместе с издробленным пеком поступает в мешалки, где перемешивается.

Туда же подается перегретый пар при температуре 360 °С, при этом получается пластическая масса, которая поступает в прессы.

В отличие от бурых углей прессы для каменных углей работают при давлении 100–350 кг/см². Это объясняется тем, что добавляются связующие вещества.

Брикеты охлаждаются и направляются на склад (рис. 1.7).

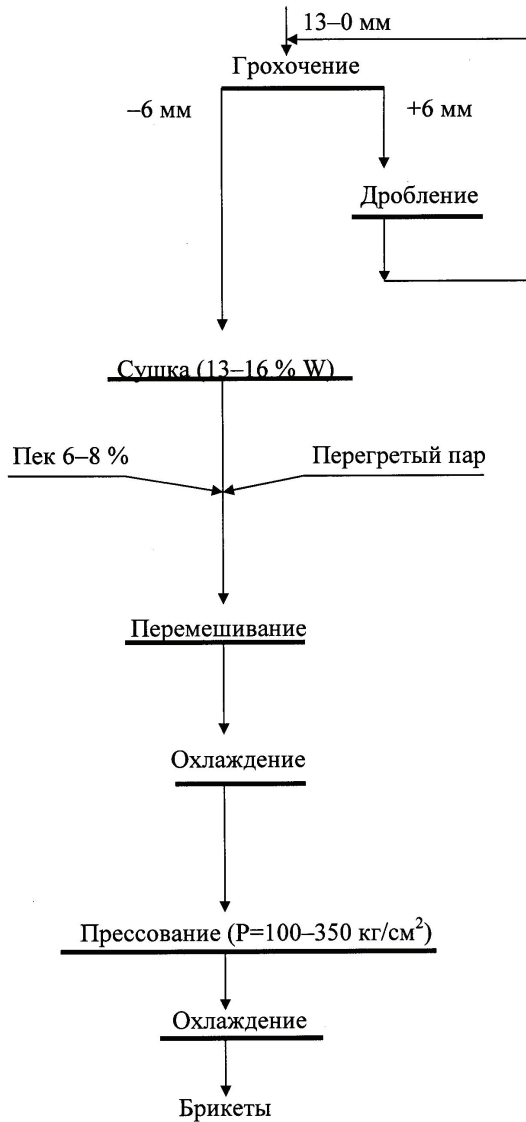


Рис. 1.7. Схема брикетирования каменных углей

1.7. Процессы термической переработки угля

Термическая переработка угля (пирогенетическая переработка) проводится с целью получения из угля ряда химических продуктов, металлургического кокса и полукокса, а также искусственного жидкого топлива.

Различают две группы процессов термической переработки угля:

1. Сухая перегонка углей (частичная газификация).
2. Полная, или безостаточная, газификация.

Сухая перегонка заключается в нагреве угля без доступа воздуха.

Глубина и характер разложения продуктов зависят от свойств угля и от температурного режима.

Различают три разновидности сухой перегонки угля:

1. Низкотемпературное коксование, или полукоксование ($T = 450\text{--}550\text{ }^{\circ}\text{C}$).
2. Перегонка при средних температурах, или среднетемпературное коксование ($650\text{--}750\text{ }^{\circ}\text{C}$).
3. Высокотемпературное коксование, или просто коксование ($T = 900\text{--}1\ 000\text{ }^{\circ}\text{C}$).

Процессы полной газификации проводятся при высокой температуре с полным доступом воздуха. В результате получается парогазовая смесь, летучие продукты, а в твердом остатке – зола. Безостаточная газификация отличается тем, что данный процесс предназначен только для получения горючих газов. Этот процесс иначе называют газогенераторным процессом.

К пирогенетической переработке можно отнести и гидрогенизацию – процесс перевода угля и каменноугольной смолы в жидкое топливо.

Гидрогенизация является процессом комбинированным, сочетающим пирогенетическое разложение и присоединение водорода, находящегося в избытке и под большим давлением. Сущность гидрогенизации состоит в предотвращении полимеризации непредельных соединений, образующихся в результате разложения сложных соединений с переводом образовавшихся непредельных осколков молекул в предельные соединения в присутствии катализаторов (образование жидкого топлива).

1.7.1. Полукоксование угля

Это один из наиболее старых процессов. Он возник в начале XIX в. Его назначением было получение осветительного масла, или черного масла (для замены восковых и сальных свечей).

К началу 60-х годов позапрошлого столетия этот процесс был приостановлен, это объясняется развитием нефтяной промышленности. К концу позапрошлого столетия он возник снова, но в других целях – для получения полукокса – бездымного топлива. Но скоро процесс полукоксования потерпел неудачу, так как стали применять другое топливо – газ. В настоящее время этот процесс занимает важное место.

Во время полукоксования получается твердый остаток – полукокк, смола и газ. Все эти продукты используются следующим образом: полукокк – как топливо, полукоксовый газ – в качестве топлива в полукоксовом производстве. Выход продуктов таков: полукокса – 70–80 %, смолы – 8–12 %. Полукокк обладает высокой теплотворной способностью. Она достигает 7 000 кал.

Газ выделяется до 120 м³ с 1 т шихты. В газе содержится бензин и 15 % тяжелых углеводородов.

В качестве сырья служат неспекающиеся каменные угли, бурые угли, сапропелиты и горючие сланцы.

Для осуществления процесса применяются узкокамерные печи прямоугольного сечения, выложенные из огнеупорного кирпича с устройством для улавливания летучих продуктов, конденсации смолы и разгрузки твердого остатка (рис. 1.8).

Процесс состоит из операций дробления, грохочения, загрузки в печь.

При температуре 450–550 °С выделяются летучие продукты и образуется полукокк. Затем идет охлаждение летучих веществ. Получается два продукта: смола и газ.

Газ подвергается обработке для извлечения бензина. Содержание его составляет 50–60 г/м³ газа или 0,3–0,6 %. Из газа можно извлечь еще 15 % углеводородов. Затем переработке подвергается смола. Она обезвоживается, затем разгоняется на фракции:

- бензиновая;
- лигроиновая;
- керосиновая;
- остаток – пек.

Смола может также служить сырьем для процессов гидрогенизации.

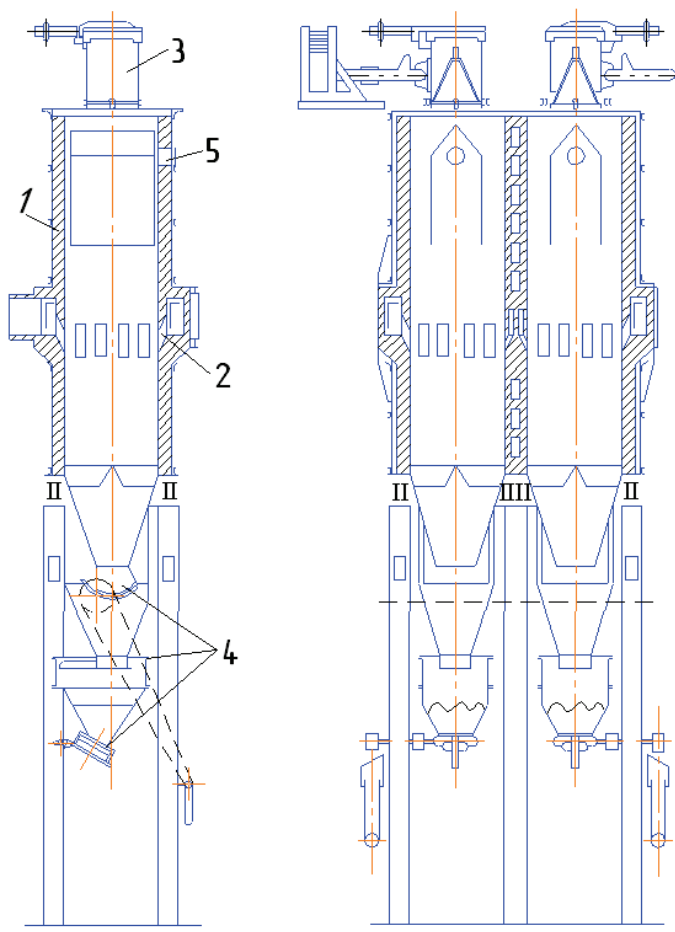


Рис. 1.8. Печь с внутренним обогревом шахтного типа для полукоксования угля: 1 – шахта печи; 2 – распределительный канал; 3 – загрузочная коробка; 4 –разгрузочное устройство для полукокса; 5 – патрубок для вывода из печи паро- и газообразных продуктов полукоксования

1.7.2. Среднетемпературное коксование

В отличие от низкотемпературного коксования среднетемпературное коксование является процессом новым, возникшим в 1930 г.

У нас применение этого процесса невелико, но в ряде стран оно получило широкое распространение. Сырьем служат горючие сланцы и каменные угли типа газовых и газопламенных.

Этот вид коксования преследует такие цели, как получение смолы; высококалорийного газа; твердого топлива – карболюкса (бездымное топливо).

Процесс осуществляется в печах, подобных низкотемпературному коксованию, но при более высокой температуре (650–750 °С).

При этом процессе получают 70–80 % карболюкса, 8–9 % смолы и 200–250 м³ высококалорийного газа на 1 т топлива. Калорийность газа составляет 5 000 кал.

Содержание ценных продуктов в смоле больше, чем в смоле низкотемпературного коксования, количество пека в ней составляет 25–30 %. Фракция смолы, кипящая до 220 °С, содержит в себе смесь легких алифатических углеводородов и фенолов, используемых для целей химической и фармацевтической промышленности.

Среднетемпературное коксование позволяет перерабатывать слабоспекающиеся угли с целью получения ценной смолы, моторного топлива, фенолов и неметаллургического топлива (карболюкса).

1.7.3. Коксование углей

Данный процесс проводится при температуре 900–1 000 °С. Его назначение – это получение металлургического топлива для доменной плавки.

За время существования этого процесса были испытаны различные виды топлива. Единственно пригодными для коксования явились спекающиеся каменные угли, образцом которых является уголь марки К (коксоующиеся). По новым технологиям (предварительная термообработка, брикетирование, добавки коксоующихся углей, асфальта) используют некоторые каменные и бурые угли.

Важнейшим признаком пригодности угля для коксования является характер коксового королька. Кроме того, угли не должны вспучиваться.

Основным продуктом (70–80 %) является кокс, но это не единственный продукт. Получается еще коксовый газ, смола, аммиак, бензол. Стоимость этой химической продукции превышает 40 % стоимости основного продукта – кокса.

Коксохимический завод состоит из трех цехов:

1. Производство кокса (коксовые печи).
2. Улавливание побочных продуктов (цех конденсации).
3. Цех переработки уловленных продуктов (химический завод).

На коксование идет уголь не крупнее 3 мм. Шихта обычно транспортируется при помощи ленточных транспортеров. Так как шихта мелкая и влажная и транспортировать ее далеко не выгодно, то коксовые печи строят вблизи обогатительных фабрик.

Кокс часто потребляется на месте. Если расстояния небольшие, то используют канатную подвесную дорогу. На большие расстояния его перевозят в железнодорожных вагонах.

Процесс коксования осуществляется в узких камерах, обогрев производится с двух сторон. Слои угля, прилегающие к раскаленным стенкам камеры, быстро проходят все стадии коксования и превращаются в кокс. По мере удаления от стенки из-за плохой проводимости тепла коксом и углем передача тепла следующим слоям угля замедляется. Пока в ближайшей зоне не закончится испарение влаги температура угольной массы держится 100 °С, только после удаления всей влаги температура повышается и начинается вторая стадия – размягчение угля и при дальнейшем повышении температуры до 300–400 °С образуется пластический слой. Интенсивно выделяются летучие вещества. Не все они удаляются из пластического слоя, часть их задерживается в виде пузырьков и в слое возникает повышенное давление – давление расширения, которое передается стенкам печи.

При дальнейшем повышении температуры (до 500–550 °С) происходит затвердевание слоя шихты. При этом некоторая часть газов улетучивается. Затем начинается процесс полукоксования. Выделяется некоторое количество летучих веществ. Образуется полукокс.

При повышении температуры до 900–1 000 °С происходит окончательное образование кокса.

Таким образом, в процессе образования пластического слоя происходит вспучивание массы, а по мере его затвердевания – усадка.

Если уменьшение объема при усадке больше увеличения объема при вспучивании, то процесс идет нормально.

В ряде случаев уменьшение объема не может компенсировать увеличение объема от вспучивания и кокс застревает в печи, которая вследствие этого разрушается.

На всем протяжении этого процесса происходит выделение летучих веществ в виде газов и паров, которые необходимо непрерывно удалять.

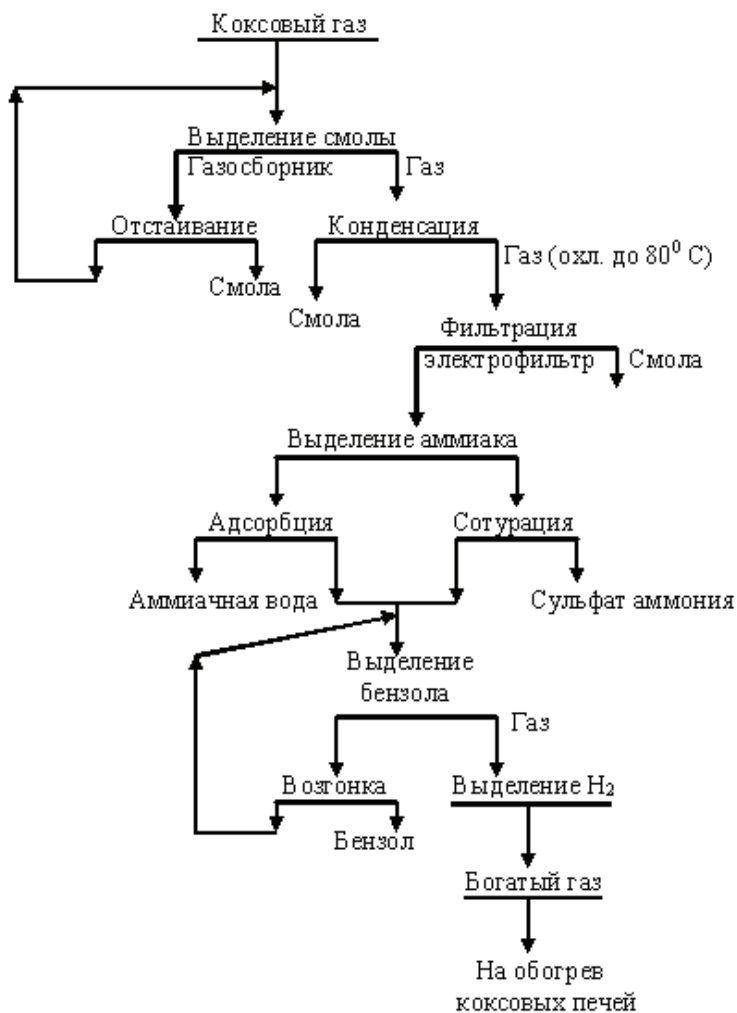


Рис. 1.9. Схема разделения парогазовой смеси

Кокс, выданный из печи, не подвергается дроблению, он сам распадается на куски. Это является следствием усадки, в результате возникает напряжение, которое приводит к растрескиванию коксового пирога, и возникают продольные деформации, которые разделяют кокс на две половины.

Помимо кокса из печи выдаются летучие вещества: смола, аммиак, бензольные углеводороды, нафталин, цианистые, сернистые соединения и др. Все это находится в парогазовой фазе. В печи остается только кокс.

Парогазовая смесь является источником получения ряда веществ (рис. 1.9), которые служат сырьем для фармацевтической промышленности, лакокрасочной промышленности и взрывчатых веществ.

В отношении механических свойств к коксу предъявляется ряд требований: он должен быть определенной крупности и достаточно прочным, так как слой шихты в доменных печах большой и кокс должен выдерживать большие нагрузки, иначе он превратится в мелочь, которая препятствует дутью и тогда невозможно выдерживать равномерную температуру. Кроме того, мелочь обволакивается шлаком и происходит неполное сгорание кокса.

Хороший кокс имеет в среднем теплотворную способность 7 000 кал.

Выход кокса от угольной шихты составляет 70–80 %, но не все это количество является металлургическим. Только 94–95 % от этого количества пригодно для доменной плавки.

В среднем выход продуктов коксования следующий: 72 % кокса, 2,4 % смолы, 9,6 % аммиачной воды, 15 % газа, 0,7 % бензола, 0,3 % аммиака.

Коксовая печь – это узкие длинные камеры с вертикальными обогревательными каналами, ширина которых составляет не более 400–500 мм, длина – 13–15 м; емкость одной камеры равна 15–16 т. Печь обогревается газами, не соприкасающимися с шихтой. Продукты горения сначала проходят регенераторы, которые служат для подогрева воздуха, нужного для горения газа в обогревательных каналах простенков. Камеры выложены огнеупорным кирпичом, они соединяются по 50–70 шт. в батареи и крепятся стальными конструкциями.

Процесс коксования длится в зависимости от конструкции печи и состава шихты 14–16 ч.

Батарей коксовых печей обслуживает ряд механизмов: загрузочный вагон емкостью 18 т, коксовыталкиватель, дверезкстрактор с направляющим устройством, тушительный вагон для приема из печей кокса.

Выход смолы при коксовании колеблется в зависимости от состава шихты в пределах 2–3,5 %. С каждого кубического метра газа извлека-

ется от 80 до 120 г смолы. Это жидкое маслянистое вещество черного цвета, удельный вес которого больше удельного веса воды (1,2–1,25 г/см³). Путем отстаивания смола отделяется от воды. Смола обладает высокой теплотворной способностью (более 8 000 кал). Однако как топливо она сейчас используется мало, так как идет для получения ценных продуктов: антрацена, карбазола, фенола, нафталина, крезола, пиридина.

Переработка смолы заключается в термической разгонке на несколько фракций (табл. 1.7).

Таблица 1.7

Результаты разгонки каменноугольной смолы

Фракции	Температура, °С	Выход, %
Легкое масло	170	1–2
Среднее масло	170–230	8–10
Тяжелое масло	230–270	10–12
Антраценовое масло	270–330	21–26
Пек	–	50–60

Все эти масла являются исходным продуктом для дальнейшей переработки.

Процесс разгонки производится или в кубовых, или в трубчатых батареях.

Все продукты, за исключением пека, – жидкие и прозрачные. Пек – это густая черная масса, которая быстро застывает, переходя в стеклообразное состояние. В последнее время пек каплями выпускают в холодную воду и таким образом гранулируют.

1.7.4. Полная, или безостаточная газификация угля

Это такой процесс, при котором вся горючая часть превращается в газы. Остатком является зола – негорючая часть.

Аппараты, в которых производится газификация, называются газогенераторами, а получающиеся газы – генераторными.

Для газификации применяются воздух, пар, паровоздушная смесь, кислород. Наибольшее значение имеет смешанный газ. Воздушный газ применяется редко вследствие низкой теплотворной способности. Парокислородный газ сравнительно дорог.

Таблица 1.8

Классификация методов промышленной газификации твердого топлива

Слой топлива	Дутье	Генераторный газ	Низшая теплота сгорания газа, ккал/м ³	Содержание в газе (H ₂ + CO), %	Назначение газа	Крупность газифицируемого топлива, мм
Неподвижный	Воздух	Воздушный	900–1 100	32–34	Топливо	> 25
	Воздух–пар	Смешанный	1 230–1 560	40–43	Химическое сырье, топливо	> 6
	Пар	Водяной	2 450–2 500	85–88	Химическое сырье	> 25
	Пар–кислород	Парокислородный	2 100–2 300	65–73	То же	> 6
	Пар–кислород*	Высокого давления	3 700–3 800	77–80	Быстрое топливо	2–50
Подвижный – взвешанный «кипящий»	Воздух–пар	Смешанный	110–1 300	32–40	Топливо	1–12
	Воздух	Воздушный	950–100	32–35	–	1–12
	Пар–кислород	Парокислородный	2 000–2 100	70–72	Химическое сырье	1–12

* При давлении 20–25 атм.

Смешанный газ называется генераторным. Сырьем для его получения служат уголь и кокс, который не годится для доменной плавки.

Газогенераторы бывают различных конструкций. Различие их заключается в системе подачи газифицирующего реагента и в способе удаления шлама.

Газогенератор представляет собой металлический корпус из листового железа, выложенный внутри огнеупорным кирпичом.

В табл. 1.8 дана классификация методов промышленной газификации угля в зависимости от состояния слоя топлива и характера дутья.

Подземная газификация была предложена Менделеевым в 1888 г., но осуществлена позже. Подземная газификация позволила превратить каменный уголь в горючие газы и освободить колоссальное количество горнорабочих. Впервые этот процесс был разработан и осуществлен в СССР. Существует шахтный (рис. 1.10) и безшахтный методы подземной газификации.

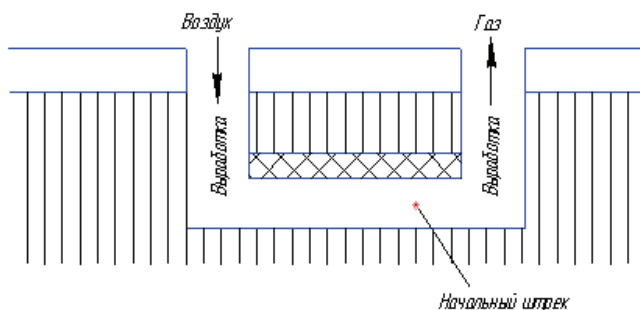


Рис. 1.10. Шахтный способ подземной газификации

Шахтный метод заключается в том, что по падению пласта проводят две наклонных выработки на определенном расстоянии друг от друга, которые соединяются штреком по простиранию. Этот начальный штрек и служит первоначальным огневым забоем, где поджигается уголь. В одну из выработок подается газ, по другой выработке удаляется генераторный газ. Зола падает вниз, а забой перемещается вверх. Направление воздуха и газа меняют.

Безшахтный способ подземной газификации состоит из пробуривания ряда скважин с поверхности, часть из которых служит для подачи воздуха, а часть – для выдачи газа. Не на всех месторождениях удастся применить этот метод. Успешность его применения зависит от газопроницаемости пласта.

Подземная газификация дает возможность дешево и при большей производительности труда получить из угля газовое горючее. Ее можно применить для месторождений с тонкими пластами угля, которые не разрабатываются обычным способом.

1.7.5. Гидрогенизация угля

Гидрогенизация – это комплекс реакций, протекающих при взаимодействии угля с водородом при повышенных температурах и давлении, сопровождающихся разрывом углеродных связей и присоединением водорода.

Этот процесс применяется с целью перевода каменного угля в жидкое топливо (бензин и керосин) и различные химикаты.

Процесс заключается в том, что при соответствующей температуре, высоком давлении и насыщении перерабатываемых продуктов водородом происходит перестройка молекул.

Она заключается в расщеплении высокомолекулярных соединений и образовании молекул с меньшим молекулярным весом.

В жидкие продукты переходит 60–65 % органической массы угля. Остальные 40–35 % превращаются в высококалорийные газы, которые используются для энергетических целей.

Бурное развитие всех отраслей промышленности органического синтеза в последние годы превысило спрос на ароматические продукты, производящиеся коксохимической промышленностью.

Химикаты могут быть получены в значительных количествах путем процесса гидрогенизации угля и смол. По сравнению с коксованием при низкотемпературной гидрогенизации угля выход толуола и ксилола увеличивается в 15 раз, нафталина – в 5–8 раз, фенола – в 60–80 раз. Процесс гидрогенизации угля позволяет значительно увеличить производство анилина и одновременно открывает возможность получения многих новых ароматических соединений, в том числе аценафтена, дибензофурана, хинальдина, метилнафталинов и др.

Процесс гидрогенизации протекает при температуре 380–550 °С и давлении водорода 200–700 ат. В зависимости от применяемых катализаторов и глубины превращения процесс может быть направлен на получение химикатов и моторного топлива либо целиком на получение химических продуктов.

Различают жидкофазную и парофазную гидрогенизацию в зависимости от того, в жидком или парообразном виде подается вещество в процесс. При жидкообразной гидрогенизации смесь исходного сырья, катализатора и водорода пропускается через реакционную камеру в условиях повышенного давления и высокой температуры. В процессе па-

рофазной гидрогенизации пары гидрируемого вещества вместе с водородом пропускают в реакционной камере через слой неподвижного катализатора также при высоких давлениях и температуре. Исходя из природы перерабатываемого топлива и качества конечного продукта, подбирают соответствующие давления, температуру, катализатор и концентрацию реагирующих веществ.

Деструктивная гидрогенизация каменных углей в целом представляет присоединение водорода и отщепление функционального кислорода, азота и серы. Далее происходит расщепление гидрированных соединений, сопровождающееся перегруппировками и присоединением водорода.

Если гидрогенизацию угля проводить при мягких режимах и до определенной глубины, то получаемые продукты будут состоять преимущественно из низкомолекулярных ароматических углеводородов: бензола, толуола, ксилола, нафталина, а также кислородсодержащих соединений: фенолов, кризолов, ксиленолов и др.

При гидрогенизации различных углей имеют значение степень конденсированности их ароматических ядер, наличие кислородных связей и молекулярный вес. Скорость гидрогенизации выше у сапропелитовых углей, чем у гумусовых. Внутри ряда гумусовых углей отмечается уменьшение скорости гидрогенизации с возрастанием степени метаморфизма углей. Количество образующихся жидких и газообразных продуктов гидрогенизации также уменьшается с возрастанием степени метаморфизма углей. Фюзинит значительно уменьшает скорость гидрогенизации, так как он гидрируется труднее, чем витринит.

Наиболее цепным сырьем для получения при гидрогенизации высокого выхода жидких продуктов являются витрен и споровые вещества углей малой и средней степени метаморфизма. Фюзен дает очень малый выход масел при гидрогенизации.

Большую часть органического вещества угля можно перевести в раствор, подобрав соответствующий растворитель, близкий по своим химическим свойствам к угольному веществу, при этом бурые угли растворяются значительно легче и полнее, чем каменные. Исследования показали, что для различных горючих ископаемых оптимальная температура растворения составляет 400 °С. При растворении угля в бензоле под давлением водорода 200 ат значительно возрастает выход растворимых веществ. Наилучшей температурой растворения является та максимальная температура, при которой остаточный уголь не разлагается. С повышением температуры растворимость возрастает, достигая максимума около 350–400 °С, после чего она снижается.

Процессы, протекающие при растворении под давлением, следует рассматривать как процессы необратимой деполимеризации угольного вещества.

При использовании в качестве растворителя полученного при гидрогенизации тяжелого масла процесс гидрогенизации протекает весьма эффективно, почти с полным превращением органической массы угля. Для процесса гидрогенизации угля целесообразно применять остаток гидрогенизации, кипящий при температуре выше 300–320 °С.

Дальнейшее повышение температуры гидрогенизации угля влечет за собой усиление реакции расщепления, что приводит к образованию газа и продуктов полимеризации. В результате появляется необходимость вести процесс гидрогенизации угля с получением жидкого топлива в 2 или несколько ступеней. На первой ступени в жидкой фазе протекает процесс растворения угля и гидрогенизация раствора. Основные продукты этой стадии гидрогенизации: широкая фракция масла и газа, твердый остаток и пирогенетическая вода.

Раствор угля не может быть подвергнут гидрогенизации в паровой фазе ввиду высокой температуры кипения отдельных веществ и наличия в нем асфальтенов. Таким образом, назначение жидкой фазы гидрогенизации сводится к превращению раствора угля в облагороженный продукт, который затем в паровой фазе перерабатывается в легкое моторное топливо.

Из гидрогенизата жидкой фазы извлекают значительное количество фенолов, после чего ее направляют на гидрогенизацию в паровой фазе.

На второй ступени процесса гидрогенизации в паровой фазе происходит превращение среднего масла в бензин. Эта реакция также протекает над специальными катализаторами при температуре от 380 до 520 °С под давлением водорода от 200 до 700 ат. Конечными продуктами гидрогенизации в паровой фазе являются бензин, вода и газ.

Установлена целесообразность введения в процесс гидрогенизации еще одной промежуточной ступени – фазы предварительного гидрирования широкой фракции перед ее расщеплением. Этот процесс проводится при низкой температуре над сернистыми катализаторами.

Таким образом, в промышленных условиях процесс гидрогенизации обычно осуществляется в 3 ступени: получение жидкой фазы, предварительное гидрирование и бензинирование.

Одновременное получение химических продуктов и моторных топлив из угля при гидрогенизации его делают процесс экономически выгодным.

Уголь обычно измельчают до крупности 1 мм, чтобы обеспечить хорошее растворение его в затирочном масле. Измельченный уголь сушат в непрерывном потоке горячих газов при температуре около 125 °С, после чего он поступает на установку изготовления пасты. Угольную пасту, представляющую смесь 25–40 % угля с затирочным маслом, подают на гидрогенизацию насосами при давлении 420 ат. Температура пасты составляет 150–250 °С. Практически уголь растворяется в затирочном масле

до поступления в реактор. Для увеличения растворимости угля подобран соответствующий состав рециркулирующей жидкой фракции.

Катализатор добавляют к пасте непосредственно перед поступлением ее в насос. Количество применяемого катализатора изменяется в пределах 0,1–0,5 %.

Затем угольную пасту подают насосом в подогреватель, в который также поступает свежий и циркулирующий водород, и далее пасту подают в реактор. Реактор представляет толстостенный стальной резервуар из специальной хромово-молибдено-ванадиевой стали, снабженной жароупорной футеровкой. Жидкий и газовый потоки поступают в реактор снизу и выводятся сверху.

В реакторе к угольной части добавляют в избытке водород (до 300–400 %). Это позволяет устранить коксообразование в реакторе, а также ускорить протекание реакции гидрогенизации.

В реакторе обычно поддерживают температуру в пределах 440–520 °С, давление 280–420 ат. Продолжительность пребывания продуктов в реакторе уменьшена с 45, как принято в процессах гидрогенизации для получения жидкого топлива, до 3–4,5 мин, что значительно увеличивает производительность установки. Из реактора смесь продуктов поступает в горячий сепаратор, где происходит отделение шлама от парогазовой смеси. Жидкую часть шлама используют в дальнейшем в качестве пастообразователя.

Парогазовая смесь, выделяемая в горячем сепараторе, поступает в холодильник-сепаратор, из которого газ направляют на циркуляцию. Часть этого газа выводят из цикла и направляют на установку для фракционирования газов.

Жидкий продукт после сброса давления направляют на переработку. Для разделения химических продуктов используют обычную аппаратуру для процесса перегонки, фракционирования и экстрагирования растворителями. Продукты эти разделяют на 3 фракции: углеводородную, фенольную, арил-амины и азотистые гетероциклические соединения.

Углеводородную фракцию разгонкой разделяют на толуол, ксилол, нафталин, метилнафталин и высшие углеводороды. Фенольную фракцию разделяют на фенолы, крезолы, ксиленолы и высшие одноосновные фенолы. Из части, содержащей азотистые соединения, получают анилин, толуидин, ксилидины.

Кроме угля, гидрогенизации могут подвергаться нефть, мазуты, а также продукты, получаемые при термической нефтепереработке угля и сланцев: буроугольная, каменноугольная и сланцевая смолы, получаемые при полукоксовании, фракции этих смол, отдельные фракции смолы коксования, пек и газогенераторная смола.

Глава | ТЕХНОЛОГИЯ

2 | ГРАФИТА

Начало добычи графита в России относится к 40-м годам позапрошлого столетия, когда было открыто Ботогольское месторождение графита в Сибири. Лучшие сорта графита вывозились за границу, где они широко применялись для изготовления карандашей.

Двенадцатью годами позже красноярский купец Сидоров открыл в Туруханском крае в низовьях Енисея и по притокам Курейю, Тунгуски и другие обширнейшие и очень мощные залежи графита.

До революции известны были и частично разрабатывались месторождения графита на Украине, Урале и на Кавказе. Но графитовая промышленность дореволюционной России носила кустарный характер, многие виды графитовых изделий совсем не производились. Потребность страны в графите удовлетворялась, главным образом, за счет импорта. В 1913 г. 70 % потребленного в России графита было ввезено из-за границы.

Россия обладает крупными запасами (свыше 9 млн т) с высоким содержанием в руде (80–82 %) скрытокристаллического (аморфного) графита и может не только полностью обеспечить внутренний рынок, но и экспортировать примерно половину производимой продукции [1–4]. Иначе обстоит дело с чешуйчатым кристаллическим графитом. Единственное предприятие по его добыче ЗАО «Уралграфит» на базе Тайгинского месторождения в лучшие годы добывало около 14 тыс. т графита. Для покрытия дефицита импортировалось порядка 25 тыс. т графита из Украины.

В настоящее время экономика графита в России оказалась перед угрозой свертывания внутреннего рынка из-за крайне высоких транспортных издержек и почти полной зависимости (на 60–90 %) от импорта кристаллического графита, так как 60 % кристаллического графита осталось на Украине.

Запасы графита по странам показаны в табл. 2.1.

В настоящее время преобладающая часть запасов кристаллического графита сосредоточена в КНР, на Мадагаскаре, в Зимбабве, Бразилии и странах СНГ.

Таблица 2.1

Запасы графита по континентам и странам, тыс. т

Континент и страна	Общие запасы графита		
	всего	кристаллический	аморфный
Всего в том числе:	158 620	95 070	63 550
Европа	36 900	25 900	11 000
Австрия	10 500	500	10 000
Испания	30	30	–
Италия	1 000	–	1 000
Норвегия	340	340	–
Финляндия	10	10	–
ФРГ	5 000	5 000	–
Швеция	20 000	20 000	–
Швейцария	10	10	–
Азия	63 790	43 650	20 140
Индия	20 000	20 000	–
Цейлон	20 000	20 000	–
Южная Корея	23 000	3 000	20 000
Япония	790	650	140
Африка	23 720	22 720	1 000
Кения	1 000	–	1 000
Малагасийская республика	20 000	20 000	–
Марокко	2 000	2 000	–
Мозамбик	100	100	–
Танзания	500	500	–
ЮАР	100	100	–
Юго-Западная Африка	20	20	31 410
Америка	33 210	1 800	–
Аргентина	100	100	–
Бразилия	600	–	600
Гренландия	150	100	50
Канада	1 000	1 000	–
Мексика	30 000	–	30 000
США	1 360	600	760
Австралия	1 000	1 000	–

Свыше 90 % запасов скрытокристаллического графита приходится на Мексику, КНР, Россию и Республику Корея.

В России имеются резервные месторождения кристаллического графита с богатыми рудами на Дальнем Востоке (Союзное, Тамгинское) и предварительно оцененные месторождения в зоне БАМ – АЯМ (Чебере, Нимгеркан).

Максимальное мировое производство графита (около 950 тыс. т) зафиксировано в 1989–1990 гг., в 2000 г. было произведено 857 тыс. т [1–4]. Наиболее крупными продуцентами являются КНР (около 40–45 % всего производимого в мире графитового концентрата), далее следуют Республика Корея, Индия, Бразилия, Мексика, Канада, Чехия. В странах СНГ наибольшая добыча приходится на Украину и Россию.

Основными потребителями графита на мировом рынке являются Япония, США, Франция, Англия, Австралия.

Цена графита на мировом рынке в 2000 г. составила 351 дол. 98/т.

Цена в России на графит кристаллический литейный без НДС в 2000 г. составила 24 500 руб./т, на электроды графитированные для электродов – от 49 500 до 60 000 руб./т в зависимости от диаметра.

2.1. Свойства и разновидности графита, области применения графитовых материалов

Графит – от греческого слова «графо» – пишу представляет собой аллотропную форму углерода, имеющую определенную структуру кристаллов.

Химический состав его редко отличается чистотой. Часто в нем в значительных количествах присутствует зола, вода, битумы и газы (до 2 %).

Цвет графита бывает от железно-черного до стально-серого. Графит имеет совершенную спайность и пластинчатую форму частиц, его удельный вес составляет 1,84–2,23 г/см³ (в зависимости от разновидностей). Графит инертен, не растворяется в неорганических и органических растворителях, обладает высокой электропроводностью (что обусловлено плотной упаковкой атомов в листах), теплопроводностью и огнеупорностью. Температура плавления его равна 3 850 °С, температура кипения – 4 250 °С. Графит имеет способность прилипать к поверхностям твердых тел, образуя на них тонкие пленки. Покрытие металлических поверхностей графитом уменьшает коэффициент трения.

В зависимости от структуры различают 3 разновидности графита: плотнокристаллический, чешуйчатый, скрытокристаллический, или аморфный.

Структурные особенности графита в значительной степени определяют область его применения и способы переработки графитовых руд.

Плотнокристаллический графит состоит из плотно прилегающих друг к другу кристаллов, ориентированных различным образом. Такое расположение кристаллов затрудняет их расщепление по спайности и скольжение при деформациях. Этим объясняется меньшая жирность и пластичность плотнокристаллических графитов по сравнению с чешуйчатыми.

Чешуйчатый графит состоит из отдельных кристаллов или параллельных сростков, имеющих форму пластинок или чешуек. Чешуйки графита – блестящие, жирные и пластичные. Размеры чешуек существенно отражаются на технических свойствах графита.

Наиболее ценными являются тонкие чешуйки. Различают графиты крупночешуйчатые с шириной чешуек от нескольких сантиметров до 0,1 мм и мелкочешуйчатые, ширина которых составляет менее 0,1 мм.

Скрытокристаллический графит, или **аморфный графит**, состоит из кристаллов, размер которых менее 1 мкр. Скрытокристаллический графит – матовый, мало жирный и не пластичный. Чем правильнее ориентированы элементарные кристаллы в одной плоскости и чем они тоньше, тем выше его техническая ценность.

Применение графитовых материалов в промышленности и народном хозяйстве очень разнообразно. Из них изготавливают различные изделия:

- огнеупорные материалы и изделия (литейное дело – подмазка, краска для покрытия литейных форм, керамика – тигли, трубы, лодочки, изложницы);
- электротехнические материалы и изделия (гальванические элементы, электроды, электрощетки, ртутные выпрямители);
- химически стойкие изделия (графитовые пластмассы, блоки и т.д.);
- смазочные материалы и антифрикционные изделия (различные смазки, вкладыши для подшипников, втулки, уплотнительные кольца для поршней, насосов, компрессоров);
- изделия из атомно-ядерной энергетики (блоки и детали для атомных реакторов, в которых графит служит замедлителем нейтронов, вызывающих распад атомных ядер, т.е. дает возможность управлять течением ядерных реакций);
- карандаши;
- противонакипный материал.

2.2. Требование промышленности к качеству товарного графита, типы руд и месторождений

В настоящее время на сырые графитовые руды нет утвержденных ГОСТов и ТУ.

Практически руды кристаллического графита считаются промышленными (при открытых разработках) уже при содержании в них 2,3–2,4 % графита. Вообще же на обогатительных фабриках могут перерабатываться руды с еще меньшим содержанием кристаллического графита, так как снижение содержания углерода в руде не влияет на процесс обогащения, а только уменьшает выход концентрата и этим вызывает повышение себестоимости готовой продукции.

Руды, содержащие скрытокристаллический графит (аморфный), не поддаются обогащению. Процесс их переработки состоит из сушки, размола и последующей классификации по крупности. Они должны иметь среднее содержание графита не ниже, чем предусматривает ГОСТ или ТУ на графит (графитовые порошки, графитовые концентраты) и на графитовые материалы.

Требования потребителей к графиту очень разнообразны. Для рационального их удовлетворения необходимо понимание физических основ роли графита в каждом отдельном случае. Однако уровень наших знаний далеко не всегда позволяет определить эти основы. Вследствие этого рациональные технические нормы могут быть сформулированы только для некоторых областей применения графита, для которых проводились специальные исследования (табл. 2.2–2.4). Для остальных областей приходится довольствоваться производственным опытом, а иногда и просто традициями.

Графитовые руды классифицируются по структурным разновидностям графита. Различают три типа руд, из которых каждому соответствует особый тип промышленных месторождений: руды чешуйчатых графитов, плотнокристаллические графиты, метаморфизованные угли (скрытокристаллические графиты).

Руды чешуйчатых графитов образуются в месторождениях трех генетических типов: а) метаморфических, б) контактово-метасоматических, в) пегматитов и силекситов.

Метаморфические месторождения образованы глубоко метаморфизованными осадочными породами, первоначально содержащими органические вещества. Эти вещества служат источником углерода, который кристаллизуется в форме графита.

Таблица 2.2

Технические требования к графиту специальному аккумуляторному и карандашному по ГОСТ 17022-81 (Статус: Действующий)

Наименование показателя	Норма для марки							
	ГСМ-1	ГСМ-2	ГАК-1	ГАК-2	ГАК-3	ГК-1	ГК-2	ГК-3
Зольность, %, не более	0,1	0,5	0,5	1,0	2	1,0	3	5
Массовая доля, %, не более: влаги	0,2	0,2	1,0	1,0	1,0	0,5	1,0	2,0
серы	0,2	0,15	Не нормируется		0,5	0,5	1,0	2,0
железа	0,2	0,1	0,5	0,5	0,1	0,5	1,0	2,0
ионов хлора	0,2	0,2	0,1	0,1	0,1	0,5	1,0	2,0
Летучих веществ, в том числе от флюорреагентов	0,2	0,2	Не нормируется		0,5	0,5	1,0	1,0
Тонина помола: массовая доля остатка, %, не более, на сите с сеткой №:								
0,2	Не менее 70	Не нормируется				Не нормируется		
0,16	Не нормируется	То же	50	50	50	Не нормируется	Не нормируется	
0,063	То же	То же	90-50	95-60	95-60	0,5	0,5	1,0
Величина концентрации водородных ионов водной вытяжки (рН)	Не нормируется	Не нормируется	6,5-9,0	6,5-9,0	6,5-10,0	Не нормируется	Не нормируется	

Примечания. 1. Графит должен быть освобожден от органических флюорреагентов с тем, чтобы выход летучих веществ не превышал норм, указанных в таблице.

2. В графите всех марок не допускается наличие посторонних примесей, видимых невооруженным глазом.

Таблица 2.3

Технические требования к графиту электроугольному и тигельному
по ГОСТ 17022-81 (Статус: Действующий)

Наименование показателя	Норма для марки									
	ЭУЗ-М	ЭУЗ-П	ЭУЗ-Ш	ЭУТ-1	ЭУТ-2	ЭУТ-3	ГТ-1	ГТ-2	ГТ-3	
Зольность, %, не более	0,5	5	7	2	5	7	7	8,5	10	
Массовая доля, %, не более:										
влаги	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	1,0	1,0	1,0	
серы	0,1	0,2	0,2	0,2	0,2	0,2	Не нормируется	Не нормируется	Не нормируется	
железа	0,15	1	1	0,8	1	1	1,6	1,6	1,6	
Летучих веществ, в том числе от фторореагентов	0,5	0,9	0,9	0,6	0,9	0,9	1,5	1,5	1,5	
Удельная поверхность, м ² /г, не более	Не нормируется	Не нормируется	Не нормируется	10	10	10	Не нормируется	Не нормируется	Не нормируется	
Тонина помола: массовая доля осатка, %										
0,2, не менее				Не нормируется						
0,071, не менее	5	3	3	2	3	3	75	75	75	
Проход через сито с сеткой № 0,045, %	75-90	75-90	75-90	75-90	75-90	75-90	Не нормируется	Не нормируется	Не нормируется	
							То же	То же	То же	

Примечания. 1. Для графита, полученного из смеси природных руд и графитосодержащих отходов металлургического производства, в обозначении марки добавляется буква С.

2. В графите всех марок не допускается наличие посторонних примесей.

3. По соглашению изготовителя и потребителя допускается поставка графита марки ГТ-3 Кыштымского месторождения с зольностью П %.

Таблица 2.4

Технические требования к графиту элементному и литейному
по ГОСТ 17022-81 (Статус: Действующий)

Наименование показателя	Норма для марки											
	ГЭ-1	ГЭ-2	ГЭ-3	ГЭ-4	ГЛ-1	ГЛ-2	ГЛ-3	ГЛС-1	ГЛС-2	ГЛС-3	ГЛС-4	
Зольность, %, не более	10	14	10	14	13	18	25	13	17	22	25	
Массовая доля, %, не более:												
влаги	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	
меди	0,05	0,05	0,05	0,05								
Летучих веществ, в том числе от фторореагентов	1,0	1,0	1,0	1,0							Не нормируется	
Тонина помола:											То же	
массовая доля остатка, %, не более, на сите сетки с №:												
0,2			Не нормируется							1,0	1,0	
0,16	40	40	10	10	40	40	40	40	40	Не нормируется	1,0	
0,071			Не нормируется							10	10	
Проход через сетку с №, %:												
0,063, не более	25	25										
0,063 не менее	Не нормируется											
			45									
											То же	

Примечания. 1. По согласованию изготовителя с потребителем допускается поставка графита марки ГЛС-4 с зольностью не более 25 %.

2. По согласованию с потребителем допускается в графите марок ГЛС-3, ГЛС-4 массовая доля влаги не более 2 %, по величине которой ведутся расчеты с потребителем.

3. Посторонние примеси, видимые невооруженным глазом, в графите не допускаются.

Графитоносные гнейсы и сланцы образуют пластовые и линзовидные рудные тела, которые достигают огромной мощности и протяженности. Графит здесь встречается в чешуйках, в которых он тонко переслаивается с пластинками слюды. В результате вторичных изменений происходит прорастание графитовых чешуек кальцитом и каолинином. Содержание графита в руде колеблется от 2,5 до 17 %.

Большая техническая ценность крупночешуйчатых графитов, относительно легкая их добыча, крупные размеры месторождений, позволяющие широко механизировать добычу и строить мощные обогатительные фабрики, делают эти месторождения главным промышленным источником кристаллического графита. Крупнейшими месторождениями являются месторождения Мадагаскара, Баварии (Пассау), Завальевское, Петровское, Старокрымское (Украина), Союзное, Тамчинское (Примурская обл.), Тайгинское, Мурзинское (Урал), Малохинганское.

Контактово-метасоматические месторождения приурочены к зонам контакта известняков с интрузиями глубинных пород. Известняки здесь превращаются в графитовые скарны. Крупночешуйчатый графит образует среди скарнов жилы неправильной формы, он более или менее равномерно рассеян в них, обычно в количестве от 2 до 10 %. Размеры залежей могут быть значительными, достигая в длину 120 м и мощности 12 м. Относительно большие запасы, а также высокое техническое качество графита делают месторождения этого типа важным объектом промышленной разработки. К сожалению, в природе они встречаются редко и известны только в Канаде.

В последнее время практическое значение приобрели месторождения кристаллических известняков, в которых графит встречается в виде очень крупных чешуек. Такие чешуйки длиной в 20 мм и шириной до 5 мм используются в рентгеновской оптике и для полупроводниковых приборов, хотя они и не являются монокристаллами (месторождения Карелии, Украины, Забайкалья).

Пегматиты и силекситы содержат мало графита, обычно они бывают ничтожных размеров и промышленного значения не имеют, хотя некоторые из них и разрабатывались в Канаде.

П л о т н о к р и с т а л л и ч е с к и е г р а ф и т ы образуются в месторождениях двух генетических типов: а) магматического, б) пневматолитического.

Магматические месторождения приурочены к глубинным, жильным и эффузивным изверженным породам, в которых графит образует скопления в форме штоков, гнезд и жил, или встречается в рассеянном виде. Графит месторождений этого типа является продуктом кристаллизации из газообразных составных частей магмы. Нередко руды этих ме-

сторождений имеют содержание графита до 60–85 %. Сравнительная редкость месторождений этого типа и обычно небольшие размеры их обуславливают относительно небольшое их промышленное значение. Типичным представителем является Ботогольское (Алиберовское) месторождение.

Пневматолитические месторождения плотнокристаллического графита встречаются преимущественно среди гнейсов. Графитовые рудные тела имеют в них форму типичных жил, которые, несомненно, образуются в результате заполнения открытых трещин графитом и сопутствующими ему минералами, кристаллизующимися из проникавших по этим трещинам газообразных эманаций. Классическими и в то же время единственными типичными пневматолитическими месторождениями являются крупнейшие залежи Цейлона, которые разрабатываются уже более 100 лет.

Метаморфизированные угли в зависимости от метаморфизма (характера метаморфизующих агентов и степени их воздействия) изменяются от антрацита до типичного скрытокристаллического графита. При низкой степени метаморфизма иногда в одном и том же месторождении одновременно встречаются графит и антрацит (например, в Полтавском и Бреденском месторождениях на Южном Урале).

2.3. Обогащение графитовых руд

Обогащение графитовых руд применяется для повышения содержания графита и удаления вредных примесей. Для определения целесообразности применения обогащения графита производится сравнение количества углерода, выгоревшего в струе кислорода при последовательном изменении температуры от 0 до 510 °С, от 510 до 695 °С, от 695 до 1 000 °С. В соответствии с температурным интервалом и количеством выгоревшего углерода графитсодержащая порода характеризуется следующим образом. Все породы, в которых углерод выгорает в интервале температур до 510 °С, содержат графит непромышленного качества, поэтому не являются графитовым сырьем. Породы, в которых углерод выгорает в интервале температур 510–695 °С в количестве более 60 %, представляют промышленный интерес.

Породы, в которых углерод выгорает в интервале температур 695–800 °С и выше в количестве 1–2 %, представляют промышленный интерес и подлежат технологическим испытаниям с применением обогащения.

Возможность применения тех или иных методов обогащения к графитовым рудам определяется структурой графита, характером вмещающих пород и вредных примесей и назначением продукта. В настоящее время применяют ручную сортировку, избирательное измельчение, химическое обогащение, флотацию, магнитное обогащение, термическое обогащение.

2.3.1. Ручная сортировка и избирательное измельчение

Для некоторых достаточно богатых руд применение ручной сортировки дает возможность получить продукт необходимого качества. Ручная сортировка является основным методом обогащения скрытокристаллических руд, для которых другие способы обогащения малоэффективны. Богатые руды чешуйчатого графита в Африке, Шри-Ланке (Цейлон), на рудниках в Чехословакии подвергаются только ручной разборке.

Наряду с ручной сортировкой при обогащении скрытокристаллических руд применяется избирательное измельчение, основанное на различии измельчаемости графита и пустой породы.

2.3.2. Флотация

Применение флотации дает возможность обогащать весьма бедные графитовые руды с содержанием 3–5 % графита.

Флотационная способность графита в значительной степени зависит от его структуры. Кристаллические и чешуйчатые графиты легко поддаются флотации, в то время как скрытокристаллические (аморфные) графиты флотируются плохо и отвалных хвостов обычно не получается.

Плохая флотируемость скрытокристаллических графитовых руд объясняется тем, что они являются тонковкрапленными, кроме того, присутствующие в них органические вещества депрессируют графит. Обжиг руды при малом доступе воздуха улучшает флотацию графитовых руд, содержащих органические примеси.

Графит хорошо флотируется с помощью одного вспенивателя (соснового масла или др.), а также с помощью собирателей, главным образом, керосина, мазута, нефти.

На фабриках Индии флотация ведется при $pH = 4-5$.

В результате исследования влияния ультразвука на разных стадиях флотации графита установлено повышение качества concentra-

та при использовании ультразвука при эмульгировании реагентов, диспергировании твердого материала в пульпе, кондиционировании реагентов и непосредственно в процессе флотации. Наибольший эффект был достигнут при диспергировании твердого материала в пульпе. Из недостатков отмечено снижение скорости флотации и износ ультразвукового излучателя.

Исследователями предложен новый вспениватель РАС для флотации графита, являющийся более эффективным, недорогим и нетоксичным реагентом по сравнению со стандартно применяемым ВКП. Были проведены сравнительные исследования действия вспенивателей на свойства и устойчивость двух- и трехфазных пен, изучено влияние крупности и физико-химических свойств поверхности графита на процесс пенообразования. По данным лабораторных флотационных исследований, оптимальный расход РАСа в 3 раза меньше по сравнению с ВКП.

Для депрессии кварца, слюды, которые часто сопутствуют графиту, и ряда минералов пустой породы применяют жидкое стекло, для депрессии сульфидов – цианид, бихромат калия.

Разработкой флотации скрытокристаллического гранита занимались многие научно-исследовательские институты. Так, институтом Гипронинеметаллоруд из руды, содержащей 21,7 % золы, при крупности измельчения 81 % класса $-0,08$ мм по чисто флотационной схеме с 3-кратной перечисткой пенного продукта основной флотации был получен концентрат 1-го и 2-го сорта с содержанием углерода 91,4–82,6 %, при выходе 45,0 и 36,8 % и извлечении 52,1 и 38,7 %. Расход реагентов при этом составил: керосина – 3 кг/т, соснового масла – 10 г/т (среда щелочная). Химическое дообогащение полученного концентрата позволяло снизить зольность до 2,2 %.

Исследования института ВНИИНеруд четырех проб, имеющих одинаковый минералогический состав и отличающихся количественным соотношением рудных и нерудных минералов, проводились флотационным и гравитационным методами с доработкой промпродуктов флотацией. Проведенные исследования позволили выявить возможность получения концентратов 1-го сорта, удовлетворяющих требованиям на графит электроугольный, и 2-го сорта с содержанием золы от 18 до 20 %.

Согласно технико-экономическому обоснованию схем было выявлено, что наиболее низкие удельные эксплуатационные расходы на переработку 1 т руды были получены по гравитационно-флотационной схеме, включающей отсадку руды крупностью 3–0 мм с выделением готового концентрата и последующую доводку промпродукта, измельченного до 86–90 % класса $-0,071$ мм, флотацией. Пенный продукт основ-

ной флотации доизмельченный до 98 % класса $-0,071$ мм подвергался 4-кратной перемешке. При флотации использовали керосин – 4,5 кг/т, сосновое масло – 10 г/т, жидкое стекло – 4,5 кг/т. Из бедной руды (содержание углерода 70–75 %) были получены:

- концентраты 1-го сорта (с содержанием золы 12,9–12,1 %) при выходе 65,2–69,7 % и извлечении углерода 75,6–78,7 %;
- концентраты 2-го сорта (в количестве 20,2–16,0 %) с содержанием золы 19,35–18,5 % и извлечением углерода 20,8–16,8 %.

Обогащение богатых руд (содержание углерода 87 %) является малоэффективным, так как содержание золы в концентратах в сравнении с исходной рудой снижается всего лишь на 3,5 %.

Такие руды после предварительного измельчения целесообразно подвергать химической обработке с получением малозольных концентратов. Руды зольностью 30 % относятся к весьма труднообогатимым и поэтому не могут быть рекомендованы к обогащению.

В зарубежных странах обогащение скрытокристаллического графита ведется рудоразборкой (Австрия, Мексика) методом селективного измельчения, основанным на неодинаковой способности размола графита и пустой породы (Австрия, Италия) и флотационным методом (Австрия, Япония, Чехословакия).

В Австрии на фабрике Graphitwerke Kaiserberg перерабатывается руда с содержанием углерода 60 %. Предварительно раздробленная руда до флотационной крупности подвергается флотации с тремя перемешками и одним доизмельчением пенного продукта. При флотации используются керосин, жидкое стекло, сосновое масло. После обогащения получают концентрат с содержанием углерода 90–92 %.

На фабрике Рудные Доли (Чехословакия) по флотационной схеме, включающей основную флотацию и четыре перемешки пенного продукта с доизмельчением концентрата основной флотации, получают графит четырех сортов с содержанием углерода от 45 до 60 % при извлечении 70–74 %. Флотация ведется крезолом и нефтью при $\text{pH} = 6-7$.

Для удаления силикатов применяется жидкое стекло. Хорошо себя зарекомендовало добавление малых доз флюорокремниевой кислоты. Флотация может идти и в слабощелочной пульпе. После обогащения получают концентрат с содержанием углерода до 94 %.

Опыт обогащения в Японии (район Тохоку) показал, что для осуществления достаточно полной флотации аморфного графита необходимо добавление керосина. В качестве ускоряющего реагента очень эффективным является применение мышьяковистой кислоты. При обогащении

труднофлотируемой руды лучшие результаты можно достичь с помощью олеиновой кислоты. Однако качество очищенного графита невысокое. В качестве очистителя от кварца и глины наиболее эффективна кремниевокислая соль.

С целью повышения селективности процесса флотации в качестве вспенивателя вводят моно- или дитретичные бутиловые эфиры этиленгликоля, в качестве собирателя и вспенивателя – побочный продукт производства высших жирных спиртов, содержащий гексанол, гексеналь, 2-этилгексанол, высшие спирты с длиной углеводородного радикала $C_{10}-C_{18}$, нафтеновые кислоты, тяжелые продукты [10–12].

Извлечение графита можно повысить с помощью кубовых остатков трихлорэтилена, 2-этилгексанола и циклогексанола [13–17].

На фабриках Индии процесс флотации ведется в кислой среде при $pH = 4-5$.

Установлено [19], что окисленный графит наиболее эффективно флотируется октиловым спиртом и каприловой кислотой. Для промышленных условий рекомендуется использовать реагент 13КП – кубовый остаток производства 2-этилгексанола, который содержит значительное количество спиртов. Применение термообработки, подача едкого калия или кальцинированной соды позволяет извлекать в концентрат 83–87 % углерода [21–22].

В работе [23] предложен способ флотации графитовых руд с магнитогидродинамической обработкой пульпы и введением в зону действия магнитного поля апполярного собирателя. Внедрение этого способа на Завальевском графитовом комбинате позволило повысить извлечение графита на 1–1,5 % и снизить расход керосина на 6–8 %.

2.3.3. Химическое обогащение

Химическое обогащение применяется для удаления зольных примесей, бора и осуществляется несколькими способами:

1. Растворением углекислых минералов слабыми растворами H_2SO_4 и HCl . Пирит и магнетит удаляют крепкими растворами тех же кислот с добавкой хромпика или азотной кислоты. Также применяют еще соду и едкий натрий.

2. Очисткой графита с помощью комплексообразующих агентов K , Pb , Cr , F , Br , Cl , хлористых соединений металлов и другими.

3. Очисткой графита газами HF , Cl_2 , смесью дымовых газов с Cl_2 и хлорированными или фторированными углеводородами.

Превращение примесей может быть облегчено добавлением катализаторов – газообразных, добавляемых в газовый поток, или твердых,

примешиваемых к графиту. Очистка может осуществляться селективно с преимущественным удалением железа или SiO_2 . В качестве очищающих газов применяют смесь дымовых газов с Cl или HF . Очистка графита ведется непрерывно или периодически в огнеупорных вертикальных шахтах или во вращающихся барабанах.

Например, 100 кг графита содержит 5 кг примесей, из которых 3 кг составляют силикаты; его загружают во вращающийся барабан, нагревают до $200\text{ }^\circ\text{C}$ и в течение 5 ч обрабатывают 100 кг HF . После обработки силикаты полностью удаляют.

Например: $\text{SiO}_2 + 4\text{HF} = \text{SiF}_4\uparrow + 2\text{H}_2\text{O}$. Для более полного удаления SiF_4 , проводят дополнительное продувание руды инертным газом.

2.3.4. Термическое обогащение

Этот метод заключается в нагревании измельченного графита до $2\ 200\text{--}2\ 500\text{ }^\circ\text{C}$ в электрической печи. При этом золаобразующие примеси испаряются, а графит перекристаллизовывается, в результате чего укрупняются кристаллы и улучшается качество графита. Этот метод применяется для получения графита высокой чистоты с содержанием золы $0,1\text{--}1\%$. К рудам и концентратам применяется редко, чаще – для получения искусственного графита из угля.

2.3.5. Схемы обогащения и фабрики, перерабатывающие графитовые руды

Схемы обогащения графитовых руд обычно определяются структурой графита, характером вмещающих пород и включают в себя флотацию и другие методы обогащения (рис. 2.1, 2.2).

В настоящее время в СНГ графит выпускают Завальевская обогатительная фабрика и Ждановская графитовая фабрика ПО «Кировград-графит», Красноярская фабрика, Кыштымский комбинат, Ногинский, Тас-Казганский и Ботогольский рудники.

Завальевская обогатительная фабрика работает на рудах кристаллического графита Завальевского месторождения. Схема их обогащения (рис. 2.3) включает: стадийное дробление, измельчение до $50\text{--}60\%$ класса $-0,074\text{ мм}$, классификацию, стадийную флотацию с перечистками и доизмельчением концентрата, мокрую классификацию, сушку и сухую классификацию. Для получения более качественных концентратов число доизмельчений увеличивают до семи, а перечисток – до девяти (рис. 2.4).

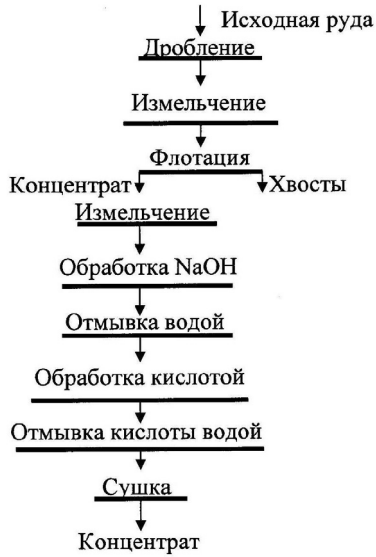


Рис. 2.1. Принципиальная схема обогащения скрытокристаллического графита

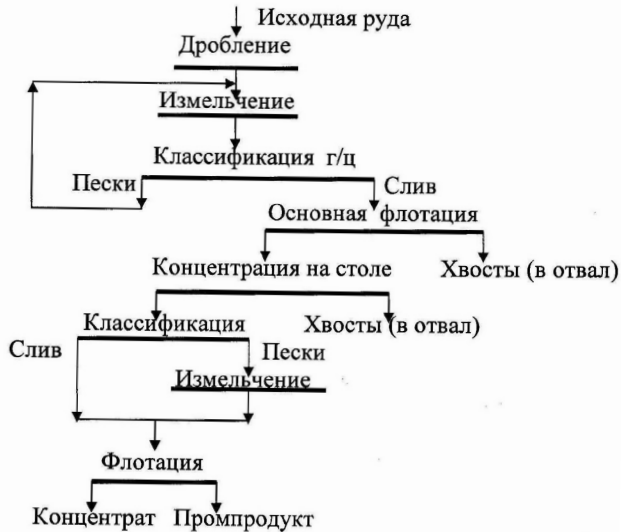


Рис. 2.2. Схема обогащения высокосернистого графита

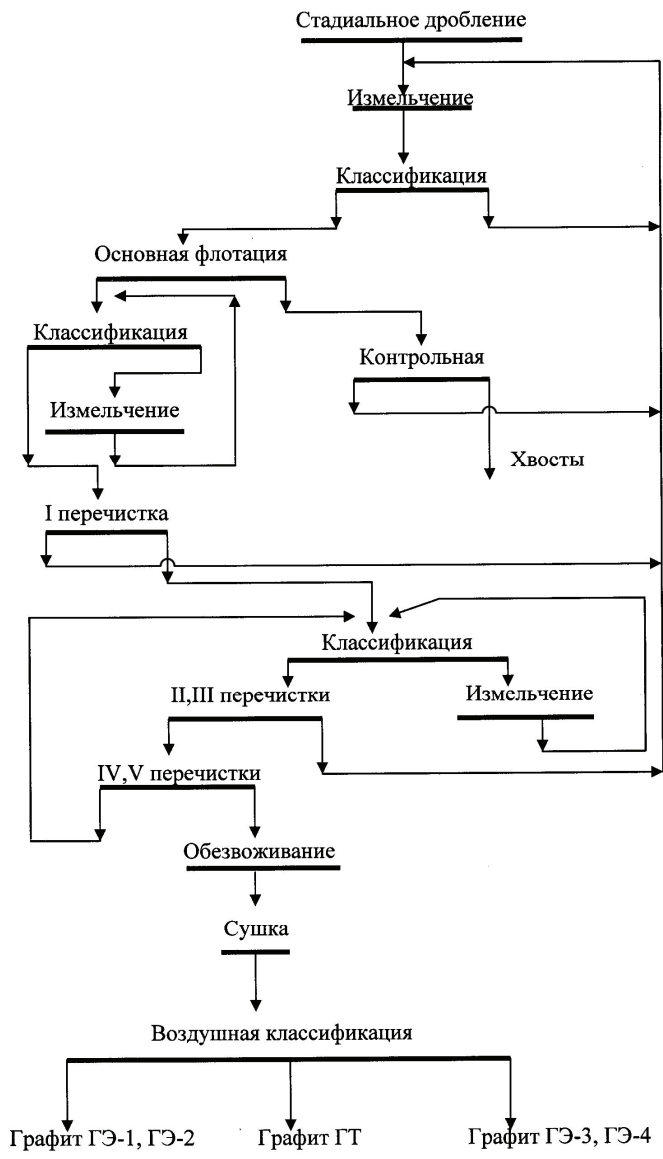


Рис. 2.3. Схема обогащения Завальевской обогатительной фабрики

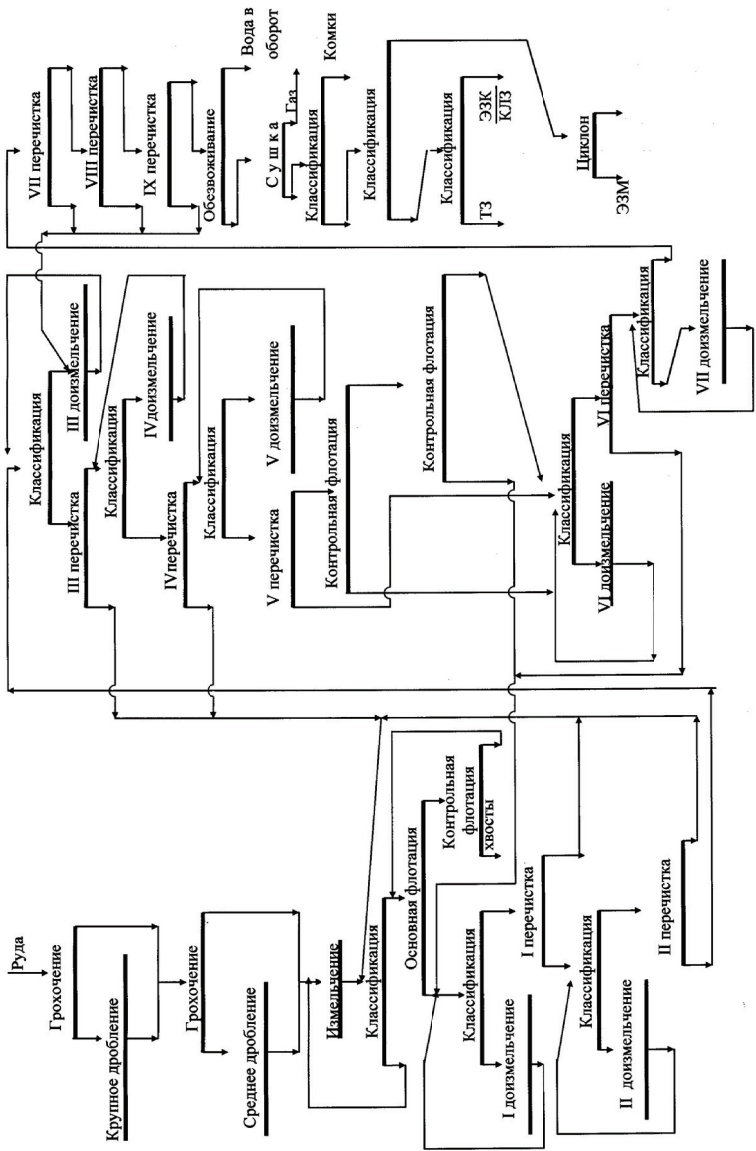


Рис. 2.4. Схема обогащения графитовой руды на Завальском комбинате

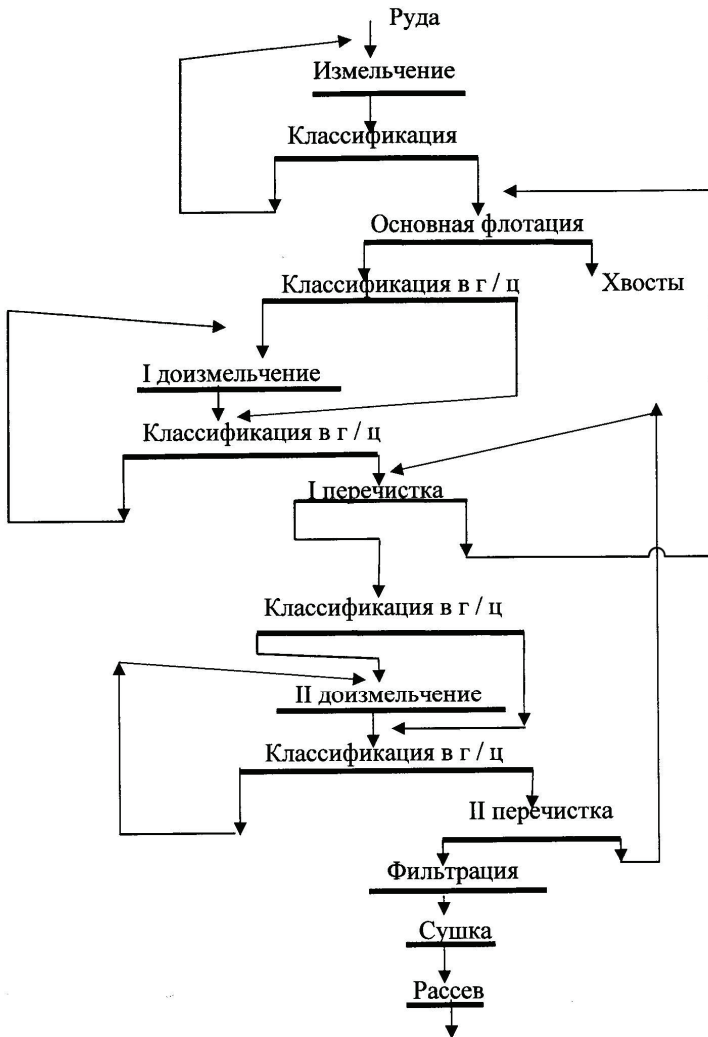


Рис. 2.5. Схема обогащения графитовой руды на фабрике в Неголицах

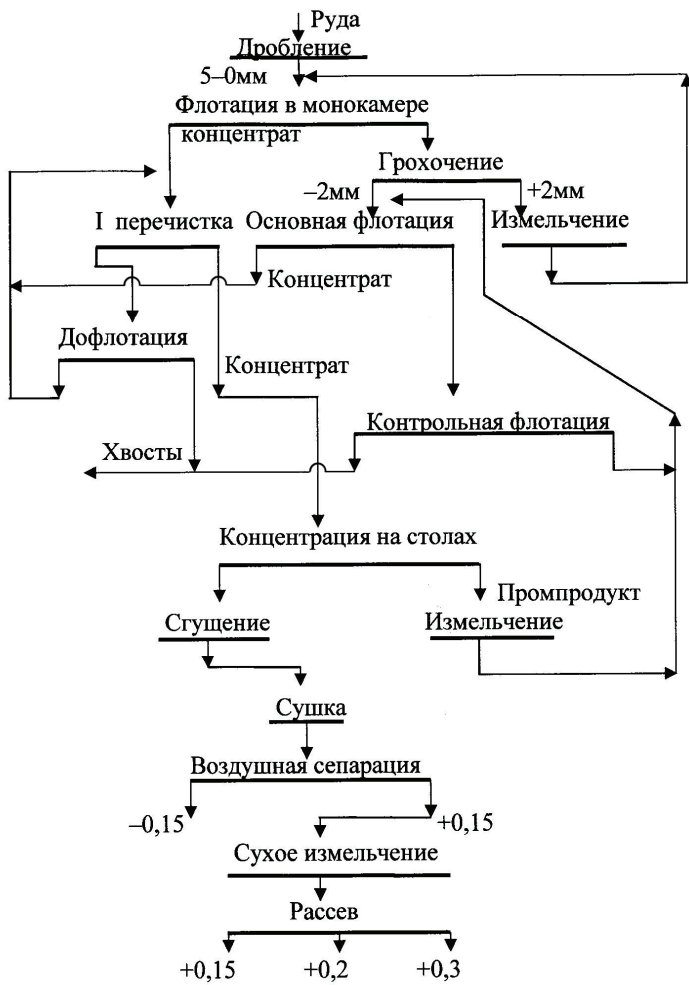


Рис. 2.6. Схема обогащения графитовой руды на фабрике штата Алабама

Малозольные высококачественные графиты получают в цехе химического обогащения путем спекания с кальцинированной содой при 900 °С в течение трех часов, кипячения спека в воде при 100 °С в течение часа, вышелачивания в 5 %-м растворе серной кислоты с последующей отмывкой и магнитной сепарацией. Порядка 60 % немагнитной фракции содержит менее 1 % золы и является товарным графитом. Для получения высококачественного графита этот продукт направляется на повторные аналогичные операции, но тогда вместо серной кислоты используется соляная кислота. Малозольный графит после магнитной сепарации содержит менее 0,1 % золы и до 99,3–99,7 % углерода.

На большинстве зарубежных фабрик схемы включают основную, контрольную и 2–4 перечистные операции флотации с одним, двумя (не всегда) доизмельчениями концентратов перечисток в шаровых мельницах в замкнутом или открытом цикле с классификатором, а также другие методы обогащения (рис. 2.5, 2.6).

Спрос на графитовые концентраты предусматривает узкую классификацию по крупности, в связи с чем валовый концентрат после сушки неоднократно измельчается и классифицируется. Так, например, на канадской фабрике «Блэк Доннальд» графитовый концентрат с содержанием углерода 81–97 % доизмельчается в три стадии и классифицируется на семь фракций – от +0,32 до 0,04 мм. Из этого количества фракций фабрика выпускает до сорока сортов графита.

Для обогащения доменного графита используется грохочение, воздушная и гидравлическая классификация, а также магнитная сепарация. Для доводки часто применяется флотация.

2.3.6. Производство графитовых изделий и материалов

Одним из крупнейших потребителей графита является производство тиглей.

Графитовые тигли применяют для плавки цветных и благородных металлов и сплавов, а также специальных сортов стали.

Графитовые тигли выдерживают нагревание до 1 700–1 800 °С.

Они изготавливаются из массы, в состав которой помимо графита входит огнеупорная глина и кварц.

Состав тигельной массы изменяется в зависимости от назначения тиглей. Содержание графита в ней может колебаться от 8 до 50 %. Графит сообщает тигельной массе высокую огнеупорность, теплопроводность и термическую стойкость, придает им гладкую блестящую поверхность, к которой плохо пристает расплавленный металл.

Для изготовления тигельной массы измельченную шихту, состоящую из графита, огнеупорной глины, каолина, кварца и шамота, перемешивают в барабане, увлажняют и обрабатывают при помощи мешалок или на бегунах для получения совершенно однородной массы. После некоторого вылеживания тигельная масса формируется и тигли медленно подсушиваются. После сушки их обжигают в керамических пламенных печах в восстановительной атмосфере при 900 °С.

Л и т е й н а я к р а с к а изготавливается главным образом из скрытокристаллических графитов измельчением до 90 % класса –0,05 мм. В состав краски помимо графита могут входить глина, мука, столярный клей и другие коллоидные вещества, обладающие стабилизирующим действием. При наличии примесей, сопутствующих стабилизации суспензии графита в воде, допускается зольность до 50 % и выше, в противном случае зольность не должна превышать 30 %.

Для покрытия постоянных металлических и полупостоянных керамических форм применяются специальные графито-коллоидные краски, изготавливаемые из измельченного до 10–20 мкм графита с минимальной зольностью.

Э л е к т р о д ы изготавливают из смеси графита, антрацита, кокса и других веществ, к которой в качестве связующего материала добавляют битум. Из полученной массы прессуют электроды требуемой формы, которые затем обжигают в восстановительной атмосфере.

Г р а ф и т о в ы е щ е т к и для электрических машин изготавливают из смеси измельченного графита, меди и угля.

С м а з о ч н ы е м а т е р и а л ы представляют собой суспензию тонко измельченного порошка в воде или в масле.

К а р а н д а ш н ы е с т е р ж н и изготавливают из тонко измельченного графита в смеси с глиной. Чем больше содержание глины, тем тверже карандаш. В очень мягких карандашах содержание графита достигает 90 %, а в очень твердых –20 %.

Изготовление карандашной массы заключается в тонком измельчении и тщательном смешивании глины, графита и воды в шаровых мельницах в течение нескольких суток. Из полученной однородной массы избыток воды удаляется нагреванием до образования пластичного теста. При помощи гидравлического пресса из пластичной массы выдавливается бесконечный стержень, который разрезается на части, выравнивается, сушится и обжигается до спекания. После обжига стержни (для придания им пишущих свойств) пропитывают жирными веществами, затем заключают в деревянную оболочку, склеиваемую из двух половинок. Для чернильных карандашей добавляют клей и краски, а стержни не обжигают.

Глава | ТЕХНОЛОГИЯ

3 | АЛМАЗОВ

Алмаз – это редкий минерал и относится к драгоценным камням первого класса. Он состоит из чистого углерода и представляет собой одну из его кристаллических модификаций.

По состоянию на 01.01.2001 г. по объему прогнозных ресурсов Россия занимает первое место в мире. По разным оценкам они составили 35–50 % мировых [1–4]. Однако ресурсы категорий P_1 и P_2 , служащие ближайшим резервом для прироста запасов, не превышают 16 % суммарных.

Основная часть прогнозных ресурсов страны (около 65 %) приходится на приполярные районы Западной Якутии с неразвитой инфраструктурой. Из них на районы действующих алмазодобывающих предприятий приходится не более 10 %. Около 20 % ресурсов располагается в Архангельской области и только 10 % – в промышленно-развитых районах европейской части России.

По разведанным запасам Россия также занимает первое место в мире. Последние существенно превосходят суммарные разведанные запасы всех остальных стран мира, вместе взятых.

Качество алмазов в эксплуатируемых трубках России в среднем сопоставимо с качеством камней в главных месторождениях мира, но средние содержания алмазов в них выше, чем в большинстве зарубежных объектов.

Обеспеченность действующих рудников разведанными запасами в целом по стране при современном уровне добычи составляет 34 г.

За 2003 г. в России добыто 33 млн кар необработанных алмазов на 1,7 млрд дол. На втором месте находится Ботсвана. Всего в мире за год добывается около 150 млн кар (или 30 т). Основная часть приходится на Ботсвану, ЮАР, Канаду и Россию.

Основной недропользователь в сфере добычи алмазов в России – АК «АЛРОСА», которая является владельцем прав на разработку всех коренных и большей части россыпных месторождений алмазов в Республике Саха (Якутия). Правами на эксплуатацию россыпей в Анабарском и Приленском районах владеют две небольшие дочерние фирмы АК «АЛРОСА» – «ОАО Нижнее-Ленское» и «ООО Алмазы Анабара».

Россия – второй в мире производитель алмазов (на ее долю приходится около четверти продаж), которая в 2,5 раза отстает от De Beers. По предварительным данным алмазная госмонополия «АЛРОСА» в 2005 г. продала камней на 2,55 млрд дол. (в основном через компанию De Beers).

Цены уже проданных камней довольно стабильны и составляют 58 дол. за карат. Российские алмазы оценили дешевле – 51 дол. за карат.

3.1. Свойства алмазов и области их применения

Удельный вес алмазов колеблется от 3,47 до 3,56 г/см³ и зависит от структуры камня, содержания примесей и их количества. Средний удельный вес алмазов равен 3,52 г/см³. Алмазы карбонадо вследствие их пористости и наличия включений угля и графита обладают обычно низким удельным весом, который колеблется от 3,012 до 3,416 г/см³.

Алмазы преимущественно бывают бесцветные и прозрачные, но встречаются и алмазы с различными оттенками – коричневого, красного, желтого, синего, голубого, зеленого и других цветов. Известны также алмазы черного цвета. Предполагают, что окраска алмазов зависит от примесей различных металлов, присутствующих в незначительных количествах. Часто окраска алмазов обусловлена включениями, появившимися или в процессе роста кристалла, или после его образования. Встречаются кристаллы алмаза в «рубашке», состоящей из окислов железа, марганца и кальция.

Абсолютно прозрачные алмазы – голубовато-белые кристаллы, или алмазы чистой воды, – довольно редки и очень высоко ценятся.

При нагревании окраска некоторых алмазов может изменяться, но со временем их первоначальный цвет восстанавливается. Иногда окраска алмаза бывает связана с поверхностными зонами кристалла и исчезает после огранки. Облучение алмазов в атомном реакторе изменяет их цвет. Одновременно с изменением окраски алмазы приобретают радиоактивные свойства, которые исчезают через несколько дней.

В настоящее время алмазы можно окрашивать в голубой цвет искусственно – путем соответствующей бомбардировки электронами или гамма-лучами.

Прозрачные кристаллы отличаются очень сильным алмазным блеском, у непрозрачных он слегка жирноватый и металлический. Сильный

блеск алмаза обусловлен высоким показателем преломления и большой дисперсией. Показатель преломления его колеблется от 2,402 до 2,465, дисперсия составляет 0,063.

Луч света, входя в кристалл, претерпевает у противоположной поверхности полное внутреннее отражение, а при выходе снова распадается на составные лучи спектра и дает ту замечательную игру цветов, которая так ценится в ювелирных алмазах.

Под действием некоторых лучей алмазы излучают видимый свет – люминесцируют. Цвет и интенсивность свечения в различных лучах изменяются в больших пределах. Катодные и рентгеновские лучи вызывают свечение почти всех разновидностей алмазов, в ультрафиолетовых лучах светятся только некоторые из них. В катодных лучах светятся также многие другие минералы, поэтому в обоганительной практике применяются в основном рентгеновские лучи, которые обеспечивают высокую селективность и почти полное свечение в них кристаллов алмаза. В качестве возбудителей люминесценции алмазов используют также облучение γ - и β -частицами – радиоактивное излучение изотопов. Алмазы карбонадо не люминесцируют, но в катодных лучах светятся красным цветом.

Алмаз не магнитен, но отдельные его разновидности обладают слабыми парамагнитными свойствами, близкими к свойствам кварца. Магнитные свойства некоторых кристаллов алмаза могут вызываться присутствующими в них включениями, имеющими повышенную магнитную проницаемость (магнетит, ильменит).

Обычные алмазы не электропроводны, но некоторые разновидности обладают пиро- и пьезоэлектрическими свойствами. В результате облучения отдельных кристаллов алмаза ультрафиолетовыми или другими лучами они приобретают свойство фотопроводности – начинают заметно проводить электричество. При трении кристаллов о сукно они электризуются положительным зарядом.

В настоящее время делаются попытки вводить мельчайшие частицы алюминия в обычные алмазы диффузией при высоких температурах. Эксперименты показывают, что введение таких примесей является одним из методов превращения обычных алмазов в полупроводники без ухудшения их основных свойств.

Установлено, что алмазы могут применяться в качестве заменителей кристаллов германия и кремния в полупроводниках – триодах (транзисторах) для промышленных и оборонных целей. Несмотря на то, что большинство алмазов являются непроводниками, некоторые голубые алмазы, представляющие собой хорошие полупроводники, могут рабо-

тать в транзисторах. Если германиевый транзистор может быть использован при температурах до 75 °С, а транзистор из кристалла кремния – при температурах до 125 °С, то алмазные транзисторы могут применяться при температурах до 500 °С.

Голубые алмазы могут быть применены для измерения малейших изменений температуры. Чувствительность алмаза как элемента термометра (термистора) достигает 0,002 °С. Они могут успешно конкурировать с другими термисторами вследствие высокой кислотоупорности и термостойкости. Полагают, что эти алмазы могут сыграть важную роль в космических полетах и в медицине.

Алмазы не растворяются в кислотах и царской водке даже при нагревании. В расплаве соды или калиевой селитры или при кипячении со смесью двуххромовокислого калия и серной кислоты поверхность алмаза окисляется.

Алмаз хорошо проводит тепло. Продолжительное нагревание в воздухе при температуре 850–1 000 °С или быстрое разогревание в струе кислорода при температуре 720–800 °С приводит к сгоранию алмаза, который превращается в углекислоту. При нагревании без доступа воздуха до 2 000–3 000 °С алмаз переходит в графит.

Крупность алмазов измеряется в метрических каратах: один метрический карат равен 0,2 г. Самый крупный из найденных алмазов («Куллинан») весил 3 025,75 кар. Однако кристаллы крупнее 1 кар встречаются редко, алмазы весом в несколько десятков карат считаются уже большой редкостью.

По назначению алмазы разделяют на ювелирные и технические. До 80 % добываемых в мире алмазов используется в промышленности и около 20 % применяется как ювелирные. В настоящее время легче назвать области науки и техники, где алмазы не используются, чем перечислять все области, где они применяются или могут применяться.

Наиболее крупные и красивые кристаллы алмазов являются драгоценными камнями, используются в ювелирном деле и называются ювелирными алмазами. Ювелирные алмазы лучшего качества должны иметь совершенную форму, высокую прозрачность, красивую и равномерную окраску без трещин и включений. По степени прозрачности и блеску различают камни первой, второй и третьей воды. После огранки ювелирные алмазы называют бриллиантами.

К техническим относятся алмазы, непригодные для ювелирных целей. Среди них различают несколько сортов: борт, карбонадо, баллас. В число технических алмазов включают также алмазы ювелирного размера, но не обладающие качествами, позволяющими использовать их как ювелирные.

К бортам относят недостаточно чистые камни или сростки кристаллов. В зависимости от внешней формы, цвета, наличия трещин их делят на несколько классов. Дробленый борт представляет собой определенный тип алмазов, имеющих радиальную или беспорядочную кристаллическую структуру без ясных плоскостей расслаивания, пригодных только для дробления и получения из них таким путем порошка.

Карбонадо – это разновидность алмазов мелкокристаллической структуры и темной окраски. Цвет у них бывает от черного до темно-синего. Поверхность кристалла – черная, блестящая, со смолистым или полуметаллическим оттенком.

Балласы – это те же борты, но шарообразной формы. Ядро балласа имеет крупнокристаллическое строение, поверхность у него – тонкозернистая. Эта особенность строения балласов делает их более крепкими по сравнению с бортами.

Технические алмазы благодаря высокой твердости применяются в стекольной промышленности, граверном деле, точной механике, в производстве режущего инструмента и первоклассного абразива.

Алмазы находят применение в качестве подшипников в хронометрах, счетчиках, измерительных и других приборах, где требуется высокая точность. Такие важные свойства, как большая твердость, высокое сопротивление истиранию, низкий коэффициент трения, весьма малые коэффициенты линейного и объемного расширения, сопротивление коррозии делают алмазы идеальным подшипниковым материалом.

Алмазные волокна незаменимы для волочения проволоки, для которой требуется особая точность размера, совершенная округлость и гладкая поверхность. Стойкость алмазных волокон в сотни раз выше стойкости твердосплавных волокон. Они обеспечивают получение проволоки с более жесткими допусками и высокую производительность волочения.

Крупнейшим потребителем алмазов среди капиталистических стран являются США. За неимением собственных источников алмазного сырья США приходится ввозить в большом количестве ограненные технические алмазы и алмазные инструменты из Европы, Израиля и других стран. США ежегодно ввозят 60–80 % всей мировой добычи алмазов. Однако удельный вес США в потреблении технических алмазов за последние годы снижается. Это объясняется резким увеличением потребления алмазов в других странах.

Так, Япония потребляет большое количество алмазной пудры, в виде которой в последнее время используется около 85 % всего количества технических алмазов, потребляемых в стране. Здесь имеется много предприятий по производству алмазного инструмента – стеклорезов, волокон, буровых коронок и инструмента для правки шлифовальных кругов.

Неизменно возрастает потребление ювелирных алмазов, и спрос на них значительно превышает предложение. Одновременно развивается и гранильное производство, сосредоточенное в настоящее время в Бельгии, Израиле, США, Германии и ЮАР. Эти страны являются главными потребителями ювелирных алмазов.

3.2. Месторождения алмазов

До сравнительно недавнего времени основное значение в добычке алмазов имели современные и более древние третичные, преимущественно аллювиальные, россыпи. Доля их в мировой добычке превышала 90 %, но за последние годы она заметно снизилась (примерно до 65 %) в связи с истощением многих богатых россыпей и открытием богатых коренных месторождений.

Среди коренных месторождений различают два типа: кимберлитовый и перидотитовый. Все известные промышленные месторождения алмазов принадлежат к кимберлитовому типу. Крупных коренных месторождений перидотитового типа не обнаружено, но считают, что отдельные россыпи образовались из алмазосодержащих пород этого типа.

Кимберлиты залегают в месторождениях преимущественно в виде трубчатых тел, реже встречаются жилы и дайки. В настоящее время известны сотни кимберлитовых трубок, а также ассоциирующих с ними сходных по составу дайкоподобных образований, особенно широко распространенных в странах Африки и в ряде восточных районов России. Падение трубок обычно очень крутое, в верхней части трубок имеется раструб. Диаметр трубок изменяется от 40 до 60 м. Жилы и дайки имеют мощность от нескольких сантиметров до нескольких десятков метров и длину по простиранию от нескольких метров до десятков километров.

Трубки заполнены ультраосновной глубинной плотной туфообразной породой – кимберлитом, главной составной частью которой является оливин. Помимо оливина, в состав кимберлита входят пироп (красно-фиолетовый гранат), хромдиопсид (моноклинный пироксен), шпинель, хромит, корунд, рутил, ильменит, кальцит, доломит, халцедон и другие изверженные, метаморфические и осадочные породы.

В верхних частях трубки кимберлит подвергается разложению в результате процессов выветривания. Глубина и степень выветривания зависят от характера кимберлита, климатических условий, времени и других факторов, а интенсивность выветривания прослеживается до глубины 40 м. В южноафриканских трубках порода в верхней выветрелой зоне имеет желтую окраску, откуда и получила название «желтая земля».

По мере уменьшения степени выветривания с глубиной окраска становится голубоватой и порода называется «голубой землей».

На происхождение алмазов в кимберлитах существует несколько точек зрения. Согласно одной из них алмазы выкристаллизовались из магмы под большим давлением и при высокой температуре и были затем вынесены в верхние части трубок. По другим воззрениям алмазы образовались из близлежащих пород, захваченных кимберлитовой магмой. Третьи считают, что алмазы были вынесены кимберлитовой магмой из глубинных частей земной коры. Наиболее вероятной считают первую точку зрения.

Среднее содержание алмазов в отдельных частях трубок подвержено большим колебаниям. В наиболее богатых трубках оно достигает нескольких карат на 1 м³ породы. С глубиной содержание алмазов обычно уменьшается.

Алмазные россыпи, как и россыпи других полезных ископаемых, образуются в течение длительных этапов геологической истории, характеризующихся интенсивным развитием эрозионных процессов. На протяжении каждого из этих этапов происходит разрушение первичных и вторичных месторождений алмазов. Продукты разрушения перемещаются вниз по склонам возвышенностей, а затем вдоль речных долин до побережья океанов, морей и других крупных водоемов. На всем пути миграции выветрелого материала в определенной последовательности возникают различные генетические типы россыпей.

Среди алмазных россыпей выделяют несколько генетических типов, а именно: элювиальные, делювиальные, аллювиальные, ложковые и морские россыпи. Различают россыпи древней и современной речной сети. К россыпям древней речной сети относят долинные и верхних террас, к современным – русловые и нижних террас. Имеются и промежуточные типы. Древние россыпи обычно представлены плотными песчаниками и конгломератами. Современные россыпи состоят большей частью из рыхлых пород – гравия, песка и глины.

В элювиальных россыпях концентрация алмазов происходит в результате выщелачивания и выдувания из кимберлитов мелких и растворимых компонентов. Наиболее интенсивно эти процессы протекают в областях с влажным и теплым климатом.

Делювиальные россыпи, за редким исключением, имеют незначительное промышленное значение вследствие того, что они сильно разубожены пустым материалом подстилающих и окружающих пород.

Аллювиальные алмазные россыпи бывают самых разнообразных размеров. Длина их обычно не превышает нескольких километров при ширине 100–200 м. Мощность алмазоносного пласта небольшая – 0,2–0,8 м и редко бывает более 1 м.

Морские россыпи возникают в прибрежной полосе обычно в районе устьев алмазоносных рек и обязаны своим происхождением действию морских течений на материал подводных дельт.

Содержание алмазов в россыпях сильно колеблется: наряду с совершенно пустыми участками имеются участки, содержащие в разрабатываемых россыпях обычно не ниже 0,1 кар на 1 м³.

Промышленные месторождения алмазов – кимберлитовые трубки, древние и современные россыпи – известны только на древних платформах, в тех частях, где широко развит кимберлитовый и ультраосновной – щелочной с карбонатитами магматизм.

Наибольшее число кимберлитовых трубок (более 1 000) установлено на африканской платформе. Здесь выделяется пять алмазоносных провинций:

- Южно-Африканская, охватывающая Намибию, Ботсвану, ЮАР и Лесото. В ЮАР находится более 300 кимберлитовых трубок;
- Восточно-Африканская (Танзанийская), где обнаружены 193 кимберлитовые трубки;
- Центрально-Африканская, в состав которой входят кимберлитовые трубки, современные и древние россыпи Заира и Анголы;
- Ганская, представленная преимущественно современными россыпями, связанными с разрывом речной сетью древних россыпей;
- Гвинейская, характеризующаяся преобладанием даек над трубками.

Индийская алмазоносная провинция вытягивается узкой меридиональной полосой в восточной части Индийской платформы вдоль восточного края Деканского траппового плоскогорья. Кимберлитовые трубки обнаружены на самом севере и юге провинции. Основная добыча алмазов ведется на современных аллювиальных россыпях.

Якутская (Сибирская) алмазоносная провинция располагается между Тунгусской синеклизой с широко проявленными эффузивными трапами и Предверхожанским прогибом. Выявленные здесь кимберлитовые трубки группируются в несколько алмазоносных полей.

Промышленная алмазоносность, связанная как с кимберлитами, так и с россыпями (преимущественно), характерна также для Южно-Американской, Китайско-Корейской, Южно-Китайской и Австралийской платформ. Прогнозируемые объемы производства алмазов в России показаны в табл. 3.1.

Таблица 3.1

Прогнозируемые объемы производства алмазов в России,
млн дол. США

Год	2002	2004	2010	2020
Прогнозируемые объемы	1 100	1 000	2 300	3 000

3.3. Обогащение алмазов

Извлечение алмазов отличается от других полезных ископаемых некоторыми особенностями. Содержание алмазов в исходном сырье составляет всего 0,000 005 %. Кроме того, в процессе обработки руды необходимо осторожно применять операции дробления и измельчения ввиду хрупкости алмазов и резкого снижения их ценности с уменьшением размеров кристаллов.

Технология извлечения алмазов обычно включает:

- дезинтеграцию исходного сырья и превращение его в рыхлую смесь для освобождения алмазов от их связи с другими компонентами;
- получение первичных концентратов разделением рыхлой смеси на два продукта, в одном из которых, значительно меньшем по объему, сконцентрированы алмазы;
- извлечение алмазов из полученных таким образом первичных концентратов.

При обогащении кимберлитов и песков россыпных месторождений применяют в основном одни и те же процессы.

3.3.1. Дезинтеграция песков и руд коренных месторождений

Дезинтеграция имеет целью высвободить из вмещающей массы алмазы. В результате этого процесса получается рыхлая смесь, позволяющая отделить алмазы от пустой породы. Россыпи уже в естественном состоянии в значительной степени разрыхлены, поэтому при их обработке применяют простейшие способы дезинтеграции и промывку. Дезинтеграция руд коренных месторождений более сложна, так как в них кристаллы алмаза прочно связаны с пустой породой. В этом случае применяют дробление или разрыхление в процессе выветривания.

В качестве способа активации процесса разрушения кимберлитовых пород испытан электрохимический метод обработки минерализованной воды перед подачей ее в мельницу самоизмельчения. Разработанный способ обеспечивает сохранность кристаллического материала и целенаправленное изменение свойств поверхности алмазов в момент их раскрытия для подготовки алмазосодержащего материала перед физико-химическими процессами обогащения.

Для решения вопроса повышения качественных и цветовых характеристик алмазных кристаллов предложен метод очистки их поверх-

ности электрохимически обработанными водными системами, позволяющими без применения химических реагентов не только повысить качество обрабатываемой поверхности, но и сократить расход концентрированных кислот и щелочей на аналогичные операции в цехе окончательной доводки алмазных концентратов. Высокое насыщение продуктов электрохимической обработки мелкодисперсными электролизными газами позволяет им проникать по поверхностным трещинам в глубь кристалла, а высокая концентрация содержащихся в них определенных химических веществ, полученных электрохимическим путем и обладающих высокой химической активностью, делает возможным растворение мазутных и нефтяных вкраплений внутри трещин с последующим выделением на поверхности кристалла.

С целью доочистки поверхности алмазов, а также для снижения расхода кислот и щелочей и нейтрализации кислых продуктов в схеме ЦОД МГОКа были разработаны экспериментальные модули электрохимической установки ЭХАН, предназначенной для получения продуктов электрохимически обработанной воды с различными кислотно-основными и окислительно-восстановительными свойствами.

В процессе испытаний были выполнены эксперименты по использованию кислых и щелочных продуктов электролиза водных систем для сокращения расхода кислот и щелочей в технологическом процессе очистки и окончательной доводки алмазных концентратов, а также для нейтрализации кислых стоков. Была установлена технологическая целесообразность применения щелочного продукта электролиза – католита для нейтрализации кислых стоков технологического процесса с исключением химического реагента – едкого натрия. В настоящее время проводится реконструкция ЦОД с учетом применения разработанной технологии электрохимической подготовки водных систем в технологической схеме окончательной доводки алмазных концентратов.

Алмазоносные кимберлитовые трубки разбросаны по обширной территории в практически неосвоенных, малопригодных для постоянного проживания, незаселенных районах. Поэтому строительство в таких местах крупных горно-обоганительных комбинатов, которые окажутся невостребованными после завершения эксплуатации коренных источников или россыпей, нецелесообразно. Создание модульных обоганительных установок – одно из возможных направлений освоения месторождений заполярных территорий.

Все операции рудоподготовки и предварительного обогащения на отдаленных и малопродуктивных месторождениях могут быть осуществлены на связанных между собой модульных установках по типу про-

мывочных приборов, широко используемых при обогащении россыпного золота. С помощью такого комплекса с 1 000 т переработанной руды может быть получено лишь несколько сотен килограммов обогащенного продукта, который может быть доставлен, например вертолетом, на ближайшую действующую обогатительную фабрику для дальнейшего обогащения и окончательной доводки.

Компания Diamond Claimer начала производство передвижных автономных машин для извлечения алмазов, в которых процесс извлечения включает засасывание алмазоносного материала с разгрузкой в промывочный барабан отверстиями диаметром 6 мм, оборудованный орошающими штангами. Для обезвоживания первичного концентрата используется грохот с отверстиями диаметром 1 мм. Концентрат поступает в концентрационный лоток с вертикальным валом, оборудованным горизонтальными рукоятями с полиуретановыми скребками. Вращение лопастей приводит к перемещению тяжелых минералов на периферию лотка с разгрузкой через небольшой бункер на жировой концентрационный стол с тремя наклонными ступенчатыми качающимися плитами.

Пески россыпных месторождений представляют собой в основном разрыхленный материал, в котором составляющие компоненты находятся в свободном состоянии. Поэтому при их обработке ограничиваются обычно простыми способами дезинтеграции – отмывкой глины и грохочением.

Дезинтеграция песков часто совмещается с операцией классификации по крупности. Для этой цели широко применяют барабанные грохоты, которые во многих случаях вытеснили другие типы грохотов. Крупные фракции песков и коренных пород отделяются на колосниковых грохотах.

Одновременно с дезинтеграцией и промывкой на грохотах выделяют классы исходной руды или песков перед обогащением их на отсадочных машинах и концентрационных столах. Дезинтеграция осуществляется с одновременным выделением из обогащаемого материала непродуктивных (отвалных) классов – крупной гали и шламов. На современных полевых установках для этой цели применяют вибрационные грохоты.

Дезинтеграция песков часто осуществляется без установки специального дезинтегратора, так как достаточное разрыхление материала происходит как в процессе добычи из карьера, так и при разгрузке на первичные колосниковые грохоты. Лишь в тех случаях, когда присутствует значительное количество глины или материал представляет собой глинистую массу, прибегают к более интенсивным процессам дезинтеграции.

Месниковатые пески в целях разрушения комьев глины, как правило, подвергаются мокрой дезинтеграции. Вследствие явлений гидратации и набухания глинистый материал образует массу, обладающую чрезвычайно большой силой сцепления. Разрыхление глин в простом дезинтеграторе, например в бутаре, часто не дает положительных результатов, поэтому для такого типа песков применяют специальные аппараты.

Дезинтеграция коренных пород – более сложный процесс, так как кристаллы алмазов прочно связаны с пустой породой. Известны два способа дезинтеграции коренных пород: выветривание и механическое дробление.

За последнее время почти все фабрики перешли на механическое дробление и редко где применяется выветривание. Чтобы не повредить алмазы, не допускают большой степени дробления. Степень дробления определяют опытным путем на каждом предприятии и колеблется она от 2 до 5. Необходимость полной сохранности кристаллов алмазов заставляет производить дробление в несколько стадий с включением после каждой из них обогатительных операций, благодаря которым из дальнейшей обработки исключается часть материала, уже не требующая дробления. Как правило, дробление является трехстадиальным, кроме того, часто производится додробливание хвостов. Для крупного и среднего дробления обычно используются конусные дробилки.

Мелкое дробление производится в конусных и валковых дробилках. При дроблении на валках степень дробления принимается минимальной – не более 1,5–2.

Кимберлитовая порода при дроблении раскалывается по плоскостям спайности отдельных компонентов, в результате чего алмазы легко выкрашиваются из нее.

В настоящее время на передовых зарубежных предприятиях для дезинтеграции алмазонасных кимберлитов применяется стадияльное дробление в дробилках безударного действия с обогащением между стадиями. Дробление руд в России (Якутских) алмазных месторождений с высоким содержанием глины и ископаемого льда имеет весьма низкую эффективность. Поэтому на отечественных алмазоизвлекающих фабриках основным процессом дезинтеграции исходного сырья и промпродуктов стал процесс мокрого самоизмельчения в мельницах большого диаметра (мельницы типа ММС 70х23, СТЭ 90х30А, Роксайл). Вместе с тем крупные промпродукты не содержат глины и, следовательно, могут успешно додробливаться.

Сочетание самоизмельчения со стадияльным дроблением в схемах рудоподготовки отечественных фабрик позволило бы снизить удельный расход электроэнергии, так как процесс дробления менее

энергоемок и сократить число дорогостоящих мельниц. Однако еще более важными показателями в данном случае могут служить выход алмазов из сырья и их товарная стоимость, что определяется избирательностью процессов дезинтеграции. Для прогноза эффективности применения указанной схемы достаточно определить относительную избирательность процессов.

Внедрение вибромельниц VM-200м на обогатительных фабриках позволило значительно повысить извлечение алмазов физико-химическими методами обогащения.

3.3.2. Гравитация

Для получения грубых концентратов используют гравитационные процессы – концентрацию в чашах, отсадку, обогащение в тяжелых суспензиях, на винтовых сепараторах и столах. Эти процессы основаны на несколько большем удельном весе алмазов по сравнению с минералами пустой породы.

Конечная обработка гравитационных концентратов для сокращения их объема и извлечения алмазов осуществляется различными методами. Для этой цели используют обогащение на липких поверхностях (жировой процесс), электрическую сепарацию, избирательное измельчение, рентгенолюминесцентную сепарацию, флотацию, разделение в тяжелых жидкостях и ручную сортировку.

Концентрация в чашах применяется с равным успехом как для обработки песков, так и для обработки руд коренных месторождений. Чаша представляет собой металлический кольцеобразный сосуд с вертикальными стенками. Иногда стенки по внешней окружности делаются слегка наклонными.

Для удаления хвостов и шламов в чанах предусмотрен сливной порог в виде прямоугольного выреза со стороны внутренней стенки. Высота и ширина порога регулируется в зависимости от характера обрабатываемого материала.

Для взмучивания материала и перемещения концентрата по дну чаши к выпускному отверстию имеется специальный механизм.

Производительность чаши зависит от ее размеров (производительность чаши диаметром 4 270 мм колеблется от 25 до 40 т/ч) и в большей степени от характера обогащаемого сырья. Так, при обработке алмазосодержащих туфов месторождения Маджаган (Индия) максимальная производительность чаши диаметром 2 440 мм составляет только 5 т/ч.

Извлечение алмазов в концентрационных чашах составляет 80–90 %, иногда оно достигает 95 % и более.

Слив первичных чаш часто обрабатывают вторично в контрольных чашах. Концентраты с обеих чаш объединяют и направляют в дальнейшую обработку. Иногда применяется трехкратная обработка в концентрационных чашах. Концентрационные чаши применяют на многих предприятиях: они установлены не только на старых, но и на вновь построенных или реконструированных фабриках. Достоинствами этих аппаратов является простота устройства, большая производительность, малый расход воды и сравнительно высокая степень концентрации. Отделение тяжелых минералов от пустой породы в концентрационных чашах особенно эффективно, если в руде имеется соответствующее количество глины для образования пульпы (ванны), которая способствует выносу легких частиц руды, не препятствуя осаждению тяжелых минералов.

Отсадка до недавнего времени была одним из наиболее распространенных процессов гравитационного обогащения алмазосодержащих руд и россыпей.

При обогащении алмазов отсадка может производиться без постели с разгрузкой концентрата с решета и с искусственной постелью с разгрузкой концентрата под решето. Отсадка без постели обычно применяется при незначительном содержании тяжелой фракции в обогащаемом материале. В этом случае концентрат снимают с решета два-три раза в смену. Чаще всего отсадку проводят с искусственной постелью с получением подрешетного концентрата.

Обогащаемый материал перед отсадкой подвергается классификации по узкой шкале. Коэффициент шкалы классификации обычно не превышает 2.

К недостаткам отсадки относятся большой удельный расход воды, значительное число работающих агрегатов, необходимость большого штата обслуживающего персонала, большой расход сит на предварительное грохочение перед отсадкой и в отсадочных машинах.

В России для обогащения алмазов с разгрузкой с решета используются отсадочные машины типа МОД-4, с разгрузкой концентрата под решето – машины серии МО-105, МО-212, МО-318, а также применяются машины типа ОПМ-12, ОПМ-13 и ОПМ-14.

Концентрация на винтовых сепараторах применяется для обогащения мелкого класса (менее 2 мм). У нас используются винтовые сепараторы типа СВ-2-200, СВ-1500А. Сепаратор СВ-1500А состоит из винтового желоба в 3,5 витка, укрепленного на каркасе. В середине имеется центральная труба, к которой крепится желоб. Внешний борт винтового сепаратора желоба выше внутреннего и верхняя кромка предотвращает перелив питания. Выход концентрата составляет 35–40 %.

Обогащение в тяжелых суспензиях в настоящее время получило широкое применение на многих фабриках. Благодаря простоте, высокой эффективности и экономичности этот метод во мно-

гих случаях вытеснил отсадку и концентрацию в чашах. Обогащение в тяжелых суспензиях осуществляется в сепараторах, а мелкого материала (менее 1,5 мм) – в гидроциклонах, которые обеспечивают достаточную четкость разделения при плотности суспензии значительно меньшей, чем в обычном сепараторе. В качестве утяжелителя используют измельченный магнетит или ильменит, которые часто получают попутно в процессе извлечения алмазов при доводке концентратов, а также молотый гранулированный ферросилиций.

На протяжении нескольких лет у нас и за рубежом ведутся исследования по обогащению алмазосодержащих руд и россыпей в тяжелых жидкостях – Клеричи, М-45, сульфамате свинца, тетрабромэтаноле и др. При испытаниях с применением гидроциклона получено извлечение более 99 % алмазов крупностью до 0,000 33 кар. Для хорошего разделения в тетрабромэтаноле необходимы гидроциклоны малого диаметра.

Предполагается, что в результате этих исследований может быть разработан комбинированный процесс с применением последовательной обработки в тяжелых суспензиях и тяжелых жидкостях, который сможет заменить обогащение в концентрационных чашах, отсадку, жировой процесс и ручную сортировку.

Для гравитационного обогащения алмазов в зарубежной практике большое внимание уделяется трубчатому гидравлическому сепаратору «Лаводюн». Для обогащения более тонкого материала сконструирован аппарат «Лавофлюкс», разделение в котором происходит в ламинарном потоке. Обогащение производится в наклонных трубках прямоугольного сечения. Обогащаемый материал подается в аппарат несколько ниже середины трубы. Тяжелые минералы оседают в нижней части трубы, образуя в этом месте подвижную постель. Осевшие частицы скользят в сторону разгрузки тяжелой фракции и попадают в боковое отверстие, через которое тяжелая фракция поступает в трубку и удаляется из аппарата.

3.3.3. Фотометрическая сепарация

При фотометрической сепарации используется высокая отражательная и рассеивающая способность алмазов, резко отличающая их от сопутствующих минералов. В этом процессе на алмазосодержащий материал направляется пучок света, который, отражаясь, попадает на фотоэлемент, представляющий собой часть электрической цепи. В цепи возбуждается ток и срабатывает автоматическое устройство, позволяющее отделить алмазы с некоторым количеством зерен пустой породы от материала, не содержащего алмазы.

Впервые фотометрический сепаратор был испытан в производственных условиях на руднике «Премьер» (ЮАР), где алмазы извлекают

из кимберлитов, а затем на предприятии фирмы КДМ, где алмазы встречаются в аллювиальных песках.

Исследовательской лабораторией в Йоганнесбурге разработана установка с сепаратором для извлечения крупных алмазов. Она состоит из бункера для исходного материала, конвейера с резиновой лентой, ленточного питателя, обеспечивающего равномерное распределение на ленте обрабатываемого материала при достаточном расстоянии между частицами алмазов и породы. На пути от бункера к световому потоку располагается экран, заслоняющий световой поток, который падает на движущийся по ленте материал от оптической системы, воспринимающей свет, отраженный поверхностями алмазов. Частично свет отражают и некоторые минералы пустой породы, но его интенсивность очень мала и при достаточно больших расстояниях между частицами этих минералов оптическое устройство не приводит в действие исполнительный механизм.

Свет, отраженный от алмазов и воспринимаемый специальным оптическим устройством, преобразуется фотоэлементом и электронным устройством в ток, приводящий в действие исполнительный механизм, который открывает затвор в трубе для разгрузки концентрата и одновременно перекрывает трубу для хвостов. После того, как алмазы выделены, автоматически закрывается труба для выпуска алмазов и открывается труба для хвостов.

Известно устройство для сепарации алмазосодержащих материалов, содержащее транспортирующий механизм, источник импульсного возбуждения, фотоприемник, установленный со стороны падающего рентгеновского излучения или со стороны, противоположной падающему рентгеновскому излучению, блок обработки сигналов интенсивности люминесценции, блок выработки команд с исполнительным механизмом, отличающимся тем, что он снабжен блоком вычисления величины соотношения компонент люминесценции, выполненным в виде программируемого контроллера.

Блок обработки сигналов люминесценции выполнен в виде аналого-цифрового преобразователя, при этом выход источника импульсного возбуждения соединен с первым входом программируемого контроллера и со вторым входом аналого-цифрового преобразователя, выход фотоприемника соединен с первым входом аналого-цифрового преобразователя, выход которого соединен со вторым входом программируемого контроллера, выход которого соединен с входом блока выработки команд исполнительного механизма.

Фотометрический метод сепарации может быть использован для контроля эффективности применяемых процессов обогащения и как самостоятельный процесс извлечения в тех случаях, когда содержание темных алмазов невелико.

3.3.4. Люминесцентная сепарация

Люминесцентная сепарация – это метод разделения, основанный на избирательной способности алмазов излучать видимый свет – люминесцировать. Явление люминесценции алмазов складывается из двух процессов – поглощения возбуждаемой энергии и ее излучения. Люминесценция алмазов возбуждается поглощением ультрафиолетового, рентгеновского и гамма-излучения, а также бомбардировкой частицами высокой энергии (катодными лучами, бета- и альфа-частицами). Для извлечения алмазов практическое применение нашли рентгенолюминесценция и радиолюминесценция.

Причина люминесценции алмазов до сих пор точно не установлена. Принято считать, что она обусловлена примесями, присутствующими в кристаллической решетке алмаза, но этой точке зрения противопоставляются соображения индийских физиков, которые объясняют люминесценцию алмазов особенностью их структуры.

Цвет и интенсивность рентгенолюминесценции отличаются у различных алмазов. Цвет изменяется от голубого и желтого до розового. С увеличением размера кристаллов алмаза интенсивность свечения повышается, но встречаются алмазы, не подчиняющиеся этой закономерности. Черные, непрозрачные алмазы (баллас, карбонадо), состоящие из мелких, беспорядочно ориентированных кристаллов, не люминесцируют.

В простейшем виде люминесцентная сепарация осуществляется в аппарате с визуальным обнаружением алмазов, светящихся в рентгеновских лучах, и ручным удалением кристаллов.

В автоматически действующих рентгенолюминесцентных сепараторах вместо визуального обнаружения и ручного удаления алмазов с транспортной ленты применяется фотоэлектронный умножитель, преобразовывающий световой импульс люминесценции в электрический, и исполнительный механизм, отбрасывающий светящиеся кристаллы алмаза в приемник.

Работа люминесцентного сепаратора основана на использовании избирательной люминесценции алмазов при возбуждении их источником ионизирующего излучения. Световая вспышка усиливается фотоумножителем, и электрический импульс заставляет срабатывать механическое устройство, отделяющее алмаз и некоторое количество породы в приемник.

Наряду с алмазами люминесцируют и некоторые сопутствующие минералы (циркон, шеелит, разновидности кальцита и др.). Количество световых вспышек на сепараторе поэтому обычно превышает количество содержащихся в материале кристаллов алмаза. В связи с этим выход

концентрата увеличивается. В случае большого количества других люминесцирующих минералов этот метод извлечения алмазов становится непригодным.

На обогатительных фабриках АК «Алмазы России – Саха» рентгенолюминесцентной сепарацией получают алмазы в количестве, определяющем более 90 % стоимости товарной продукции.

Эффективность применения РЛ-сепараторов российского производства определяется низкими затратами на обогащение руды крупностью +5 мм, высокими показателями извлечения алмазов, степенью сокращения руды и автоматизации технологического процесса, экологической чистотой технологии. Примерная технологическая схема с применением РЛ-сепараторов показана на рис. 3.1.

Спецификой северных условий является необходимость разогрева мерзлых руд перед обогащением, который осуществляется в мельницах самоизмельчения. Процесс рудоподготовки заканчивается формированием потоков мокрой руды различных классов крупности. Добыча алмазов из руды крупностью +5 мм производится с применением только РЛ-сепараторов. При добыче алмазов из руды крупностью –5 мм РЛ-сепараторы используют на стадиях предварительной и окончательной доводки, в пересчетных и контрольных операциях.

Основным направлением дальнейшего развития и совершенствования РЛ-сепарации алмазосодержащих руд с целью снижения эксплуатационных затрат и повышения качества продукции является создание гибких, управляемых, адаптируемых к изменению свойств обогащаемой руды и условиям эксплуатации РЛ-сепараторов повышенной производительности, селективности, надежности и стабильности работы.

Повысить эффективность селективности процесса сепарации можно за счет использования различий в кинетике рентгенолюминесценции сепарируемых минералов. Для этого устройство содержит транспортирующий механизм, источник импульсного возбуждения, фотоприемник, установленный со стороны падающего рентгеновского излучения или со стороны, противоположной падающему рентгеновскому излучению, выход которого соединен с входом блока выработки сигналов интенсивности люминесценции, блок выработки команд с исполнительным механизмом. При этом оно снабжено блоком вычисления величины соотношения компонента люминесценции, один вход которого соединен с выходом источника импульсного возбуждения, выход соединен с входом блока выработки команд с исполнительным механизмом, а второй вход соединен с выходом блока обработки сигналов интенсивности люминесценции, выполненным в виде логарифмического усилителя.

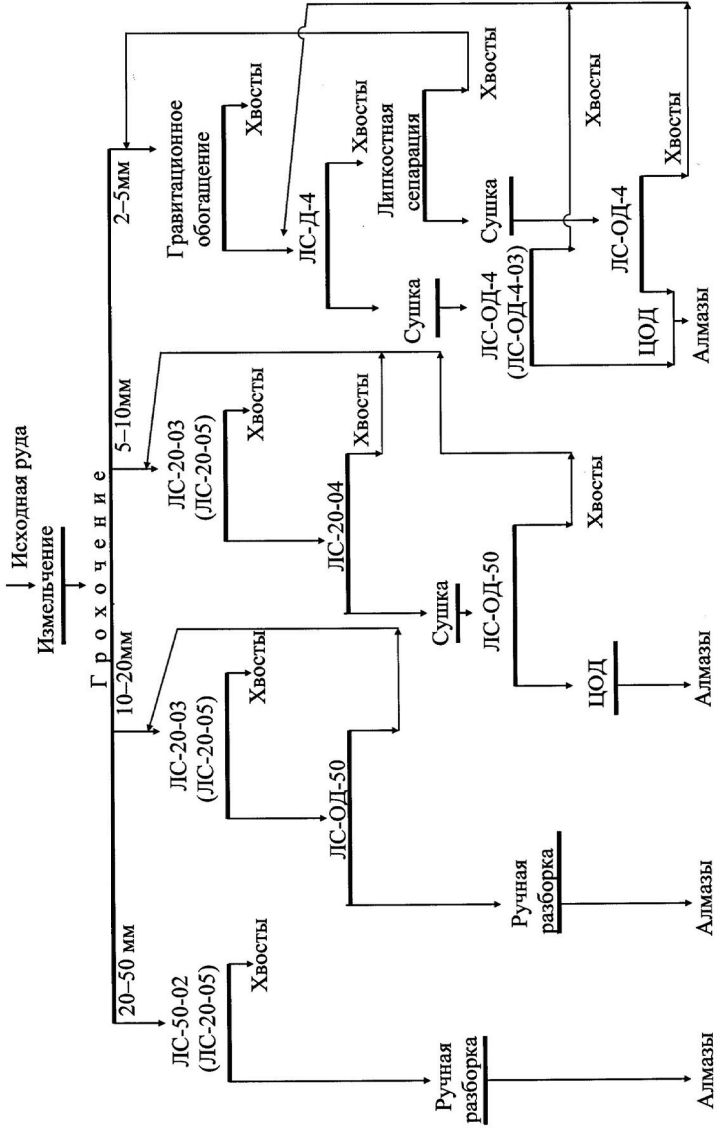


Рис. 3.1. Примерная технологическая схема с применением РЛ-сепараторов

Известен способ сепарации, который включает возбуждение люминесценции импульсным рентгеновским излучением длительностью, достаточной для разгорания длительной компоненты люминесценции.

В способе измеряют суммарную интенсивность короткой и длительной компонент люминесценции в момент действия импульса рентгеновского излучения.

Измеряют интенсивность длительной компоненты люминесценции с задержкой после окончания импульса рентгеновского излучения. Определяют критерий разделения по отношению уровня суммарной интенсивности короткой и длительной компонент люминесценции к уровню интенсивности длительной компоненты люминесценции и производят отделение полезного минерала. Технический результат – повышение селективности процесса сепарации за счет использования различий в кинетике рентгенолюминесценции сепарируемых минералов.

В ПО «Якуталмаз» изготовлена коллекция имитаторов различной интенсивности рентгенолюминесценции крупностью 20 мм для контроля сепаратора ЛС-20-05, обогащающего мокрую руду крупностью $-50+20$ мм.

Сепаратор был переведен в режим оптической абсорбции. При этом производительность сепаратора была снижена для обеспечения монослойного режима подачи руды с коэффициентом заполнения лотка 0,7–0,8, чтобы исключить возможное перекрытие алмазов и их имитаторов крупными кусками руды при более плотной упаковке. В 2000 г. на обогатительной фабрике № 12 Удачинского ГОКа АК «АЛРОСА» были проведены технологические испытания сепаратора в режиме оптической абсорбции.

Перевод сепаратора из режима рентгенолюминесценции в режим оптической абсорбции позволил повысить извлечение на 10 % и более за счет доизвлечения крупных алмазов с пониженной рентгенолюминесценцией. В режиме оптической абсорбции в концентрат извлекаются алмазы, интенсивность рентгенолюминесценции которых в 5 раз меньше, чем в режиме рентгенолюминесценции. В классе крупности $-50+20$ мм алмазов с интенсивностью рентгенолюминесценции менее $4 \cdot 10^{-11}$ Вт·ср⁻¹·(P/c)⁻¹ не обнаружено, следовательно, сепаратор должен быть настроен на указанный уровень разделения, что обеспечит максимальное извлечение крупных алмазов.

Использование режима оптической абсорбции повысило селективность процесса сепарации крупных алмазов и чувствительность сепаратора, сохраняя выход концентрата в допустимых пределах, т.е. не перегружая последующие стадии цеха доводки.

В течение последних 20 лет более 600 установок, созданных ПО «Буревестник» на основе рентгеновского излучения, использованы в ПО «Якуталмаз», а также большое количество продано за пределы России.

В ПО «Якуталмаз» применяются все виды выпускаемых нашей промышленностью рентгенолюминесцентных сепараторов (табл. 3.2).

Таблица 3.2

Типы российских РЛ-сепараторов, их основные и технологические показатели

Характеристика сепараторов	ЛС-50-02	ЛС-20-03	ЛС-20-04	ЛС-20-05*	ЛС-ОД-50	ЛС-ОД-4 ЛС-ОД-4-03*	ЛС-Д-4-02	ЛС-Д-4-03*
Год промышленного производства	1984	1984	1985	1994	1985	1992–1995	1992	1995
Применимость по стадиям обогащения	I	I	I, II	I	II, III	III	II	II
Влажность руды, %	15–50	15–50	15–50	15–50	15–20 20–50	Сухая	15–40	15–40
Крупность руды, мм	20–50	10–20 5–10	10–20 5–10	20–50 10–20 5–10	10–20 5–10	02–5 1–2	2–5	2–5
Производительность для различной крупности, т/ч	До 100	50 20	35 10	150 70 30	5 1 0,2	0,3 0,05	8	7
Извлечение, %	99	96–98	98	96–98	98–99	96–99	85–93	93–96
Степень сокращения	2 000	250–1 000	200–500	250–2 000	–	–	35–50	70–120
Порог разделения, Вт·ср (ρ/с) · 10 ⁻¹¹	5,0–8,0	1,5–2,0	1,5–2,0	1,5–2,0	1,0	0,15–0,4	0,5–1,0	0,5–1,0

*РЛ-сепараторы, планируемые к серийному производству.

Для первичного обогащения используют сепараторы ЛС-50-02, ЛС-20-03, ЛС-4-02, для доводочных операций – ЛС-20-04, ЛС-Д-4, РМДС-1, для окончательной доводки – ЛС-СД-50, ЛС-ОД-4, ЛС-ОД-2.

Сепараторы первичного обогащения применяются для работы на исходной измельченной руде $-50+2$ мм, соответственно, ЛС-50-02 для обогащения классов $-50+20$ мм, $-20+10$ мм, ЛС-20-03 может работать на классах $-20+8$ мм, $-8+4$ мм. Производительность на классе $-8+4$ мм в два раза ниже, чем на классе $-20+8$ мм.

В план ближайших и перспективных работ ПО «Буревестник» включено создание рентгенолюминесцентных сепараторов для алмазодобывающей промышленности с использованием микропроцессорной техники и адаптации к изменяющимся технологическим условиям.

Недавно запатентовано [35] устройство автоматической сортировки алмазов, движущихся по транспортной ленте. Материал освещается узким лазерным лучом. При помощи системы фильтров и линз детектируется антистоксовское люминесцентное излучение алмазов. Для исключения ошибок, связанных с фоновым излучением, из показаний датчика вычитаются данные измерений на частоте, близкой, но не совпадающей с антистоксовской. Алмазы при помощи струи воздуха сбрасываются с ленты в спецприемник. Частота сканирования составляет до 400 Гц, скорость движения ленты – до 5 м/с, разрешение – 0,5 мм.

3.3.5. Флотация

Процесс флотации основан на том, что чистые алмазы гидрофобны и при размере до 1,65 мм быстро всплывают на поверхность, в то время как минералы пустой породы, когда их поверхность очищена, гидрофильны и остаются в воде.

В настоящее время применяют пенную сепарацию и пленочную флотацию.

Пенная сепарация алмазов осуществляется в машинах пенной сепарации ПС-1.4, ПФМ-8, ПФМ-10.

В машинах ПФМ-8 и ПФМ-10 реализуется принцип пенной сепарации для разделения материала 1,0–2,0 мм (в пенном слое) и принцип флотации из объема пульпы материала крупностью 0,2–1,0 мм.

Разделение частиц минералов при пенной сепарации основано на различии в величине гистерезиса смачивания и возможности локального роста значений на участках поверхности пузырьков, прилегающих к периметру трехфазного контакта. При этом реагенты, обеспечивающие резкое различие между динамическим и статическим поверхностным на-

тяжением, будут, как и в случае пенной флотации, способствовать росту флотационной силы и крупности удерживаемых в пене частиц.

При пенной сепарации применяются реагенты: полифосфат натрия (50–80 г/т), аэрофлот (10–15 г/т), ОПСБ (10–30 мг/л), мазут (500–800 г/т).

При подготовке исходного материала к пенной сепарации предъявляются определенные требования к методу кондиционирования его с реагентами. Материал должен обязательно пройти операцию предварительного контактирования с реагентами-пептизаторами-собирателями, т.е. до начала сепарации он должен быть полностью обработан реагентами.

Задача кондиционирования состоит в том, чтобы обеспечить частицам руды такие свойства, при которых сепарация проходила бы наиболее эффективно. Это относится к свойствам минеральной поверхности, которые, в результате адсорбции на ней реагентов, изменяются. Кондиционирование алмазосодержащего сырья крупностью –2 мм с аполярными реагентами (мазutom) должно осуществляться при высокой плотности исходного питания, так как в данном случае передача реагента из нефтепродуктов происходит по твердой фазе (с частицы на частицу). К одним из визуальных методов контроля за качеством обработки исходного материала аполярными реагентами является наличие явно выраженных радужных пленок (мазутная побежалость) в твердой фазе материала, выходящего из кондиционера.

При ведении процесса пенной сепарации существенное влияние на технологические показатели оказывают:

- наличие в руде, поступающей на контактирование с реагентами, частиц менее 0,2 мм и тонких шламов (–0,040 мм);
- закрупление исходного питания частицами крупнее 2 мм;
- температура руды при агитации с реагентами;
- порядок и место подачи реагентов;
- время агитации руды с реагентами;
- отношение Ж:Т при кондиционировании.

Отрицательное действие частиц крупностью менее 0,2 мм связано с тем, что флотационные реагенты сорбируются (закрепляются) на частицах пропорционально их поверхности, а так как суммарная поверхность шламистых частиц во много раз больше поверхности крупных, то основная часть реагентов поглощается мелкими частицами.

Для крупных частиц, при наличии большого количества мелких, плотность покрытия реагентом их поверхности окажется недостаточной, чтобы они сфлотировались. В данном случае даже увеличение расхода реагентов не дает эффективных результатов, так как развитая поверх-

ность шламистых частиц и в этом случае адсорбирует на себя основную часть реагентов.

Тщательное обесшламливание (отмывка шламов) руды и использование (в присутствии шламов) полифосфата натрия или его заменителей как пептизаторов шламов (при малых его концентрациях в фазе) и как деэмульгатора стабилизированного шламами мазута (при повышенных концентрациях) является техническим требованием процесса.

Отрицательное влияние имеет температура руды при контакте ее с реагентами, если она ниже 16 °С. При низких температурах ухудшаются условия закрепления аполярных реагентов на частицах минерала. Отрицательное влияние на показатели пенной сепарации также оказывает закрупление исходного питания, т.е. присутствие в питании частиц крупнее 2 мм. Это ведет к дополнительным потерям алмазов в отвальных хвостах.

Пленочная флотация применяется как доводочная операция, в основном, для извлечения алмазов мельче 0,5 мм.

Перед флотацией материал подвергают очистке. Сначала производятся обезжиривание в горячей воде и оттирка в мельнице. Иногда для повышения активности алмазов и депрессии минералов пустой породы используют хлористый натрий и жидкое стекло.

На южноафриканских алмазоизвлекающих фабриках соответствующим образом подготовленную фракцию крупностью $-1,65+0,47$ мм эффективно обогащают в лабораторном стакане, где используется свойство алмазов всплывать в воде.

На многих предприятиях применявшаяся ручная разборка была целиком заменена этим способом обработки. В республике Гана в промышленном масштабе применяется процесс пленочной флотации алмазов крупностью до 1 мм.

Для этого используется ленточная машина, позволяющая механизировать процесс пленочной флотации. Флотационная машина состоит из стального каркаса, на котором смонтирована бесконечная лента шириной 300 мм и длиной между центрами 7,5 м, изготовленная из тканей проволочной фосфористо-бронзовой сетки с отверстиями размером 0,2 мм. В направлении движения лента на протяжении $2/3$ длины горизонтальна, затем она опускается вниз под крутым углом в бак с водой. Обогащаемый материал распределяется на ленте тонким слоем (толщиной примерно в два диаметра частиц) и медленно продвигается вперед. По мере того, как лента пересекает поверхность воды, алмазы и небольшое количество сопутствующих минералов всплывают на поверхность воды и переносятся через сливной порог в сборный карман, а хвосты оседают в баке.

В процессе пленочной флотации применяют небольшое количество нефтяного масла, которое добавляют в питание на небольшом расстоянии от места погружения ленты в воду.

В России разработан процесс флотомагнитной сепарации. В этом процессе разделение минералов определяется элементарным пленочным процессом флотации – переходом гидрофобных частиц с движущейся твердой поверхности на поверхность воды и последующее их транспортирование потоком воды в отдельный сборник.

Переход гидрофобных минеральных частиц на поверхность воды обусловлен взаимодействием нескольких сил, действующих на частицу. Причинами, препятствующими флотации, являются вес частицы и сила ее адгезии к твердой поверхности. Им противодействуют капиллярная сила и сила гидростатического давления на нижнюю грань частицы. При определенном соотношении этих сил происходит отрыв частицы от твердой поверхности. Для дополнительного удержания на ленте магнитных минеральных частиц с достаточно гидрофобными свойствами поверхности во флотомагнитном сепараторе используется магнитное поле, создаваемое постоянными магнитами.

Для более эффективного разделения применяются предварительная обработка материала реагентами-собирателями и регулирование ионного состава воды.

Удовлетворительная флотация природно-гидрофобных алмазов крупностью 0,79 мм может быть осуществлена с применением аэрофлота –25 вместе с крезоловой кислотой в качестве вспенивателя и с керосином, который играет роль вспомогательного реагента в качестве стабилизатора пены. Расход реагентов составляет около 68 г/т аэрофлота и 82 г/т крезоловой кислоты. Лучшие результаты получаются при pH от 7 до 9. Для полного извлечения всех флотируемых алмазов необходима продолжительность флотации от 5 до 10 мин. Алмазы крупнее 1,15 мм флотацией извлекаются неудовлетворительно. Ксантогенаты как собиратели не действуют на алмазы. Гидрофобные алмазы мельче 0,59 мм хорошо флотируются с добавкой только вспенивателя – соснового масла или реагента дюпон.

Частичная флотация мелких классов упорных гидрофильных алмазов может быть достигнута после предварительной обработки жирнокислотными мылами, катионными собирателями или другими реагентами, которые образуют гидрофобную пленку на алмазах. После промывки для удаления избытка реагента гидрофильные алмазы хорошо флотируются, но извлечение их значительно ниже, чем при флотации гидрофобных алмазов.

Извлечение дробленого борта из отходов промышленного производства лучше всего достигается флотацией после обработки алмазов смесью жирных кислот или катионными собирателями. Наиболее подходящими для этой цели оказались флотационные реагенты дюпон-23 и аэрофлот вместе с крезоловой кислотой. Оптимальные расходы составляют: 1,2 г реагента дюпон, 0,55 г аэрофлота и 1,4 г крезоловой кислоты на 1 л пульпы в ячейке. Оптимальное отношение твердого к жидкому – 1:4, для получения хороших результатов необходима щелочная среда. Алмазы крупнее 0,6 мм извлекаются неудовлетворительно, но для более мелких кристаллов флотация является хорошим процессом для извлечения алмазов из промышленных отходов.

3.3.6. Жировой процесс

Жировой процесс основан на избирательной способности алмазов удерживаться липкими (жировыми) поверхностями на границе раздела их с водой. При поступлении пульпы, содержащей алмазы, на жировую поверхность частицы гидрофильных минералов (кварца, кальцита и др.) не прилипают к ней и сносятся потоком воды, тогда как гидрофобные алмазы при контакте с жировой поверхностью прочно прилипают и удерживаются на ней. Этот процесс позволяет извлекать алмазы крупностью от 16 до 0,5 мм.

Для этого процесса вначале применяли стационарные столы, весьма простые в конструктивном отношении. Они представляли собой слабо наклонную деревянную или металлическую поверхность с продольными бортами. Часто этим столам придавалась форма каскада в несколько ступеней. Стол подвешивался на тросах. Поверхность столов смазывалась липкой мазью специального состава (жиром), обладающей свойством смачивать только алмазы и тем самым удерживать их на поверхности стола. Тонкий слой жира с прилипшими алмазами периодически снимают со стола.

В настоящее время разработаны и применяются усовершенствованные конструкции жировых столов и аппаратов. На столах вибрационного типа поперечное движение деки создается электрическим вибратором, лотки делают длиннее, шириной до 1 200 мм. Они могут быть расположены под меньшим углом, чем на обычном качающемся столе.

На фабрике в Бакванга (Конго, Киншас) создана конструкция стола с поперечным качанием, которая состоит из параллельной группы желобков, расположенных в направлении потока и покрытых жировой смазкой с обеих сторон. Такая конструкция значительно увеличивает поверхность улавливания алмазов, так как не прилипшие ко дну желобка алмазы отбрасываются на боковые стенки и прилипают к ним.

В последнее время широко используются барабанные сепараторы. Сепаратор представляет собой барабан, на который нанесен жировой слой (петралатум, подобный парафину, твердый и липкий, и индустриальное масло). Слой смазки составляет около 8 мм. Эта смазка имеет свойство переходить в жидкость при 90 °С, что используется при регенерации жирового слоя. Возле барабана с жировой смазкой установлен поролоновый валик, обтянутый войлоком. Материал подается между валиком и барабаном. Валик мягко прижимает алмазы на жировую смазку, а хвосты проходят дальше. Жировой слой по мере накопления в нем алмазов подвергается регенерации. Слой срезается ножом и подается в жировую топку. В топке находится вода. При нагревании до 90 °С жировой слой плавится, зернистый материал оседает вниз, а жир остается на поверхности. Затем алмазы спускают вниз топки до чистоты слива, доливают воду, жир поднимается на поверхность воды и со сливом уходит. Алмазы подвергаются доводке и сушке.

Эффективность жирового процесса зависит от свойств поверхности алмазов, сопутствующих минералов и пустой породы, а также от характера изменения этих свойств в различных условиях.

В результате исследований, проведенных в России, было установлено, что на поверхности алмазов при обычных температурах адсорбируется кислород, который в определенных условиях может увеличивать гидратацию поверхности алмаза. Это и является причиной повышенной смачиваемости поверхности алмазов из россыпных месторождений по сравнению с алмазами коренных месторождений. Для увеличения гидрофобности алмазов рекомендуется применение реагентов-собирающих гетерополярного и аполярного типов. Наряду с этим предлагается также вакуумирование под нагревом с целью десорбции кислорода.

В работе [36] установлен механизм воздействия продуктов электролиза воды на процесс липкостной сепарации, который заключается в активации поверхности алмазов слабощелочными продуктами электролиза с рН 8,5–10,6 и $E_h = -300\text{--}500$ мВ за счет растворения поверхностных полиминеральных пленок, снижения толщины двойного электрического слоя и сохранения физико-химических свойств жирового покрытия.

В работе [9] предложен метод бездиафрагменной электрохимической водоподготовки в процессе липкостной сепарации, обеспечивающий получение оптимальных физико-химических характеристик оборотной воды, очистку и активацию поверхности алмазов, максимальную адгезионную способность жирового покрытия и, как следствие, повышение эффективности процесса липкостной сепарации. Внедрение данного метода позволило получить прирост извлечения алмазов по пределу липкостной се-

парации на фабрике № 3 МГОКа по классу $-5+2$ мм в среднем на 2–3 %; удельный расход электроэнергии составил $\sim 0,15-0,25$ кВт \cdot ч/м³ обрабатываемой воды.

В результате испытаний было установлено следующее.

1. Использование минерализованной оборотной воды фабрики 12 вместо чистой воды Сытыканского водохранилища в схеме транспорта питания РЛС первой очереди фабрики 12 и орошения питания липкостной сепарации перед подачей на барабаны СЛБ не приводит к ухудшению технологических показателей процесса.

2. Электрохимическая обработка оборотной минерализованной воды перед подачей в процесс транспорта питания РЛС и орошения в цикле липкостной сепарации позволила получить средний прирост общего извлечения алмазов класса $-5+2$ мм по первой очереди – 0,7 % (среднее извлечение 98,9 % при обработке оборотной минерализованной воды, среднее извлечение 98,2 % без обработки оборотной минерализованной воды). Прирост общего извлечения алмазов класса $-5+2$ мм составил в среднем 0,3 % по первой очереди с учетом среднего прироста общего извлечения по второй очереди за аналогичные периоды.

3. Электрохимическая обработка оборотной минерализованной воды была проведена при общей производительности электрохимических кондиционеров $Q = 15-20$ м³/ч и плотности тока на электродах 8–80 А/м². Параметры обработанной воды в период испытаний были следующие: рН $\sim 8,5-9,0$, $E_h = -20 \div 120$ мВ (при исходных значениях рН $\sim 6,5-7,0$, $E_h = +250 \div 300$ мВ). В данных режимах обработки минерализованной воды также происходит создание стабилизационной антикоррозийной защиты, достигаемой за счет изменения значений окислительно-восстановительного потенциала воды от +300 мВ (исходная) до –120 мВ (обработанная) и поступления в обрабатываемую исходную воду ионов двухвалентного железа в определенной концентрации. На основании полученных результатов рекомендовано перевести вторую очередь цеха доводки на использование электрохимически обработанной оборотной минерализованной воды.

Якутнипроалмаз разработал и опробовал экспериментальную установку и новую методику оценки прочности закрепления минеральных зерен в зависимости от скорости внедрения частиц и консистенции липкого состава. В результате было установлено, что наиболее эффективное разделение алмазов от сопутствующих минералов достигается при малой скорости внедрения (1–1,5 м/с) в липкое покрытие.

Для повышения извлечения алмазов на промышленном сепараторе должно обеспечиваться многократное контактирование зерен с липкой поверхностью.

Разработанная методика позволила оптимизировать параметры процесса и сформулировать требования к конструкции нового липкостного сепаратора.

Процесс извлечения алмазов этим методом сравнительно прост. Он механизирован, требует мало времени и потери алмазов невелики. Извлечение достигает 99–99,8 %.

Процесс липкостной сепарации используется для доводки гравитационных концентратов крупностью –5+2 мм на всех фабриках и драгах АК «Алмазы России – Саха». Процесс основан на различии гидрофобных свойств алмазов и сопутствующих минералов, проявляющееся на границе раздела фаз аполярное вещество (липкий состав) – вода. С целью совершенствования технологии и оборудования липкостной сепарации проведены исследования свойств обогащаемых руд, закономерностей адгезионной связи минералов с липкими свойствами, свойств поверхности алмазов и адгезионных характеристик липких композиций.

В результате было установлено, что с уменьшением скорости (или силы внедрения кристаллов алмазов) относительная прочность их закрепления по сравнению с аналогичным показателем для зерен сопутствующих минералов увеличивается, а ее абсолютное значение, кроме того, зависит от консистенции липких композиций. Было также установлено, что прочность адгезионной связи одного и того же кристалла алмаза зависит от его положения в момент контакта с липкой поверхностью. Это определяет вероятностный характер закрепления алмазов и, следовательно, необходимость многократного контактирования кристаллов с липкой поверхностью для их полного извлечения на промышленных аппаратах.

Результаты исследований реализованы в новой конструкции сепаратора, внедренного на одной из фабрик компании. Сепаратор оснащен лентой шириной 1 000 мм, огибающей два барабана, питателем, устройствами для нанесения и съема липкого покрытия, вибратором, обеспечивающим вибрацию обеих ветвей ленты с заданными параметрами и вынесенным из зоны абразивного износа. В комплектацию сепаратора входят шкаф управления и устройства, обеспечивающие работу как в ручном, так и в автоматическом режимах.

В качестве липкого покрытия рекомендуется двух- или трехкомпонентная смесь нефтепродуктов, включающая петролатум и товарные масла. Включение в состав покрытия модифицирующих добавок (низкомолекулярных веществ) увеличивает его адгезию к поверхности алмазов и обеспечивает высокую степень концентрации при сепарации.

Институтом Якутнипроалмаз разработан сепаратор СЛ-10, предназначенный для доводки алмазосодержащих гравитационных и других концентратов первичного обогащения.

Принцип работы аппарата основан на различии адгезионного взаимодействия гидрофобных и гидрофильных минералов с липкой поверхностью в присутствии воды. В качестве липкого состава используется запатентованная смесь нефтепродуктов специального состава, включающая высокомолекулярные ингредиенты, оптимальное соотношение которых подбирается с учетом особенностей обогащаемого сырья. Конструкция сепаратора предусматривает наложение определенной вибрации на движущуюся ленту, что позволяет повысить извлечение алмазов. Процесс управления сепаратором автоматизирован и предусматривает автоматическое нанесение липкого состава на ленту, обеспечение заданного программой цикла работы, включая подачу воды и питания, а также сьем липкого покрытия.

3.3.7. Электрическая и магнитная сепарация

Электрическая сепарация основана на использовании небольшой разницы в электропроводности алмазов и сопутствующих минералов. Алмаз плохой проводник электричества, тогда как большинство минералов породы являются сравнительно хорошими проводниками.

Для обогащения алмазов получила распространение сепарация в поле коронного разряда. Коронный разряд в отличие от искрового возникает только в неоднородном электрическом поле в небольшой области около тонкого проводника и не распространяется до противоположного электрода. Для электросепарации алмазов применяются только барабанные сепараторы, работающие при напряжении 20–25 кВ.

Разработаны барабанные сепараторы, позволяющие выделять алмазы крупностью до 9,5 мм.

Для повышения эффективности процесса материал перед электро-сепарацией подвергается специальной подготовке.

Влажность является основным фактором, влияющим на электропроводность минералов. Изменяя ее, можно регулировать эффективность процесса. Оптимальная влажность, при которой различие в электропроводности разделяемых минералов достигает максимальных значений, имеет довольно узкие пределы. С увеличением содержания влаги выше этих пределов степень извлечения алмазов понижается, при уменьшении влажности резко падает степень концентрации.

В ряде случаев бывает необходимо перед сепарацией подогреть материал. Температура подогрева зависит от свойств обогащаемого материала.

Для повышения степени извлечения алмазов применяют также обработку материала перед электросепарацией различными реагентами. Такая обработка способствует изменению поверхности отдельных мине-

ралов в результате образования пленок различных веществ или, наоборот, очищает поверхности минералов.

В процессе наблюдения выяснилось, что лучшее отделение алмазов от пустой породы получается при использовании растворов, содержащих 0,5 % NaCl. Аналогичные результаты получаются при обработке KCl и NaF.

Есть результаты исследований по изучению свойств минералов руды карьера (Юбилейный), входящих в состав концентрата отсадки крупностью $-6,0+3,0$ мм и концентрата винтовых сепараторов крупностью $-3,0+1,2$ мм обогатительной фабрики № 8 АК «АЛРОСА». В работе [36] приведены результаты полупромышленных испытаний по мокрому магнитному обогащению вышеперечисленных концентратов. Исследована зависимость технологических показателей обогащения от величины магнитной индукции и производительности сепаратора. Показана перспективность использования мокрых магнитных сепараторов Механобра типа ЭВМ при обогащении алмазосодержащих руд. В работе [38] приведены результаты промышленных испытаний и внедрения сепаратора 2ЭВМ-36/100 на российских и зарубежных алмазодобывающих предприятиях.

В институте физики им. Киренского СО РАН совместно с Красноярским государственным техническим университетом была разработана методика выделения тонкодисперсных железосодержащих магнитных примесей из сухих алмазных порошков и суспензий (воде, маслах, спиртах и других дисперсионных средах). Данный метод заключается в применении импульсного высокоградиентного магнитного поля с градиентом, меняющим направление с задаваемой частотой. Тем самым магнитные частицы, подвергаясь воздействию магнитного поля, совершают возвратно-поступательное движение. Используя импульсное высокоградиентное магнитное поле, удастся разбить образованные флоккулы и отделить магнитное железо от немагнитной алмазосодержащей фракции.

Апробация метода проводилась на разработанной и изготовленной установке. Возможность изменения сигнала электропитания делает данную установку универсальной и применимой как для сепарации порошков, так и для сепарации различных суспензий. Данная установка способна создавать в рабочей зоне магнитное поле до 1 700 кА/м, частоту переключения градиента от 1 до 200 Гц и скважность сигнала от -50 до $+15$ %. Испытания установки проводились на искусственно полученных алмазосодержащих порошках и суспензиях.

Испытания показали эффективность используемого метода. Были выявлены частоты, при которых наблюдается эффективная очистка для сухой сепарации порошка – 40–50 Гц, для сепарации в воде и спиртах – 10–15 Гц, для сепарации в маслах – 1–5 Гц.

3.3.8. Ручная сортировка

Ручная сортировка иногда используется для выделения пустой породы и выборки алмазов из исходной руды. Чаще она применяется в последней стадии обработки для извлечения алмазов из концентратов жирового процесса и электросепарации.

Для извлечения алмазов из концентратов на конечной стадии обработки ручная сортировка производится при ярком рассеянном свете. В прямых лучах солнечного света ручную сортировку никогда не производят.

Ручная сортировка осуществляется на конвейерах и столах, поверхность которых покрывают черной резиной. Для обеспечения хорошего освещения над каждым столом вмонтированы флуоресцентные лампы.

3.3.9. Схемы извлечения алмазов. Фабрики

Современная технологическая схема российских обогатительных фабрик включает следующие операции: самоизмельчение исходной руды и циркулирующих продуктов; обезвоживание; гидроклассификацию и грохочение разгрузки мельниц; рентгенолюминесцентную сепарацию классов $-50+20$, $-20+10$ и $-10+5$ мм; отсадку класса $-6+2$ мм; обогащение на винтовых сепараторах класса $-5+0,5$ мм и флотацию материала крупностью -2 мм. Доводку концентратов осуществляют по сложным комбинированным схемам с использованием липкостной, пенной, электрической, магнитной и рентгенолюминесцентной сепарации, флотации и обжига. На стадии окончательной доводки применяют тяжелые жидкости, химическую обработку алмазного продукта. На фабриках № 3 и 14 идет освоение тяжелосреднего гидроциклонирования концентратов отсадочных машин и винтовых сепараторов крупностью $-6(5)+1$ мм.

Различия в схемах извлечения алмазов из песков россыпных месторождений и кимберлитов имеются главным образом в начальных стадиях процесса (рис. 3.2, 3.3). При обогащении песков для раскрытия минералов применяют дезинтеграцию и промывку, а при обработке плотных кимберлитов – дробление и измельчение. Для песков россыпных месторождений, в которых алмазы находятся в свободном состоянии, первичное обогащение может быть достигнуто за счет удаления в отвал значительной части материала в виде крупной гальки и тонких шламов с помощью простейшего метода – грохочения. Для кимберлитов же требуются более сложные процессы.

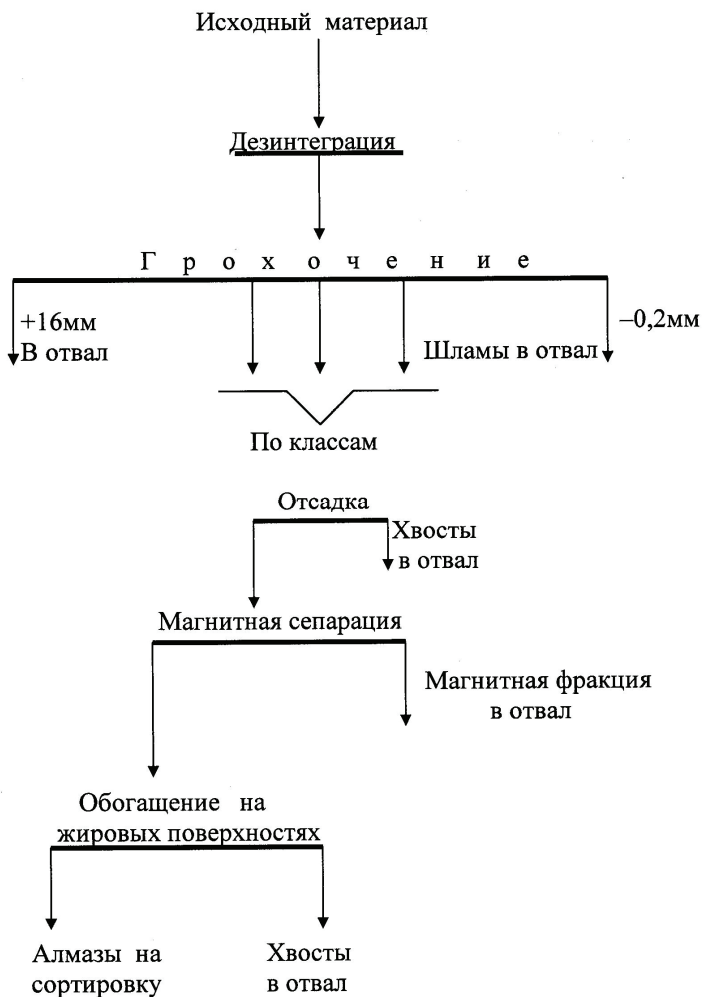


Рис. 3.2. Схема обогащение алмазосодержащих россыпей

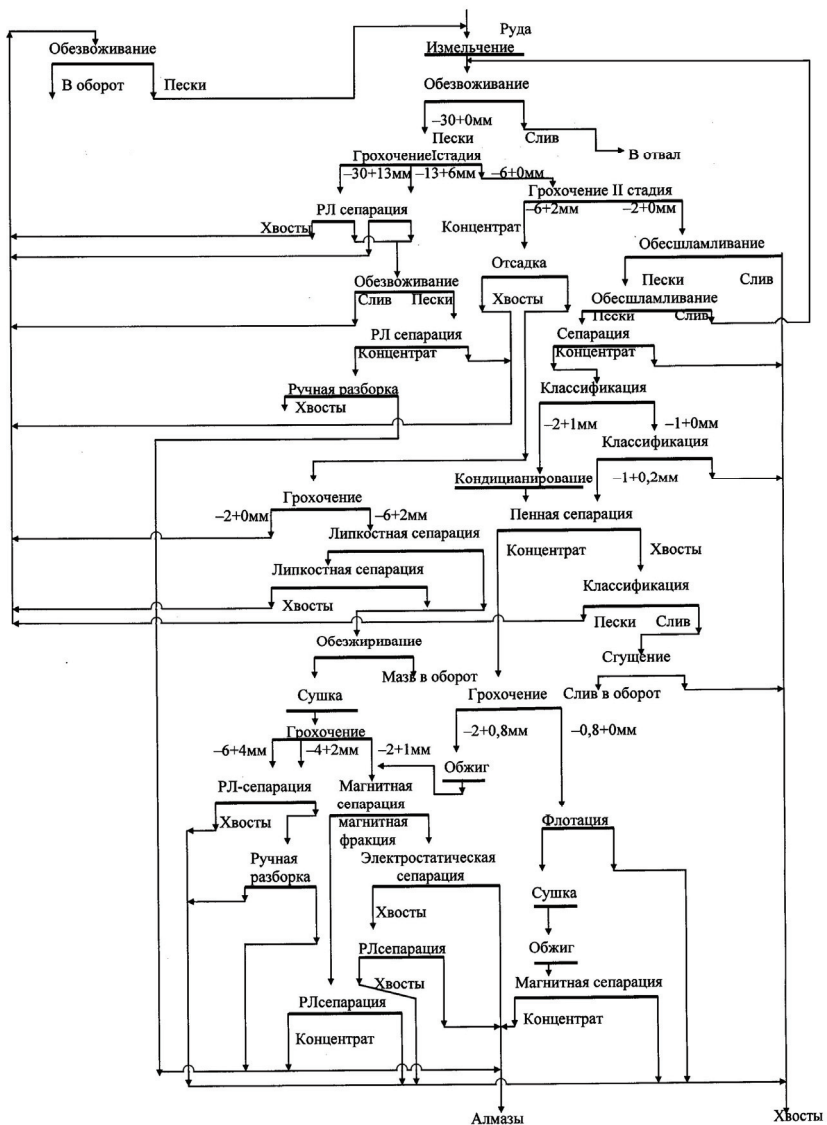


Рис. 3.4. Схема обогащения кимберлитов трубки «Удачная»

На выбор схемы обработки алмазосодержащих песков оказывают влияние минералогический состав и гранулометрическая характеристика, промывистость песков, степень окатанности и форма зерен песчано-галечного материала.

В зависимости от степени промывистости песков изменяется начальная стадия их обработки. Пески с небольшим содержанием глины направляют непосредственно на грохочение. При промывке и грохочении песков с высоким содержанием глины образуются глинистые окатыши, для выделения которых и извлечения из них алмазов в схемах предусматриваются специальные операции, что связано с дополнительными затратами.

Для получения высоких степеней обогащения, достигающих 20 000 000 и более при условии сохранения целостности кристаллов алмаза, обогащение производится стадийно. В каждой стадии материал, содержащий алмазы, отделяется от пустой породы, которая удаляется в отвал, а обогащенная фракция поступает на следующую стадию обработки.

Измельчение осуществляется в мельницах самоизмельчения.

На рис. 3.4 показана схема обогащения кимберлитов трубки «Удачная».

3.4. Производство изделий из алмазов

Из алмазов изготавливают ювелирные изделия и алмазные инструменты.

Алмазные инструменты можно разделить на две основные группы: инструменты из порошков алмаза и инструменты из кристаллов технических алмазов.

К первой группе инструментов относятся круги шлифовальные, круги отрезные, хонинговальные бруски, надфили, пасты и порошки алмазные.

Ко второй группе относятся резцы, волокнистые карандаши, иглы и ролики для правки абразивных кругов, а также стеклорезы.

Инструменты второй группы изготавливаются из кристаллов алмаза путем шлифования и доводки (огранки).

Для отдельных типов правящего инструмента и стеклорезов используются неграненые алмазы.

Сырьем для инструментов из кристаллов алмазов служат технические алмазы, причем более высокого качества по сравнению с алмазным бортом, предназначенным для дробления в порошки.

К р у г и ш л и ф о в а л ь н ы е состоят из корпуса и рабочего алмазного слоя. Корпуса изготавливаются из стали, алюминиевых сплавов или полимеров.

Алмазоносный слой состоит из алмазного порошка, связки и наполнителя.

В настоящее время выпускаются два вида кругов – на металлических и органических связках.

Алмазные круги выпускаются 25-, 50- и 100-процентной концентрации алмазного зерна. За 100-процентную концентрацию в практике принято считать $0,878 \text{ мг/мм}^3$, что соответствует 4,39 кар в 1 см^3 алмазного слоя.

Алмазные круги изготавливаются не только на различных связках и с различной степенью концентрации алмазов, но и с различной формой и зернистостью.

В настоящее время алмазные круги изготавливаются методом порошковой металлургии. При этом металлические или органические порошки тщательно перемешиваются с классифицированным алмазным порошком в определенных пропорциях, спрессовываются и затем спекаются.

Давление прессования зависит от величины зерна алмаза. Для мелкого алмазного зерна (А5, А3 и др.) оно достигает 100 кг/мм^2 .

Важное значение имеют выдержка под прессом в течение 2–3 мин при рабочем давлении и последующее постепенное снятие давления. Этим уничтожается обратное действие упругих сил, вызывающих расщепление прессовки.

Спекание производится при температуре ниже точки плавления основного компонента. Спекание повышает механическую прочность алмазного инструмента.

К р у г и о т р е з н ы е выпускаются двух видов: со сплошным режущим слоем (алмазоносным кольцом) и прерывистым режущим слоем (сегментные круги).

Значительный интерес представляют сегментные круги. Такой круг состоит из стального тонкого диска-сердечника и прикрепленных к нему сегментов. В качестве материала для диска применяется сталь марки 50Г. Алмазные сегменты изготовляют методом порошковой металлургии и затем приваривают к стальному диску.

В качестве связки для прочного удержания алмазных частиц используются металлические порошки зернистостью от 5 до 50 мкм. Состав связки выбирают в зависимости от физико-химических свойств разрезаемого материала с таким расчетом, чтобы получить сегменты средней, высокой и весьма высокой твердости. Так, например, кругами со связкой на стальной основе режут гранит, бетон, шифер, огнеупоры, а кругами со связкой на медной основе – корунд, мрамор, известняк, стеатит, стекло, керамику, твердые сплавы.

Для изготовления алмазных колец отрезных кругов применяют алмазные порошки зернистостью от А5 до А50 с концентрацией 25, 50 и 100 %.

Алмазные порошки представляют собой дробленые осколки или монокристаллы правильной кристаллической формы определенных размеров. За размер принимается половина суммы длины и ширины проекции зерна на предметное стекло микроскопа.

Алмазные порошки поставляются сухими в стеклянных банках в количестве 1, 2, 3, 5, 10, 15, 25, 35, 50 и 100 кар. Каждая партия порошка сопровождается сертификатом с анализом зернового состава. При доводке алмазными порошками в незакрепленном (свободном) состоянии их смешивают с растительным маслом в пропорции 5–10 капель масла на 1 кар порошка. Вместо растительного можно применять вазелиновое масло.

А л м а з н а я в о л о к а состоит из кристалла, ограненного по трем плоскостям, с просверленным и отполированным каналом. Закрепляется волокна в металлической оправе.

Для изготовления волок применяются алмазы высокого качества весом 0,12 кар и более в зависимости от диаметра отверстия.

Процесс изготовления алмазных волок состоит из огранки опорных плоскостей, сверления и шлифования канала волокна, закрепления алмаза в оправе и полирования канала.

Огранка плоскостей алмаза осуществляется с помощью вращающихся чугунных дисков, шаржированных алмазным порошком зернистостью А5 в смеси с оливковым маслом. Скорость вращения диска равна 30–45 м/с.

Сверление входного отверстия выполняется на специальной высокочастотной установке.

Шлифование каналов волокна ведется электро-химико-механическим способом. С этой целью в качестве электролита используются алмазный порошок и раствор калиевой селитры.

Закрепление алмаза в оправе производится с помощью припоя.

Полирование канала осуществляется стальной нитью, шаржированной алмазным порошком зернистостью АМ-10. Алмаз закрепляется в патроне шпинделя, который вращается со скоростью 2 000 об/мин. Нити сообщается возвратно-поступательное движение со скоростью 1 500 двойных ходов в минуту. Патрон с закрепленным в нем алмазом совершает колебательное движение относительно оси нити с углом колебания $\pm 10^\circ$.

Алмазные волокна незаменимы для волочения проволоки, для которой требуется особая точность размера, совершенная округлость и гладкая поверхность. Стойкость алмазных волок в сотни раз выше стойкости твердосплавных волок. Они обеспечивают получение проволоки с более жесткими допусками и высокую производительность волочения.

Потребление ювелирных алмазов неизменно возрастает и спрос на них значительно превышает предложение.

Глава | ТЕХНОЛОГИЯ

4 | БАРИТА

Из многих известных в природе баритсодержащих минералов наибольшее значение имеют барит и витерит. Причем второй крупных месторождений не образует, поэтому применяется меньше первого.

Мировые ресурсы барита на 2005 г. составляли около 2 млрд т, из которых 60 % приходится на страны Азии, до 15 % – на страны США. Крупнейшими держателями являются Казахстан (152 млн т), Китай (40 млн т), США (30 млн т) [1–4].

Общий баритовый потенциал России оценивается в 165,3 млн т, из них балансовые запасы составляют до 30 млн т, сосредоточенные в Толчинском (Хакасия), Хойленском (Республика Коми), Первомайском, Ново-Урском, Белоключевском, Кварцитовой Сопке (Кемеровской области) месторождениях.

Хойленское месторождение является одним из самых перспективных в России. Его запасы подготовлены под открытую разработку. Общие ресурсы месторождения составляют около 20 млн т [3].

На 2007 г. разведанные запасы Хойленского месторождения, доступные для открытой добычи, составляли 3,5 млн т, но комбинат не производил и не отгружал продукцию в связи с процессом смены собственника на комбинате. Запланировано выпускать баритовый концентрат с начала 2008 г.

Мировое производство барита в 2000 г. составило 6 200 000 т, продаж и потребление – 2 100 000 т, цена за тонну барита составляет 43,83 дол. 98 [1–4].

За тонну кусковой руды, отгружаемой с Хойленского месторождения, предполагается получать 45–50 дол., а за обогащенный концентрат – по 150 дол.

Мировое потребление барита в 2005 г. составило 7,8 млн т по сравнению с 6,4 млн т в 2004 г. Основной причиной этого явился повсеместный рост буровых работ на нефть и газ, чему в первую очередь способствовал высокий уровень цен на нефть, установившийся на мировом рынке [3].

К 2010 г. прогнозные оценки позволяют предположить, что уровень потребления барита в России возрастет до 800–900 тыс. т в год. На

2005 г. основным поставщиком барита в России, обеспечивающим 10 % потребности страны, был ОАО «Салаирский ГОК», разрабатывающий месторождение Кварцитовая Сопка, где барит является сопутствующим материалом и его содержание в комплексных сульфидных рудах не превышает 15 %.

Дефицит барита в России покрывается импортом из стран дальнего зарубежья. Основным экспортером баритовых концентратов в РФ является Казахстан (Жайремское и Чиганакское месторождения) [3].

4.1. Свойства и применение барита

Барит (BaSO_4) – это природная серноокислая соль бария с содержанием $\text{BaO} = 65,7\%$.

Цвет чистых разновидностей барита снежно-белый. В зависимости от примесей бывает серый, желтоватый, бурый, коричневый и иногда черный барит. Встречаются прозрачные разновидности барита. Они называются оптическими баритами, так как используются при производстве оптического стекла.

Барит обладает стекляннным блеском, удельный вес его составляет 4,5, твердость – 3–3,5. Он поглощает рентгеновские лучи, в химическом отношении – инертен. Барит не растворим в воде, органических растворителях и слабых минеральных кислотах.

При восстановлении барита углеродом, коксом, антрацитом он переходит в растворимое соединение BaS .

Барит обладает рядом важнейших свойств:

- высоким содержанием бария;
- большим удельным весом;
- белизной;
- химической инертностью;
- способностью поглощать рентгеновские лучи;
- ядовитостью растворимых соединений бария.

Высокий удельный вес, химическая инертность обуславливают применение его в качестве утяжелителя глин, растворов при бурении нефтяных скважин.

За счет высокого содержания бария он нашел широкое применение как сырье для получения различных солей и препаратов бария.

Белизна определяет его применение в лакокрасочной промышленности (краски – белые и цветные, лаки) и при производстве бумаги.

Химическая инертность дает возможность использовать его в качестве наполнителя в резине, бумаге, красках и лаках.

Способность поглощать рентгеновские лучи является основой для применения его в специальных строительных материалах, при диагностике внутренних болезней.

Ядовитость бариевых соединений (в том числе и витерита) используется для борьбы с грызунами. Кроме того, барий применяется при производстве различных твердых пластмасс, взрывчатых веществ, в пиротехнике, стеклоделии и т.д.

4.2. Типы руд и месторождений барита

В отечественной промышленности различают собственно баритовые и комплексные баритовые руды. Первые представлены монобаритовыми, витерит-баритовыми, кварц-баритовыми и кальцит-кварц-баритовыми разновидностями, вторые – барит-флюоритовыми, редкометалльно-барит-флюорит-железорудными и барит-сульфидными (барит-колчеданными и барит-полиметаллическими).

Большая часть мирового производства барита приходится на комплексные сульфидно-баритовые руды, из которых он извлекается в качестве побочного продукта.

Баритовые руды образуются в месторождениях нижеописанных генетических типов.

I. *Эндогенные месторождения.*

1. Гидротермальные средне-низкотемпературные месторождения умеренных и малых глубин: 1) собственно баритовые, витерит-баритовые и барит-флюоритовые жильные и пластообразные; 2) барит-золото-полиметаллические жильные в эффузивных породах; 3) барит-полиметаллические стратиформные в карбонатных породах.

2. Вулканогенно-гидротермальные и вулканогенно-осадочные колчеданные месторождения.

II. *Экзогенные месторождения*

1. Обломочные и остаточные месторождения кор выветривания.

2. Осадочные хемогенные месторождения.

Г и д р о т е р м а л ь н ы е собственно баритовые, витерит-баритовые и барит-флюоритовые месторождения. Этот генетический тип месторождений весьма важный для барита и единственный для витерита. Он характеризуется высоким качеством руд. По форме рудных тел и способу выделения минералов среди этих месторождений различают жильные и пластообразные.

Для жильных месторождений основными рудными телами являются жилы, линзы и баритовые брекчии, образовавшиеся в результате выполнения различных тектонических полостей (отдельные трещины, системы трещин, зоны брекчирования). Жилы располагаются цепочками в виде кулис или слагают штокверки и брекчиевидные тела. Вмещающие породы – преимущественно осадочные песчано-сланцевые и эффузивно-осадочные, редко интрузивные.

Пластообразные месторождения формируются путем метасоматического замещения известняков, доломитов и эффузивных пород.

Размеры рудных тел месторождений обоих подтипов варьируют в больших пределах: от десятков и сотен метров до двух километров в длину при мощности от долей метров до пятнадцати метров. Тела прослеживаются на глубину нескольких сотен метров. Запасы баритовых руд в отдельных телах варьируют от 0,1 до 1 млн т.

По минеральному составу выделяют три разновидности руд месторождений этого типа: 1) баритовые (50–99 % BaSO_4); 2) витерит-баритовые (1–70 % BaCl_2); 3) барит-флюоритовые (1–70 % барита и 15–80 % флюорита). Из других минералов наиболее распространены кварц и кальцит. В небольшом количестве встречаются флюорит (в двух первых разновидностях руд), галенит, сфалерит, пирит, халькопирит, тетраэдрит, золото, серебро и киноварь. Руды первых двух разновидностей крупно- и мелкозернистые, высококачественные, обычно белого цвета, хорошо обогащаются.

Для месторождений характерна вертикальная зональность. Витерит отмечается в самых верхних частях рудных тел. Он обычно замещает барит, образуя псевдоморфозы по нему. Собственно баритовые руды также расположены в верхних частях рудных тел. С глубиной увеличивается содержание флюорита, кварца, кальцита и сульфидов. Вмещающие породы в наиболее дислоцированных приконтактных участках рудных тел подвергаются гидротермальному изменению: каолинизации, хлоритизации, серицитизации, пиритизации, окварцеванию и цеолитизации. Такие месторождения есть в Туркмении, Южной Осетии, Абхазии, Южном Казахстане.

Барит-золото-полиметаллические жильные вулканогенно-гидротермальные месторождения связаны с андезит-дацитовым наземным вулканизмом поздней стадии геосинклинального развития складчатых областей. На этих месторождениях барит является распространенным жильным минералом. Он выделяется в верхних частях жил и в околорудных измененных породах (зоны баритизации). Месторождения: Беганьское и Береговское (Закарпатье), Белореченское (Северный Кавказ), Туукское (Южный Казахстан).

Барит-полиметаллические стратиформные месторождения в карбонатных породах вместе с колчеданными месторождениями служат основным источником попутной добычи барита в СНГ (80 %). Руды данных месторождений – комплексные барит-свинцово-цинковые, но иногда на месторождениях встречаются и собственно баритовые руды.

Генезис месторождений спорный: одни геологи относят их к гидротермальным (телетермальным), другие – к хемогенным осадочным. Месторождения: Миргалимсай (Южный Казахстан), группа месторождений Миссисипи-Миссури (США), Барега на острове Сардиния (Италия).

Колчеданные (вулканогенно-гидротермальные и вулканогенно-осадочные) месторождения распространены чрезвычайно широко и связаны с субмаринным базальт-липаритовым вулканизмом ранних стадий эвгеосинклинального развития складчатых зон. Барит в них является, наряду с кварцем, жильным минералом и извлекается попутно. Месторождения: Маднеульское (Грузия); Ахтальское (Армения); Молодежное, Джусинское, Гайское (Южный Урал); Сокольное, Белоусовское, Зыряновское (Рудный Алтай); Новоурское (Кемеровская область); Жайремское (Казахстан).

Обломочные и остаточные месторождения кор выветривания. Барит накапливается в верхних, вскрытых эрозией частях месторождений. Наибольшее промышленное значение имеют элювиальные залежи, сложенные глиноподобной массой, содержащей обломки баритовых руд, мелкие кристаллы барита, пирита, иногда галенита и гидроокислы железа. На глубине элювиальные залежи нередко переходят в зоны окисления первичных руд. Месторождения: Медведевское (Южный Урал); месторождения штатов Миссури и Теннеси, обладающие 45 % запасов барита США и дающие 33 % его добычи.

Хемогенные осадочные месторождения достаточно широко распространены и представлены крупными пластовыми залежами собственно баритовых и реже сульфидно-баритовых руд, приуроченных к прибрежно-морским отложениям углисто-глинисто-кремнисто-сланцевой формации. Мощность баритовых пластов варьирует от долей до нескольких метров, а протяженность измеряется километрами. Пласты сложены массивными, конкреционными и вкрапленными рудами. Содержание барита в массивных рудах доходит до 90 %, в конкреционных – до 60 % и во вкрапленных – до 20 %.

Массивные руды концентрируются в нижних частях баритоносных горизонтов, а конкреционные и вкрапленные – в верхних. В баритовых пластах отмечается повышенная битуминозность, обуславливающая черную окраску барита, присутствуют примеси ванадия, стронция, фосфатов и сульфидов (преимущественно пирита). Месторождения: Паль-

никское и Хойленское (западный склон Полярного Урала); Чиганакское (Центральный Казахстан); Мегген (Вестфалия, Германия).

Техногенные образования барита представляют собой отвалы обогатительных фабрик, накопившиеся в результате многолетнего складирования тонкоизмельченных продуктов переработки комплексных руд – колчеданных, полиметаллических, из которых барит и другие жильные минералы (пирит, кварц, карбонаты) не извлекались. Отвалы с промышленным содержанием барита известны на месторождениях Салаирской группы (Россия), Минерал-Кинг (США) и Джайент (Канада).

В качестве второго техногенного источника барита могут стать продукты регенерации отработанных глинистых буровых растворов.

4.3. Технические требования к качеству барита

Отечественной промышленностью выпускается кусковой, молотый барит и баритовый концентрат. По физико-химическим показателям все виды барита делятся на 6 сортов: 1-й, 2-й, 3-й, 4-й, 5-й, 6-й.

По гранулометрическому составу молотый барит и баритовый концентрат делятся на 2 класса: класс А (наполнитель) и класс Б (утяжелитель).

Барит должен соответствовать показателям, приведенным в табл. 4.1–4.3.

Для главного потребителя молотого барита – нефтяной и газовой промышленности – самыми важными показателями являются удельный вес и тонина помола. Большое значение имеет также химическая инертность утяжелителя. Требования по удельному весу нормируются ГОСТом, в соответствии с которыми этот вес должен быть не менее 3,8. По показателю тонины помола утяжелитель отнесен к классу Б.

По требованиям к товарному бариту в США минимальное содержание в нем $BaSO_4$ составляет 90 %, причем химические сорта содержат до 96 % и даже больше. Ограничиваются примеси железа и кремнезема. На рынок барит поступает в кусковом (crude) или молотом (ground) виде. В США основную продукцию дают мономинеральные, барито-кварцевые месторождения и россыпи после отмывки и гравитационного обогащения. Барит, используемый в качестве наполнителя, а также пигмента, обычно обесцвечивают серной кислотой. Он носит название «прайм-

уйт». Темные нестандартные сорта также находят применение, но лишь в производстве цветных красок. Барит-утяжелитель, применяемый нефтяной промышленностью, выпускается разных сортов с различным удельным весом – 4,0; 4,35; 4,30. Содержание BaSO_4 в нем колеблется от 90 до 95 %; помол не крупнее 0,040 мм.

Таблица 4.1

Марки барита по ГОСТ 4682-84 (Статус: Действующий)

Марка	Код ОКП	Область применения
Класс А	176921 01 00	Для производства солей бария; электровакуумного и электролампового стекла, литопона, в качестве наполнителя красок
КБ-1	176921 0105 00	
КБ-2	176921 0106 10	
КБ-3	176921 0107 09	Для производства солей бария, литопона, в качестве наполнителя красок
КБ-4	176921 0108 08	В качестве наполнителя красок и в других областях промышленности
КБ-5	176921 0109 07	
КБ-6	176921 0111 02	
Класс Б	176921 02 00	Для утяжелителей буровых растворов
КБ-3	176921 0206 07	
КБ-5	176921 0207 06	
КБ-6	176921 0208 05	

Таблица 4.2

Технические требования к баритовому концентрату класса А по ГОСТ 4682-84 (Статус: Действующий)

Наименование показателя	Норма для марки					
	КБ-1	КБ-2	КБ-3	КБ-4	КБ-5	КБ-6
1. Массовая доля серно-кислого бария, %, не менее	95	92	90	87	85	80
2. Массовая доля двуокиси кремния (SiO_2), %, не более	1,5	1,5	2,5	3,5	4,0	4,5
Массовая доля железа в пересчете на окись железа (Fe_2O_3), %, не более	0,5	1,0	1,5	2,0	2,5	2,5
3. Массовая доля суммы кальция и магния в пересчете на окись кальция (CaO), %, не более	0,5	1,0	1,5	6	7	7
4. Массовая доля влаги в сушеном продукте, %, не более	2	2	2	2	2	2
5. рН водной вытяжки	6–8	6–8	6–8	6–8	6–8	6–8

Примечания: 1. Нормы по показателям 1–4 даны в пересчете на сухое вещество.

2. Допускается по согласованию с потребителем поставлять несухой баритовый концентрат с влажностью не более 12 %.

**Технические требования к баритовому концентрату
класса Б по ГОСТ 4682-84 (Статус: Действующий)**

Наименование показателя	Норма для марки		
	КБ-3	КБ-5	КБ-6
1. Массовая доля серно-кислого бария, %, не менее	90	85	80
2. Массовая доля водорастворимых солей, %, не более	0,35	0,45	0,45
3. Массовая доля влаги, %, не более	2	2	2
4. Массовая доля остатка после просева на сетке № 0071К по ГОСТ 6613-86, %, не более	6	6	6
5. Плотность, г/см ³ , не менее	4,2	4,1	4,0
6. Массовая доля фракции 5 мкм, %, не более	10	20	20
7. Массовая доля пирита, %, не более	6	6	6

Примечание. Нормы по показателям 1 и 2 даны в пересчете на сухое вещество.

Как и по большинству неметаллов, качество исходного сырья, из которого получается товарный барит, у нас не нормируется и ГОСТов на него не существует. Объясняется это чрезвычайным разнообразием геологических, технологических и экономических условий, которыми характеризуются месторождения и руды барита. Однако для оценки последнего все же необходимо знать, какое минимальное содержание барита должно быть в исходной руде.

В СНГ жильные месторождения богатых минеральных руд, дающих кусковой материал для химической промышленности, отличаются, как правило, высоким содержанием барита. Так, бариты ряда разрабатываемых мономинеральных месторождений Грузии содержат от 80 до 90 % барита; в месторождениях Азербайджана оно колеблется от 60 до 80 %, а в Армении от 83 до 91 %. В США кусковой барит частично добывается из месторождений, которые тоже характеризуются высоким содержанием барита – порядка 93–95 %.

Содержание его в мономинеральных и кварцевых рудах, требующих обогащения механическим способом, не превышает 30–50 %. Но промышленность в отдельных случаях использует и более бедные руды (содержание барита 7–8 %).

Несколько повышаются требования сортности исходной руды при использовании комплексных месторождений и мелковкрапленных руд, когда получение товарного баритового концентрата обязательно требует флотации.

В России содержание барита в комплексном сырье, флотуруемом Салаирской фабрикой, колеблется в пределах 20–26 %. В США тонковкрапленные руды пластового типа, обогащаемые флотационным способом, содержат около 30 % барита.

Обоснованная оценка возможна только в каждом конкретном случае на основе детальных расчетов, с учетом как геологических, так и экономо-географических факторов.

4.4. Обогащение баритовых руд

Выбор способа обогащения зависит от минерального состава, структуры руды, от размеров вкраплений, требований потребителя. При обогащении барита используется, в основном, его высокий удельный вес, значительная флотационная активность и химическая инертность барита. Некоторую роль играет способность кристаллов барита растрескиваться при нагревании и крайне низкая магнитная его проницаемость.

В настоящее время применяют радиометрические методы обогащения, промывку, гравитационные методы обогащения, термическое, химическое, магнитное и электрическое обогащение.

4.4.1. Радиометрическая сепарация

Радиометрические методы основаны на различиях в способности минералов испускать, отражать или поглощать излучения. В настоящее время известно свыше двадцати методов радиометрического обогащения, три из них (люминесцентный, рентгенорадиометрический и фотометрический) применяются для баритовых руд [39–41].

Обычно радиометрическая сепарация баритовых руд используется для предварительного обогащения начиная с крупности 150 мм. При этом удаляется 15–20 % отвальных хвостов, руда же обогащается по содержанию вредных примесей (пирита, кальцита).

4.4.2. Промывка, селективное измельчение, классификация и гравитационные методы обогащения

К основным процессам разрушения полезных ископаемых на обогатительных фабриках помимо дробления и измельчения относится процесс дезинтеграции, используемый преимущественно для разрушения

полезных ископаемых из вторичных месторождений. Месторождения полезных ископаемых этого типа имеют общую особенность, заключающуюся в том, что ценный компонент или цементирован, или загрязнен глиной или песчано-глинистой породой. Процесс дезинтеграции переложенных полезных ископаемых использует механическую неоднородность компонентов и гидронеустойкость глин – способность распускаться в воде на первоначальные частицы и агрегаты.

Дезинтеграция глинистых пород, их диспергирование происходит за счет механического воздействия рабочих органов аппаратов, воды и в некоторых случаях воздуха. Рабочие органы машин разрушают комья, увеличивают поверхность материала. При трении рабочих органов о материал тонкодиспергированные частицы переходят в воду, а к свежееобнаженным поверхностям обеспечивается доступ воды, растворяющей клеящие пленки гелей и соли, проникающей в поры, расклинивающей наслоение, механически разрыхляющей и снимающей частицы глины.

В зависимости от крупности прочного компонента, наличия песков и состава глинистых частиц используют грохочение или классификацию. Процесс, объединяющий в себе операции дезинтеграции, грохочения и классификации, реализованный в одном аппарате, называют промывкой.

Баритовые руды различных типов в разной степени поддаются обогащению. Наиболее обогатимы глинисто-баритовые и песчано-баритовые руды. Для таких руд достаточно одной промывки.

Так, на некоторых американских рудниках, разрабатывающих россыпи, одной отмывкой удается повысить содержание барита в продукте до 25–45 % при содержании его в исходном сырье менее 10 %. На мелких предприятиях США часто применяют переносные промывочные установки, работающие под открытым небом.

Для большинства руд одной промывки недостаточно, поэтому используют доводку гравитационными методами (отсадкой, концентрацией на столах и обогащением в тяжелых средах).

Примером применения промывки и гравитационных методов является руда Чордского месторождения мономинерального барита, где работает гравитационная фабрика. Операции производятся в следующей последовательности: крупное дробление отсортированной руды на щековой дробилке, измельчение на валках до 7 мм, мокрое грохочение с разделением на классы $-7+3$ мм и $-3+0$ мм. Каждый класс отдельно обогащается на отсадочной машине, мелкий класс флотируется.

Несмотря на большую разницу между удельными весами барита ($4,3-4,4$ г/см³) и достаточно полное раскрытие частиц минералов, техно-

логические показатели отсадки бывают невысокие; суммарное извлечение барита в концентрат составляет 76 %. Как показал анализ работы отсадочных машин, причиной их нестабильной работы является частое колебание содержания барита в руде – от 50 до 75 %. В таких условиях для поддержания оптимального выхода концентрата требуется регулирование высоты постели и амплитуды хода диафрагмы, которое трудно осуществить без остановки отсадочных машин.

Для установления возможности интенсификации процесса обогащения баритовых руд были проведены исследования по обогащению этих руд в гидроциклоне с применением в качестве утяжелителя баритового флотоконцентрата. В процессе исследований было изучено влияние соотношения Т:Ж и давления пульпы, минерального состава руды, соотношения диаметров сливной и песковой насадок гидроциклона, плотности суспензии на выход и качество баритового концентрата.

Было также установлено, что колебание содержания барита в руде от 30 до 75 % при неизменном режиме обогащения мало влияет на извлечение барита в концентрат, которое меняется от 90 до 95 %. При этом во всех случаях получается кондиционный концентрат с содержанием барита от 80 до 92 %. Плотность рабочей суспензии на выходе составляет $2,0 \text{ г/см}^3$, чего при давлении пульпы $1,5 \text{ кг/см}^2$ вполне достаточно для получения в песковой части оптимальной плотности разделения. Применение в качестве утяжелителя баритового флотационного концентрата упрощает схему регенерации суспензии.

Баритовую руду, содержащую глину, песок, кремниевую гальку, известняк, разделяют в процессе селективного измельчения и классификации. Селективное измельчение барита обусловлено его свойствами. Мягкий и рыхлый барит, имеющий большой удельный вес, при падении измельчается до более тонкого размера, чем все содержащиеся в руде примеси, которые обладают большей твердостью, чем барит, но имеют вдвое меньший удельный вес. За рубежом процесс измельчения осуществляют в восьмигранном барабане, диаметр которого подбирают соответственно свойствам руды.

Однако для других типов руд описанных выше методов недостаточно для получения качественных концентратов и требуется применение более сложных методов: механических, термических и химических.

Тонкодисперсные сульфиды и силикаты отделяются флотацией. При выборе метода обогащения мономинеральных руд важную роль играет размер зерен и структурные особенности руды. Комплексные руды независимо от структурных особенностей (как сульфидные, так и флюоритовые) практически обогащаются только флотацией.

4.4.3. Термический метод (декрипитация)

Декрипитация – это избирательное раскрытие, основанное на способности отдельных минералов разрушаться по плоскостям спайности при нагревании и последующем быстром охлаждении или только при нагревании.

Процесс декрипитационного разрушения объясняется наличием кристаллизационной воды, газовой-жидких включений, низкой теплопроводностью отдельных минералов, ярко выраженной спайностью. Наличие газовой-жидких включений, кристаллизационной воды при нагреве приводят к появлению значительных внутренних напряжений в минерале, что является причиной появления трещин и разрушения минералов. Неоднородные тепловые свойства компонентов полезного ископаемого при нагреве также приводят к появлению множества очагов внутренних напряжений. Увеличение внутренних напряжений достигается резким охлаждением поверхности кусков полезного ископаемого, что приводит или к его разрушению, или к ослаблению связей между минералами.

Для барита декрипитация была предложена ВИМС и в 1932 г. апробирована на опытной установке на Кутаисском заводе. Барит при нагревании растрескивается и превращается в мелкий порошок, а минералы-примеси не растрескиваются и в размерах не уменьшаются. Нагревание производится при температуре 400–450 °С во вращающейся трубчатой печи (длина ее 8,5 м, диаметр 0,6 м, скорость вращения 4,5 об/мин, производительность 1,5–1,8 т/ч). Из печи руда поступает на сито (16 отв/см²). Верхний класс, представляющий пустую породу, идет в отвал, а нижний поступает на дальнейшую сортировку на ряд более тонких сит. Выход баритового концентрата достигает 83% при среднем содержании в нем барита до 98,5 %.

4.4.4. Химический метод

Барит как наполнитель должен обладать высокой белизной. Между тем природный минерал часто бывает окрашен окислами железа или битумами. Отбеливание такого загрязненного материала производится в процессе тонкого измельчения в слабом растворе серной кислоты или соляной, реже – азотной. Расход кислоты колеблется от 15 до 20 % от веса баритового порошка. После отбелки материал подвергается многократной (до 10 раз) промывке, так как присутствие в продукте серной кислоты, даже в небольшом количестве, в наполнителе не допускается.

ВИМС предложил сочетать отбелку с декрипитацией. По его методу баритовое сырье после глубокого дробления на щековой дробилке поступает в трубчатую печь, а из нее – на сита (для удаления пустой по-

роды, которая концентрируется в крупном классе). Полученный баритовый концентрат загружается в деревянные чаны, наполненные слабым раствором серной кислоты. После промывки водой материал снова измельчается, а затем обезвоживается и сушится.

4.4.5. Обогащение в электрическом и магнитном поле

В электрическом поле обогащаются баритовые руды, содержащие в основном барит, кварц, незначительные примеси окислов железа и алюминия. Электрическое разделение баритовых руд невозможно без предварительной обработки, поскольку разница в поверхностной проводимости составляющих руду компонентов незначительна. Поэтому используют способ предварительной обработки руды нагреванием исходного материала до температуры 200–700 °С.

Способ электрического обогащения баритовых руд включает следующие операции: измельчение руды до размера 1–2 мм, обесшламливание по классу 0,074 мм, сушку и нагрев материала до 240 °С, электризацию при этой же температуре контактным способом и пропускание заряженных частиц через электростатическое поле. Наилучшие результаты получают при нагреве исходного материала до 93–240 °С. Верхний предел нагрева баритовой руды составляет 480 °С. При обогащении описанным способом баритово-флюоритовой руды, содержащей 38 % барита, 51,0 % CaF_2 , 4 % кварца, 7 % глины и другой пустой породы, получен баритовый концентрат с содержанием 84,5 % BaSO_4 при извлечении 84,5 %.

Термическая предварительная обработка руды способствует успешной сепарации компонентов, однако требует большого расхода энергии на нагрев материала.

Значительное снижение температуры нагрева и температуры, при которой происходит процесс разделения, может быть достигнуто применением химического кондиционирования, благодаря которому отдельные компоненты минеральной смеси приобретают различные свойства.

В отдельных случаях обработки исходной руды химическими веществами бывает недостаточно для того, чтобы создать необходимое различие в поверхностной проводимости компонентов. Тогда руду, подлежащую обогащению, после кондиционирования химическими реагентами смешивают с порошкообразными веществами, которые, смотря по обстоятельствам, обладают высокой или низкой проводимостью. Эти вещества покрывают тонким слоем те компоненты руды, которые адсорбировали на своей поверхности кондиционирующий реагент, в результате чего поверхностная проводимость компонента изменяется (увеличи-

вается или уменьшается) в такой степени, что становится возможным разделение минералов руды в электростатическом поле.

Обработка по описанному способу баритовой руды, состоящей из барита и кварца, заключается в том, что руду смешивают сначала с незначительным количеством олеиновой кислоты, которая селективно адсорбируется на частицах барита, а затем с небольшим количеством графитовой пыли, которая тонким слоем покрывает частицы барита. В противоположность частицам кварца поверхностная проводимость частиц барита сильно увеличивается и становится возможным обогащение в электростатическом поле.

Предварительная обработка перед электростатической сепарацией баритовой руды, содержащей барит, кварц и небольшое количество окислов железа и алюминия, часто состоит в кондиционировании с химическими реагентами. При химическом кондиционировании руды реагенты оказывают селективное действие на поверхность минерала (например, при использовании соляной и плавиковой кислот), образуя пленку, которая оказывает влияние на электрические свойства компонентов в желаемом направлении. В качестве кондиционирующих средств при обогащении барита применяют различные химические вещества. При использовании, например, сульфоновых кислот или их солей для кондиционирования баритовой руды, содержащей 89,7 % BaSO_4 , кварц, небольшое количество Fe_2O_3 , Al_2O_3 , SrO_4 , получен баритовый концентрат с содержанием BaSO_4 97,1–98,9 % при извлечении 92,6–97,6 % [45].

В качестве кондиционирующих реагентов применяются органические, неорганические и смешанные органические и неорганические анионные вещества, которые относятся к различным химическим классам и обладают кислыми свойствами. Эти вещества содержат группу –ОН (фенольную) или кислые амино-, имино-, сульфонио- или карбоксиаминогруппы. При кондиционировании баритовой руды, содержащей 89,7 % BaSO_4 , кварц, незначительные примеси окислов железа и алюминия, с В-нафтолом ($\text{C}_{10}\text{H}_4\text{OH}$), α -нитрозилом получен концентрат с содержанием BaSO_4 97,7–98,2 % при извлечении 97,1–97,5 %.

Кондиционирующий реагент в виде водного раствора (концентрация от 2 до 70 %) наносится с помощью сопел. Руда после нанесения реагента перемешивается в течение десяти минут, а затем обрабатывается горячим воздухом, под действием которого распылитель испаряется, а материал нагревается до необходимой температуры (от 40 до 100 °С).

При наличии влаги в руде возникает нежелательная проводимость, которая способствует уменьшению разницы в электрических свойствах отдельных компонентов руды. Эти нарушения можно устранить, если руду обработать воздухом с определенным давлением водя-

ного пара. Давление водяного пара принимают в зависимости от типа минеральной смеси, типа кондиционирующего реагента, температуры разделения и типа сепаратора, в котором ведется процесс.

Электризация частиц руды осуществляется контактным способом или путем трения. Процесс сепарации проводится при относительно низких температурах (40 °С и ниже).

Целесообразнее нагревать руду в восстановительной атмосфере, т.е. с добавлением твердого углеродистого вещества (угля). Такие условия необходимы для того, чтобы восстановить окись железа до магнитного железа, которое легко отделяется от обнаженного барита в процессе магнитной сепарации. При этом отделяется и большой процент кварца, который механически уносится восстановленным железом. Затем материал пропускают через сито 60–80 меш или пневматический сепаратор, чтобы отделить тонкоизмельченный и чистый сульфат бария.

В некоторых случаях полученный продукт снова пропускают через магнитный сепаратор для удаления тонких частиц железа. Из баритовой руды, содержащей 85 % BaSO_4 , 8,4 % Fe_2O_3 , 4,1 % SiO_2 , после нагрева в печи в восстановительной среде, сепарации на сите и магнитной сепарации был получен конечный продукт, содержащий 96,32 % BaSO_4 ; 0,11 % Fe_2O_3 ; 0,11 % SiO_2 . При нагреве руды без восстановительной среды полученный концентрат содержал в среднем 93,0 % BaSO_4 . Расход угля составлял 400 г на каждый процент железа на 1 т исходной руды.

4.4.6. Флотация

Промышленная флотация баритовых руд не имеет такого богатого опыта, как флотация сульфидных руд. У нас флотация баритовых руд впервые была осуществлена на Салаирской обогатительной фабрике (1934–1937 гг.). Долгое время хвосты флотации полиметаллических руд, содержащих барит, на ряде фабрик сбрасывались в отвал.

Барит относится к числу сравнительно хорошо флотирующихся минералов. Для его флотации применяются олеиновая кислота, талловое масло в смеси с керосином, окисленный рисайкл, сульфатное мыло, нафтеновые кислоты, асидол. Хорошими собирателями барита являются алкилсульфаты, особенно в кислой среде, а также алкилбензолсульфонаты. В последнее время олеиновая кислота заменяется реагентами ВС-2, ВС-4, ДНС-ВН, эфирокислотами [45, 46]. Кроме того, используют сочетание карбоксильных собирателей с хлораминном Б в соотношении 1:0,25÷1:3 [47], а для снижения расхода жидкого стекла добавляют полиалюмосиликат натрия.

В некоторых случаях в качестве активатора барита используют NaOH или Na_2CO_3 (0,5–1,5 кг/т).

Отделение барита от кварца производится с помощью карбоксильного собирателя в присутствии жидкого стекла, служащего депрессором пустой породы. Были испытаны новые реагенты-собиратели барита – таллактам и теасак [44], дающие возможность получать высококачественные баритовые концентраты при высоком извлечении.

Сложнее отделить барит от кальцита или флюорита. Для этого часто необходимы специальные депрессоры, например, бихромат калия, декстрин, хотя иногда неплохие результаты можно получить и с жидким стеклом, но при повышенном его расходе (до 4 кг/т).

Для отделения барита от карбонатов был предложен также способ доводки концентратов по методу Петрова, заключающийся в обработке концентрата основной баритовой флотации при подогреве в течение 30–40 мин в плотной пульпе, содержащей 0,25–0,5 % жидкого стекла.

Селективная флотация барита из руд с повышенным содержанием кальцита успешно осуществляется при использовании в качестве собирателя алкилсульфата натрия. Расход алкилсульфата составляет 100–150 г/т. При этом для депрессии пустой породы также вводится жидкое стекло. Преимуществом использования алкилсульфата является возможность флотации на жесткой воде, без обесшламливания руды, при невысоких расходах собирателя.

М.А. Эйгельс и И.Д. Чогошвилли считают, что талловое масло в слабощелочной среде ($\text{pH} = 8,0\text{--}9,5$) является достаточно селективным собирателем при разделении барита и кальцита.

А.Н. Гребнев и Л.К. Стефановская показали возможность применения для селекции барита и кальцита алкилсульфатов, приготовленных на основе таллового масла, – таллеилсульфатов 1 и 2.

В Болгарии был синтезирован новый реагент-регулятор для селекции барито-кальцитовых руд – синдан-2, представляющий конденсат гидролизного лигнина.

ВНИИЦветметом предложен собиратель С-3, который является продуктом переработки нефтяного парафина и содержит в своем составе синтетические жирные кислоты. С-3 – это крупнотоннажный полупродукт производства синтетических жирных кислот Омского нефтеперерабатывающего завода. Хорошими флотационными свойствами обладают и товарные фракции синтетических кислот ($\text{C}_{10}\text{--}\text{C}_{13}$, $\text{C}_{14}\text{--}\text{C}_{16}$, $\text{C}_{17}\text{--}\text{C}_{20}$), получаемые в промышленных условиях из С-3.

Применение реагента С-3 в сравнении с олеатом натрия, ВС-2 и талловым маслом улучшает технологические показатели, сокращает время флотации, снижает расход жидкого стекла при одинаковых расходах собирателя. Использование смеси С-3 с талловым маслом в соотношении 1:1 (300 г/т) на двух обогащительных фабриках повысило извлечение барита на 3,2 % и содержание в концентрате – на 1,6 %.

Отделение барита от флюорита возможно также при флотации олеиновой кислотой в присутствии танина (квебрахо) совместно с солью железа. В этих условиях подавляется флотация барита.

И. Хамман предложил в качестве депрессора флюорита лимонную кислоту при флотации барита алкилсульфатом. При этом барит может активироваться хлористым барием, небольшими добавками сульфитно-целлюлозного экстракта, силиката натрия или $K_2C_2O_7$. Отделение барита от флюорита проходит более эффективно даже при использовании жидкого стекла, если в качестве собирателя применять эмульсол Х-1 (комплексная натриевая соль сульфированных спиртов жирных кислот). Комбинация силиката натрия, сернокислой меди, двухромового кислого калия и олеата натрия дала возможность получить концентрат, содержащий 98 % $BaSO_4$ при извлечении 82 %.

В Чехословакии Б. Добиашем при флотации барит-флюоритовой руды с использованием реагента-собирателя синтапона – СР (смесь алкилсульфатов), жидкого стекла и лимонной кислоты были получены следующие концентраты: баритовый с содержанием 97,03 % $BaSO_4$ и флюоритовый с содержанием 98 % CaF_2 при высоком извлечении.

Другой чехословацкий исследователь Я. Коцоурек применил обратную флотацию. Барит депрессировался декстрином или крахмалом с добавкой двухромово-калиевой соли, флюорит флотировался масляной кислотой, ее солями, сульфатами высших жирных спиртов или их смесей. Для улучшения флотиремости флюорита подавалось жидкое стекло и хлористый натрий. Барит флотировался из хвостов флюоритовой флотации тем же собирателем, каким флотировался флюорит. Остатки CaF_2 подавлялись лимонной кислотой.

В. Бергер флотировал барит из флюорито-баритовой руды с помощью собирателя ОТС (600 г/т), а затем при добавлении 200 г/т того же реагента извлекал флюоритовый концентрат. Из другой руды барит флотировался собирателем Кардиол-НС (технический продукт с 45 % алкилсульфатов), из хвостов флотировался флюорит олеиновой кислотой.

При флотации флюорита олеатом натрия из руды, содержащей барит и силикаты, декстрин может служить активатором флюорита, а хромпик-депрессором барита. Для депрессии барита можно применять перманганат, йодаты, а также хлористый барий, но их действие значительно слабее.

Минералы железа отделяются от барита гравитационными методами, флотацией или растворением в кислотах.

Флотация барита для отделения от окисленных железных минералов ведется карбоксильным собирателем в щелочной пульпе ($\text{pH} = 11$) в присутствии метасиликата натрия (расход 0,5–1 кг/т).

Перечистку баритового концентрата, полученного в щелочном цикле, можно осуществлять в кислой среде ($\text{pH} = 3$); при этом флотируются железные минералы и глины.

Сложным является отделение барита от сидерита. Барит может селективно флотироваться олеиновой кислотой при $\text{pH} = 9$; при pH от 6 до 9 флотируется и барит, и сидерит. С лаурилсульфатом барит хорошо флотируется при значениях pH в пределах 8–9; кварц и сидерит в этих условиях практически не флотируются. Отделение барита от сидерита при использовании октадециламин-гидрохлорида осуществляется в кислой среде при pH ниже 2,5. Барит флотируется анионным собирателем в щелочной среде, а катионным – в кислой.

Жидкое стекло в основной флотации больше является диспергатором, чем депрессором окислов железа. Помимо жидкого стекла диспергатором могут служить желатин, дубильная кислота (таннин), экстракт еловой коры и др. Шламы перед флотацией окислов железа необходимо удалять.

Для удаления барита из Бакальской сидеритовой руды используют соду (100 г/т), смеси таллового масла с олеиновой кислотой, ИМ-11.

Для флотации кремиковской руды разработан новый болгарский селективный собиратель – флотореагент ВК, представляющий собой комбинацию сульфатированных и несulfатированных высших жирных спиртов с длинной углеводородной цепью C_{10} – C_{18} [48].

В работах [49] предложены в качестве собирателя N-алканоловые, в частности, N-алканоламил-карбоновые кислоты или N-алканол-N-алкиламинокарбоновые кислоты.

Флотация барита из хвостов сульфидной флотации имеет ту особенность, что руда уже тонко измельчена и в пульпе присутствуют реагенты, которые применялись при флотации сульфидов.

Разработкой режимов извлечения барита из хвостов сульфидной флотации руд Салаирского, Миргалимсайского и других месторождений занимались институты Гинцветмет, Ирриридмет, ЦНИГРИ, ИМР, Уралмеханобр. Вышеописанные реагенты-собиратели используются в качестве собирателей барита, а депрессоры – в соответствии с составом породообразующих минералов. Хорошие результаты дает Баритол и ОНМК [50].

Внимание было обращено на отходы лесохимического (БТ-1С) и масложирового («Даллес») производств, по стоимости значительно уступающих олеиновой кислоте. Флотации подвергались руды Забайкальского региона – месторождения Усугли, Жетковское, Гарсонуйское, Этыкинское, Монголии – Бор-Ун-Дур и баритосодержащие руды, перерабатываемые Салаирским ГОКом. Использование реагентов с наличием в их составе предельных и непредельных кислот в определенном их соотношении позволяет повысить качество и извлечение флюоритового и баритового концентратов при равном их расходе в сравнении с традиционными и незначительной стоимостью последних.

В зарубежной практике барит после флотации сульфидов флотируется олеиновой кислотой или синтапоном – СР пастой при $\text{pH} = 8,5\text{--}10$ в присутствии жидкого стекла (1 кг/т).

4.4.7. Схемы обогащения и фабрики

Выбор способа и схемы обогащения баритовых руд зависят от типа руды, минералогического состава и структуры руды, от размеров фракций и требований потребителя.

Так, для крупнозернистых собственно баритовых руд применяют рудоразборку и промывку (дробление до 100–25 мм); среднезернистые руды обогащаются отсадкой, иногда в сочетании с промывкой; для тонкодисперсных руд используют концентрационные столы, флотацию и декрипитацию.

Из комплексных баритовых руд барит обычно извлекается по простым флотационным схемам. Так, в частности, проводятся основная баритовая флотация с выделением конечного концентрата или основная флотация с последующими двумя–тремя перечистками. Хвосты основной флотации при относительно высоком содержании барита в руде поступают на контрольную флотацию. По таким схемам работают Карабашская, Гайская, Салаирская, Майкаинская фабрики в России; Миргалимсайская, Кайрактинская, Карагайлинская в Казахстане; Маднеульская в Грузии; Ахталская в Армении; Чорух-Дайронская в Таджикистане; Роммельсберг в Германии; предприятия Аризоны в США.

На рис. 4.1 приведена схема флотации барита на Салаирской обогатительной фабрике. Она обогащает барито-полиметаллические руды: барит извлекается из хвостов цинко-свинцовой флотации. В среднем содержание барита в этих хвостах составляет около 25–26 %. В получаемом баритовом концентрате для нефтяной промышленности содержание барита достигает 68–75 %, а в концентрате для химической промышленности оно повышается до 80–85 %. Извлечение барита равно 74 %.



Рис. 4.1. Схема обогащения барита на Салаирской фабрике

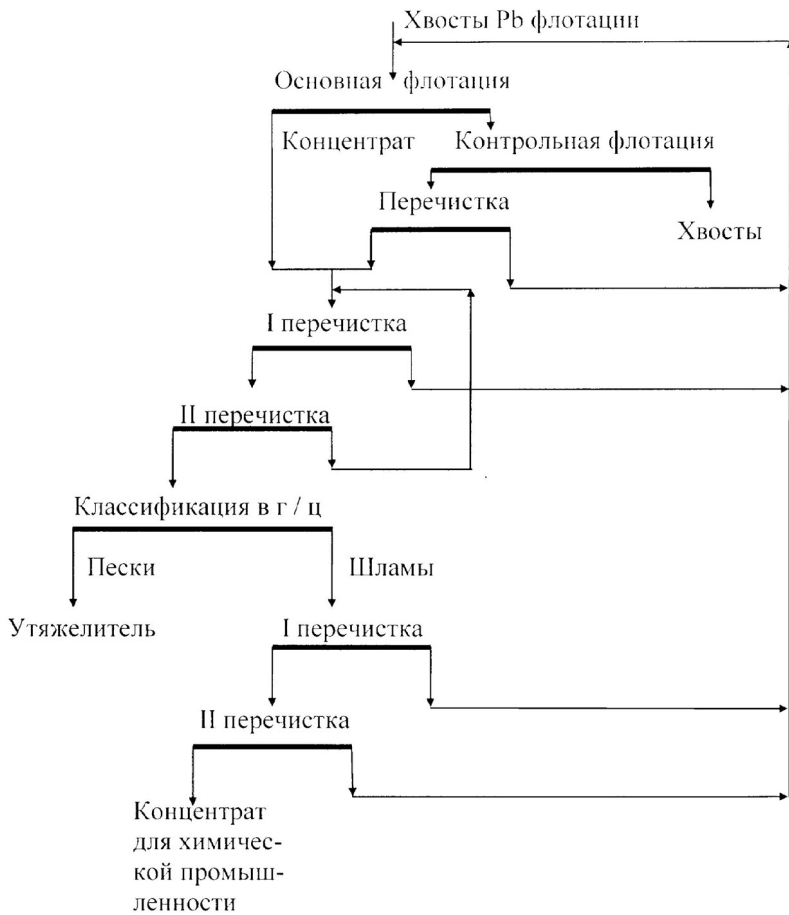


Рис. 4.2. Схема флотации барита на Миргалимсайской фабрике



Рис. 4.3. Схема обогащения кремиковской железо-баритовой руды (НРБ)

Схема извлечения барита из свинцово-баритовых руд Миргалим-сайского месторождения показана на рис. 4.2.

По более сложным схемам обогащаются железо-баритовые руды (рис. 4.3).

Если в комплексных рудах содержатся благородные металлы, то схема их обработки еще усложняется. Так, для извлечения золота и серебра из барито-кварцевой руды с примесью сульфидных и железосодержащих минералов применяются следующие основные операции: амальгамация, концентрация на шлюзах, флотация (сначала сульфидов, затем благородных металлов), цианирование хвостов флотации и выделение барита из хвостов обработки.

4.4.8. Производство молотого барита, литопона, солей и препаратов бария

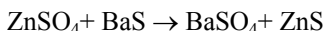
Для многих отраслей промышленности: нефтяной, при производстве лаков и красок, резины, бумаги, строительных материалов требуется молотый барит (тонкость помола и содержание влаги определяется техническими условиями). Измельчение производится в барабанных и центробежных мельницах сухого и мокрого помола.

Самым крупным потребителем молотого барита является нефтяная промышленность, где он используется как утяжелитель глинистых растворов при вращательном бурении скважин.

Утяжеление глинистого раствора необходимо для увеличения его удельного веса настолько, чтобы гидростатическое давление столба жидкости, циркулирующей в скважине, было способно уравновесить давление газа в пласте, предотвратив этим проникновение газа в глинистый раствор. Проникновение газа в глинистый раствор может вызвать газовый выброс и разрушение оборудования скважины.

Литопон является наиболее распространенным белым пигментом, состоящим из тонкой смеси сульфата бария и сульфида цинка. Нормальный литопон содержит 70 % BaSO₄, и 30 % ZnS. По своей кроющей способности литопон не уступает другим белым пигментам (свинцу, цинку и титановым белилам), выгодно отличаясь от них дешевизной и безвредностью.

Нормальный литопон получается смешиванием растворов сульфата цинка ZnSO₄ и сульфида бария BaS. При этом происходит реакция



Производство литопона таким образом обеспечивает получение продукта в виде тонкой и тесной смеси образующихся компонентов, что

весьма важно для высококачественной краски. Сульфат бария и сульфид цинка – оба белого цвета и не растворимы в воде. Выпадая вместе в осадок, они дают белый продукт – литопон.

Процесс производства литопона состоит из следующих операций: термического восстановления барита, приготовления раствора сульфида бария, приготовления раствора цинкового купороса, осаждения литопона (полуфабриката), обработки полуфабриката.

Для изготовления литопона обычно применяют кусковой барит, который после дробления и тонкого измельчения подвергается термическому восстановлению во вращающихся обжиговых печах. Процесс сводится к нагреванию барита с углеродистым восстановителем и имеет целью перевод нерастворимого сульфата бария в растворимый сульфид бария.

В качестве восстановителя применяют уголь, кокс или генераторный газ. Температура в начале печи составляет 1 200 °С, у конца печи – 700 °С. Температура выходящего из печи сплава ≈ 800 °С.

Охлажденный сплав подвергается дроблению (валковые дробилки), после чего из него выщелачиванием горячей водой в чанах извлекается сульфид бария. Отстоявшийся чистый раствор сульфида бария поступает на осаждение.

Чистые растворы сульфида бария и сульфата цинка поступают в реактор, где происходит осаждение литопона (полуфабриката).

Выпавший из раствора сырой литопон фильтруют и высушивают до содержания 7–8 % влаги, а затем прокаливают в муфельных печах при температуре 750 °С. Благодаря этому литопон лишается остатков влаги и претерпевает внутренние структурные изменения, что обеспечивает получение устойчивого продукта, обладающего хорошей кроющей способностью.

Для придания литопону мелкокристаллической структуры прокаленный продукт подвергается гашению (выгружают в холодную воду). После промывки, сушки и измельчения литопон поступает на упаковку.

Как указывалось выше, барит является исходным сырьем для получения многих баритовых солей и препаратов. Важнейшими из них являются сульфат бария, карбонат бария, хлористый барий, перекись бария и т.д. Процессы производства этих продуктов весьма своеобразны и сложны, но все они связаны общностью первой стадии химической переработки сырья, которая сводится к термическому восстановлению барита.

Дальнейшие процессы получения разных солей и препаратов бария осуществляются путем обменных реакций между чистым раствором сульфида бария и соответствующим раствором соли.

Глава | ТЕХНОЛОГИЯ

5 | ТАЛЬКА

Тальком называют горные породы, в основном сложенные минералом тальком.

В чистом виде тальк встречается редко и в незначительных количествах, обычно же он входит в состав горных пород. В зависимости от преобладания в горных породах сопутствующего компонента различают талькомагнезитовый, талькохлоритовый и талькодоломитовый камень.

Достоверные общие оценки запасов талька у нас и за рубежом отсутствуют [1–4]. Считается, что геологические запасы составляют не менее десятков миллионов тонн. Добывают тальк более чем в 40 странах. Ведущие страны по добыче это Бразилия, Индия, Финляндия, Россия, Франция, Италия, Австрия.

В дореволюционной России тальковой промышленности не существовало и небольшая потребность в молотом тальке целиком покрывалась импортом.

В России производство молотого талька началось только в 1925 г., когда для размолы породы была приспособлена старая Кошкульская бегунная фабрика на Урале около города Миасса. Постепенно стали вводиться в эксплуатацию месторождения талькистов, тяготеющих к этому району. Первое время годовая производительность Миасской фабрики не превышала нескольких сотен тонн, достигнув к началу войны 1941–1945 гг. 12 тыс. молотого талька.

В 1940 г. в строй вступила вторая размольная фабрика в Грузии, работающая на сырье Южно-Осетинских месторождений, производительностью около 1,5–2 тыс. т в год.

Начиная с 1941 г. в строй вступила опытная флотационная установка, базирующаяся на отходах Шабровского комбината.

В 1955 г. на Шабровском комбинате была освоена новая более мощная флотационная установка промышленного типа и организован специальный размольный цех, выпускающий талько-магнезитовую муку для использования ее в порошке – dust, а с 1964 г. введена в строй размольная фабрика производительностью 110 тыс. т/г молотого талька.

Производство молотого талька на всех тальковых фабриках СССР достигло в 1958 г. 200 тыс. т. Однако потребность в нем полностью не удовлетворялась.

Россия до 90-х годов занимала третье место в мире (после КНР и США) по добыче талькового сырья, в настоящее время она замыкает десятку стран-производителей и отличается выпуском низкосортной продукции (преимущественно талькового камня).

Объем мирового производства талька (включая тальковую руду) в 2000 г. составил 9,6 млн т, в 2006 г. – 6,8 млн т. В мире существует 37 крупнейших производителей талька в 54 странах.

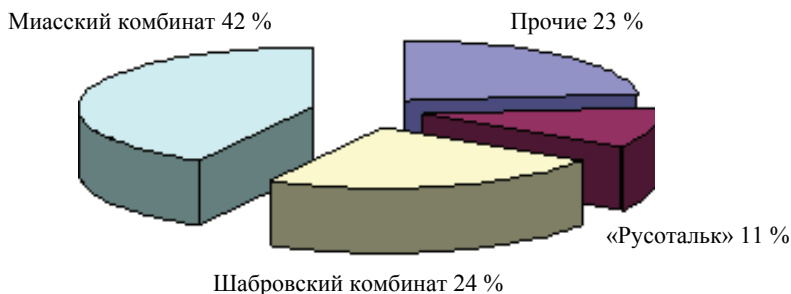


Рис. 5.1. Производство талька в России

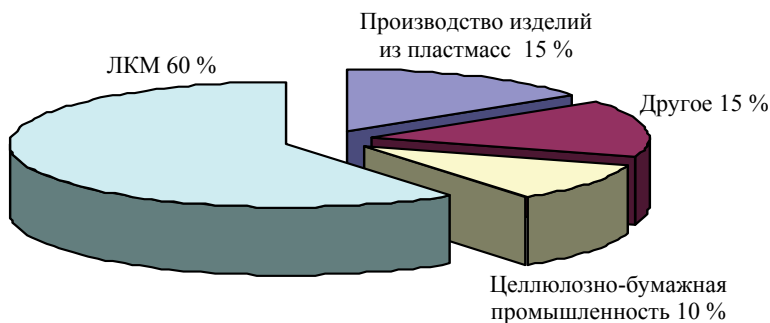


Рис. 5.2. Структура потребления микроталька

Мировое потребление талька насчитывало более чем 9,7 млн т в 2005 г. и оценивалось в 1,9 млн дол. Потребителем и производителем, на которого приходилось более чем одна треть мирового производства талька была Малайзия, 41 % всего экспорта приходился на нее.

Производство талька в России показано на рис. 5.1, структура потребления показана на рис. 5.2, а импорт талька в Россию дан в табл. 5.1, импорт талька по странам изображен на рис. 5.3.

Таблица 5.1

Импорт талька в Россию

Год	Стоимость, тыс. дол.	Вес нетто, т	Количество поставок
1998	1 792,70	5 165,27	163
1999	1 895,50	7 102,80	215
2000	2 078,80	9 468,32	289
2001	2 653,88	12 403,91	315
1-е полугодие 2002 г.	1 437,91	6 590,02	176

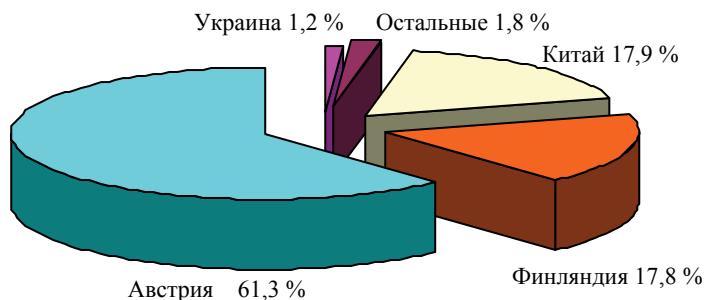


Рис. 5.3. Импорт талька по странам в 2001 г.

Наибольшие объемы в импортных поставках занимают закупки австрийского микроталька для Сыктывкарского и Соликамского целлюлозно-бумажных комбинатов, которые вместе потребляют более 7 тыс. т импортной продукции в год.

Цена талька на мировом рынке в 2000 г. составляла 110 дол. 98/т [1–4].

Цена одной тонны супермикроталька в России в 2009–2010 гг. составит без НДС 55 тыс. руб., с НДС – 64,9 тыс. руб.

5.1. Свойства и применение талька

Минерал тальк $Mg_3[Si_4O_{10}][OH]_2$, или $3MgO \cdot SiO_2 \cdot H_2O$, представляет собой гидросиликат магния. В виде небольших примесей тальк содержит Al_2O_3 , Fe_2O_3 , CaO , NiO , MnO и др.

Чистый тальк снежно-белого цвета. Примеси окрашивают его в различные цвета: светло-зеленый, серо-зеленый, темно-зеленый, иногда желтый и розовый. В измельченном виде тальк обладает белым или серовато-белым цветом.

С увеличением тонкости помола его белизна увеличивается. Тонкие пластинки талька просвечивают. Блеск талька жирный, перламутровый.

Твердость талька колеблется от 1 до 1,5, удельный вес составляет 2,7–2,8 г/см³.

Тальк химически инертен, в кислотах и щелочах растворяется очень слабо; плохо проводит тепло и электричество.

При нагревании в интервале 380–499 °С он выделяет часть связанной воды, не меняя своих физических свойств. Остальная часть связанной воды выделяется при нагревании до 800–900 °С. При этом тальк превращается в клино-энстатит – очень твердое вещество, обладающее хорошими электроизоляционными свойствами и высокой температурой плавления, что делает его ценным минералом для производства керамических электродеталей. Температура плавления талька – 1 530 °С.

Как было указано выше, для талька характерны жирность, мягкость, огнестойкость, химическая стойкость, электроизоляционность, кроме того, в молотом виде тальк отличается достаточно высокой дисперсностью, т.е. способностью хорошо смачиваться жидкостью и находиться в ней во взвешенном состоянии в виде мельчайших частиц. Благодаря таким ценным свойствам молотый тальк широко используется многими отраслями промышленности: бумажной (10 %), лакокрасочной, керамической, кровельной (6–7 %), резиновой, сельскохозяйственной (65 %), литейной, парфюмерной, фармацевтической.

В бумажной промышленности тальк употребляется как наполнитель древесной массы, придающий бумаге плотность и способность лучше принимать типографские краски.

Для бумаги цветной и низких сортов может применяться тальк невысокого качества и малой белизны. Для бумаги высших сортов тальк должен иметь высокую белизну и тонкий размол.

Лакокрасочная промышленность использует тальк в качестве наполнителя. Чтобы сохранить тон краски, тальк должен иметь достаточно

высокую белизну и степень размола. Введение талькового порошка в краску делает ее устойчивой против огня и выветривания.

Керамическая промышленность применяет тальк при изготовлении керамических изделий широкого ассортимента – от плиток для стен и пола до тонких радиодеталей.

Электроизоляционная керамика и особенно радиотехника требуют для своего производства применения высококачественного талька, отличающегося минимальным содержанием железа, так как железо снижает его электроизоляционные свойства.

Кровельная промышленность применяет тальк в толерубероидном производстве. Вводимый тальк делает толь и рубероид устойчивыми против огня и агентов выветривания.

В резиновой промышленности тальк используется в качестве наполнителя. Тальковый порошок применяется также для обсыпки рулонов и резиновых изделий в целях предохранения их от слипания.

Парфюмерная промышленность использует тальк для изготовления зубного порошка, пудры и косметических масел, а фармацевтическая – для изготовления лечебных масел, таблеток.

В коллоидном производстве тальк благодаря своей жирности используется для изготовления паст и масел, находящихся себе различное применение в быту (от смазок для трущихся частей металлических механизмов до различных паст и масел в кожевенном производстве, ветеринарии и других областях).

В значительном количестве тальк употребляется в сельскохозяйственной промышленности при изготовлении средств для уничтожения вредителей сельскохозяйственных культур, так как к частичкам талька хорошо прилипает яд, уничтожающий их.

Молотый тальк применяется и в других отраслях производства (карандашной, литейной, джутовой, пищевой и др.).

5.2. Требование промышленности к качеству сырья, типы руд и месторождений

До настоящего времени в нашей стране ГОСТы на тальковое сырье не разработаны, но на товарную тальковую продукцию – молотый тальк и штучные изделия – он существуют.

Производство молотого талька в России в настоящее время регламентируется ГОСТом 21235-75 (табл. 5.2), для лакокрасочной промышленности – ГОСТом 19284-79 (табл. 5.3).

Таблица 5.2

Технические требования к молотому тальку и талькомагнезиту по ГОСТ 21235-75 (Статус: Действующий)

Наименование показателя	Норма для марки				ТМН	Методы испытаний
	ТП		ТМП			
	тонко-молотый	средне-молотый	I сорт	II сорт		
Массовая доля прокаленного нерастворимого в соляной кислоте остатка, %, не менее	80	80	53	53	50	По ГОСТ 19728.1-74
Массовая доля окиси железа в солянокислой вытяжке, %, не более	–	–	5	5	8	По ГОСТ 19728.4-74
Потери массы при прокаливании, %, не более	8	8	23	23	25	По ГОСТ 19728.17-74
Остаток на сетке № 009, %, не более	Отсутствует	2	2	5	10	По ГОСТ 19728.20-74
Массовая доля влаги, %, не более	1	1	1	1	1	По ГОСТ 19728.19-74

Примечание. ТП – тальк молотый для пестицидных препаратов; ТМП – талькомагнезит молотый для пестицидных препаратов; ТМН – талькомагнезит молотый для наполнения.

Таблица 5.3

Технические требования к микроталку различных марок для лакокрасочной промышленности по ГОСТ 19284-79 (Статус: Действующий)

Наименование показателя	Норма для марок					Метод испытаний
	МТ-ЭГС-1	МТ-ЭГС-2	МТ-КПС	МТ-ГШМ	МТ-К	
Белизна (коэффициент отражения), %, не менее	80	70	70	70	70	По ГОСТ 16680
Массовая доля прокаленного нерастворимого в соляной кислоте остатка, %, не менее	90	87	85	82	Не нормируется	По ГОСТ 19728.1
Массовая доля водорастворимых солей, %, не менее	0,3	0,3	0,3	0,3	То же	По ГОСТ 19728.12
Концентрация водородных ионов водной суспензии (рН)	8,5–9,5	8,5–9,5	8,5–9,5	8,5–9,5	--	По ГОСТ 19728.18
Массовая доля влаги, %, не более	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	По ГОСТ 19728.19
Массовая доля мышьяка, %	Не нормируется					По ГОСТ 19728.15
Остаток на сетках, %, не более:						
№ 0056	Отсутствие					
№ 0045	0,1	0,1	0,1	0,5	0,5	
Массовая доля частиц, %, не менее:						
по седиментационному методу:						
менее 20 мкм	98	98	97	90	90	
менее 10 мкм	95	95	82	70	70	
менее 5 мкм	80	80	52	40	40	
по электропреципитационному методу:						
менее 20 мкм	80	80	67	60	60	По ГОСТ 19728.15
менее 10 мкм	67	67	50	45	45	--
менее 5 мкм	50	50	--	--	--	--

Примечание. МТ-ЭГС-1 и МТ-ЭГС-2 – для производства эмалей и грунтовок специального назначения; МТ-КПС – для производства красок и шпатлевок специального назначения; МТ-ГШМ – для массового производства грунтовок, шпатлевок; МТ-К – для изготовления карандашных стержней.

Фармацевтическая промышленность предъявляет к тальку следующие требования:

- реакция водной вытяжки – нейтральная;
- растворимость в воде – не более 1,0 %;
- растворимость в HCl – не более 1,0 %;
- отсутствие сернистых соединений;
- содержание железа – не более 0,5 %;
- отсутствие соединений мышьяка;
- потери при прокаливании – не более 5 %.

Кондитерская промышленность удовлетворяется тальком, соответствующим данному сорту марки А с дополнительным ограничением содержания мышьяка не более 0,0014 %. В настоящее время многими потребителями разработаны проекты новых технических условий, которые выдвигают к тальковому порошку более жесткие требования.

Используемые промышленностью талькосодержащие горные породы делятся на два типа: 1-й тип – талькиты, в которых тальк содержится в количестве не менее 70 %; 2-й тип – тальковые камни, содержащие тальк в количестве от 35 до 70 %.

В зависимости от преобладания в последних сопутствующего компонента различают талько-магнезитовый, талько-хлоритовый и талько-доломитовый камень. Могут встречаться и переходные разновидности, например, талько-хлорит-доломитовые и др.

Месторождения талька делятся на два генетических типа: гидротермальные (изверженные, а затем измененные температурой и парами воды) и метаморфические (осадочные).

Имеются и другие классификации (Меринкова, Уральского), которые принципиально не отличаются и поэтому не приводятся.

Г и д р о т е р м а л ь н ы е месторождения подразделяются на три подтипа:

1) месторождения талькитов и, главным образом, талькового камня, связанные с серпентизированными основными изверженными породами – интрузивными (перидотиты, дуниты, пироксениты) и эффузивными (пикриты) (Урал, Грузия);

2) месторождения талькитов обычно очень чистых, среди осадочных карбонатных пород (доломитов, известняков, магнезитов), а также глинистых и других сланцев (Онотское в Восточной Сибири – Иркутская область, Киргитейское – Мотыгино);

3) месторождения листового талька в виде жил небольшой мощности и протяженности, пересекающих залежи талькитов, талькового камня и серпентина.

Все эти подтипы относятся к низко- и среднетемпературным образованиям.

Метаморфические осадочные месторождения представляют собой тальковые сланцы, связанные с кристаллическими сланцами (Шабровское на Урале).

Основным источником товарного талька служат талькиты и тальковые камни гидротермального генезиса, залегающие в серпентинитах и карбонатных породах. Среди них тальковый сланец имеет большое практическое значение. Жильный листовый тальк промышленного интереса не представляет.

Основным источником товарного талька служат талькиты и тальковые камни гидротермального генезиса, залегающие в серпентинитах и карбонатных породах. Среди них тальковый сланец имеет большое практическое значение. Жильный листовый тальк промышленного интереса не представляет.

Россия располагает крупными месторождениями талька и талькового камня. При этом 72 % запасов талька сосредоточено в четырех месторождениях Сибири (Алгуйском, Киргитейском, Светлый ключ и Онотском).

5.3. Обогащение талька

Для обогащения талька в настоящее время применяется фотометрическая сепарация, флотация, реже гравитация (столы).

5.3.1. Фотометрическая сортировка

Как показывает мировая практика, еще 20–25 лет назад тальковые породы использовались только в их природном состоянии, т.е. без предварительного обогащения. Применялась только ручная сортировка, а затем сырье подвергалось или тонкому размолу (иногда с магнитной сепарацией) для получения порошка, или механической обработке (распилке, обточке, резке) для получения цельновыработанных изделий. Однако в последние годы тальковая промышленность стала применять более сложные методы первичной обработки тальковых пород, главным образом, фотометрическую сортировку, флотацию, иногда в комбинациях с концентрацией на столах.

Обогащению подвергаются руды с относительно малым содержанием талька – 50 % и менее. Это позволяет вводить в эксплуатацию месторождения более бедного тальком комплексного сырья и получать попутно с тальком другие полезные ископаемые, входящие в состав тальковой породы (магнезит, никель).

Фотометрическая сепарация талька основана на различии отражательной способности разделяемых минералов и особенно распространена за рубежом.

Так, во Франции на месторождении талька Лузенак руда дробится до 100–0 мм, затем на грохотах отделяется класс –20 мм, который подлежит дальнейшей обработке. Класс –100+20 мм разделяется на грохотах на классы –50+20 мм и –100+50 мм, которые после промывки поступают на фотометрическую сепарацию. Выход продуктов первых сортов получается выше, чем при ручной разборке.

На другом месторождении талька (Триманс), находящемся на юго-западе Франции, с целью повышения выхода первосортной продукции и уменьшения потребности в рабочей силе, в 1980 г. компания Satl установила сепаратор Luzenas. Его производительность на материале крупностью –100+20 мм составила 20–60 т/ч. Лучшие результаты получаются при обогащении узких классов (–100+60 мм, – 60+40 мм, –40+20 мм).

В Китае, в уезде Луи-шэн, имеются месторождения высококачественного талька, запасы которых составляют свыше 50 % запасов страны (30 млн т). Применение фотометрической сепарации позволило получить более высококачественные концентраты по сравнению с ручной сортировкой [55].

В работе [56] отражены исследования фотометрической сепарации талька из Atakusa крупностью –5 мм. Необходимым условием успешной сепарации является узкая классификация материала. При этом может сепарироваться материал +0,6 мм. На классе –2,4+1,2 мм, содержащем 80 % талька, эффективность сепарации достигает 70 %.

5.3.2. Флотация

Флотационный метод был применен еще до Первой Мировой войны в Канаде для удаления вредной примеси карбонатов кальция из тальковой породы Медокского месторождения. Метод флотации для получения чистого талька из талько-магнезитового камня путем разделения его на две фракции – тальковую и магнезитовую впервые был предложен и разработан в СССР институтами ГИНЦцветметом, ВИМСом и Уралмеханобром. Однако практическое осуществление он получил сна-

чала в Судане, а затем в США. В результате исследования было доказано, что тальк вследствие своей естественной гидрофобности легко флотуруется и почти полностью отделяется от магнетита.

Флотация талька в СССР была внедрена во время войны 1941–1945 гг. на Шабровском комбинате, где ведется разработка целнопиленного талько-магнетитового кирпича. Первоначально предполагалось, что на флотацию будут поступать только отходы, получаемые в большом количестве при выпиливании последнего. В дальнейшем в связи с возрастающим спросом на флотированный тальк была построена и в 1955 г. введена в эксплуатацию первая очередь новой флотационной фабрики мощностью 30 тыс. т в год и начата добыча сырья специально для флотации. Старая фабрика была переоборудована на размольную. Вторая очередь флотационной фабрики мощностью 30 тыс. т в год флотированного талька была сдана в эксплуатацию в 1963 г.

В качестве реагентов при флотации тальковых пород для чешуйчатых талькистов применяется только пенообразователь (сосновое масло, ДС-РАС, Т-66, Т-80 и др.), а для флотации плотных разновидностей (волокнистых) – еще и собиратели. Такими собирателями являются керосин и другие погоны нефти (лучше при добавке H_2SO_4 до $pH = 6-6,5$ с целью уменьшения перехода магнетита в пенный продукт), олеат натрия, омыленное талловое масло (ОТМ), кубовые остатки высших жирных спиртов (КО ВЖС) или амины почти с любой длиной цепи при подходящей величине pH , чаще создаваемой содой.

Для депрессии пустой породы и сопутствующих минералов применяется жидкое стекло и формальдегидный крахмал. При этом тремолит и доломит труднее подавить, чем кварц.

Хорошие результаты дает использование смеси омыленного таллового масла, кубовых остатков высших жирных спиртов и технических лигносульфонатов (ТЛС). Соотношение ТЛС, КО ВЖС и ОТМ составляет 1:2:3÷1:4:13 [57].

Можно повысить технологические показатели обогащения талька за счет усиления селективности процесса [58]. Используются ОТМ, Т-66 и КО ВЖС. При этом их соотношение колеблется от 1:1:0,5 до 1:1:2. Выход концентрата увеличивается на 5 %, содержание железа снижается в нем на 1 %.

5.3.3. Схемы обогащения. Фабрики

Схемы обогащения, характерные для талько-магнетитовой породы, приведены на рис. 5.4–5.6.



Рис. 5.4. Схема обогащения талько-магнезитовой породы

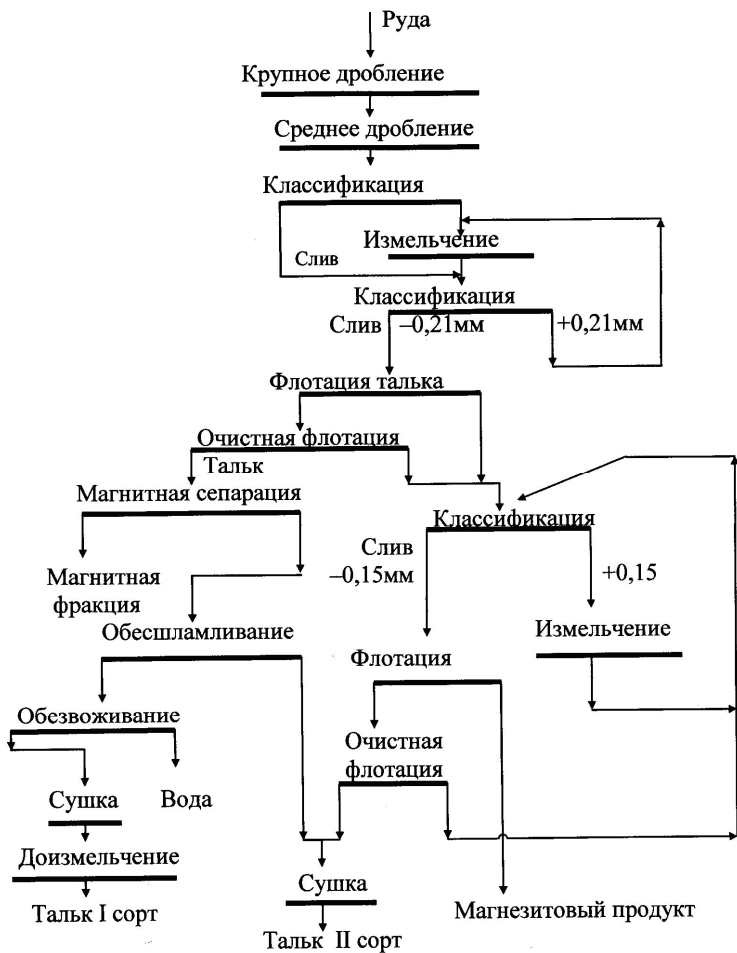


Рис. 5.5. Схема обогащения талько-магнетитовой породы на Шабровской фабрике

Для тальковых сланцев Ингулецкого ГОКа, отличающихся тем, что с тальком ассоциируют не магнетитовые, а хлоритовые породы, разработана комбинированная схема, включающая магнитное обогащение в сильном поле и последующую флотацию немагнитного продукта с получением талькового концентрата (пенный) и промпродукта (камерный), возвращаемого в операцию магнитного обогащения [59]. При флотации

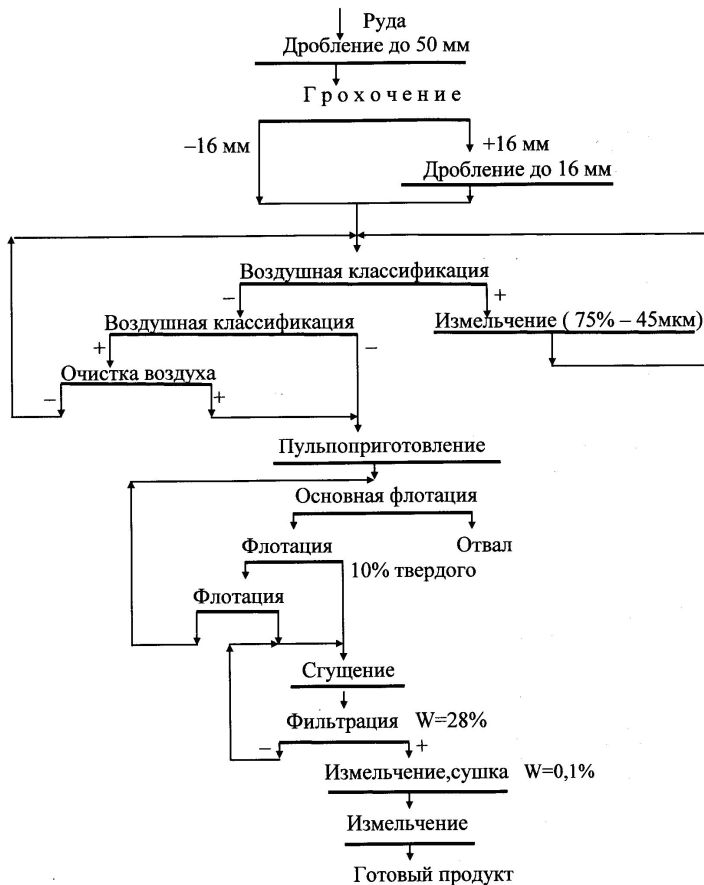


Рис. 5.6. Схема обогащения талько-магнетитовой руды на фабрике Нью-Вермонт

была использована смесь омыленного сырого таллового масла (ОСТМ), вспенивателей Т-80 и КО ВЖС при равном соотношении компонентов и расходе 150–200 г/т.

Глава | ТЕХНОЛОГИЯ

6 | СЛЮДЫ

Слюда известна еще с глубокой древности. В России в XVI и XVII вв. процветала добыча слюды в Керетской волости.

В XVII в. слюдяной промысел настолько развился, что слюду добывали уже на Поморских землях, в Енисейском и Иркутском воеводствах, по Алдану, Витиму, Маме и другим рекам.

С середины XVIII в. слюдяной промысел приходит в упадок из-за появления стекла.

С середины XIX в. добыча слюды была окончательно прекращена. Возобновление слюдяного промысла в России началось с возникновением на мировом рынке спроса на электротехническую слюду (1906–1911 гг.).

С 1923 г. на местах бывших слюдяных разработок началась кустарная добыча листовой слюды в Карелии, на Урале и в Сибири.

С 1925 г. организуются слюдяные фабрики (Ленинградская, Иркутская, Петрозаводская, Нижнеудинская, Ачинская и др.).

В 1929 г. импорт слюды в СССР был прекращен. В 1933 г. СССР по добыче слюды вышел на второе место в мире.

В настоящее время в России слюду добывают на рудниках, объединенных в пять крупных предприятий: трест Мамслюда, комбинат Алданслюда, Слюдянское, Чупинское и Енское рудоуправление.

Наиболее крупными запасами листовой слюды обладают Индия и Бразилия (мусковит), Мадагаскар (флогопит).

Общемировые запасы и ресурсы данного сырья не оценены [1–4].

Мировое производство листовой слюды в 2000 г. составляло 290 000 т, в 2006 г., по оценкам USGS, мировое производство дробленой слюды и скрапов сократилось почти на 5 % по сравнению с предыдущим годом – до 280 000 т.

По данным USGS, спрос на листовую слюду в США в 2006 г. вновь возрос после незначительного сокращения в 2005 г. При этом потребности американской промышленности в листовой слюде практически полностью удовлетворяются за счет импорта, объем которого в 2006 г. увеличился на 33 % по сравнению с 2007 г. – до 48 тыс. т.

В настоящее время основной объем листовой слюды поступает на рынок США из Канады, Китая, Индии и России. При этом ожидается

рост цен на эту продукцию, так как доля высококачественной слюды крайне мала в общем объеме поставок.

Средние цены на листовую слюду (в блоках) на рынке США за период с 2000 по 2006 г. увеличились более чем в 3 раза и варьируют в широком диапазоне: от менее чем 1 дол./кг за низкокачественную продукцию до более чем 2000 дол./кг за слюду высшего качества.

Цены на слюду сухого и мокрого помола в США и Индии по состоянию на начало 2007 г. колебались от 210 до 1 000 дол./т.

6.1. Свойства и применение слюды

Слюда является одним из самых распространенных в земной коре минералов. Содержание слюды в верхних слоях земной коры составляет 2–4 % всего веса горных пород. Однако мировые промышленные запасы весьма ограничены.

Слюдами называют минералы, обладающие способностью легко раскалываться на тонкие и прочные пластинки. Прочность на растяжение пластинки слюды толщиной 0,02–0,05 мм достигает 40 кг/мм². При уменьшении толщины пластинки прочность на растяжение повышается и приближается к прочности стали. Слюда имеет высокую температуростойчивость.

По химическому составу слюды являются алюмосиликатами щелочных и щелочноземельных металлов и подразделяются на подгруппы: биотита, мусковита и лепидолита. В подгруппу биотита входят: флогопит, биотит, лепидомелан и манганофиллит, из которых флогопит и частично биотит имеют промышленное значение. В подгруппу мусковита входят мусковит и парагонит. Последний встречается редко и промышленного значения не имеет. К подгруппе лепидолита относятся мелкие чешуйки различных слюд со значительным содержанием окиси лития. Особую группу образуют так называемые слюдopodobные минералы, из которых практическое значение имеет вермикулит.

Удельный вес слюды составляет 2,7–3,3 г/см³, цвет ее – разнообразен, твердость составляет 2–3 по Моосу. Химическая стойкость различна: щелочи на слюду почти не действуют, кислоты на флогопит действуют слабо, на мусковит – сильнее.

Ценным свойством слюды является способность расщепляться на листочки толщиной в несколько микрон, которые являются гибкими и упругими. Кроме того, слюда обладает терможаростойкостью, диэлектрическими свойствами, вермикулит – теплоизоляционными свойствами.

Из минеральных включений наиболее часто встречаются пирит, гематит, магнетит, кварц, кальцит, турмалин и др.

Наиболее важное промышленное значение имеют мусковит, флогопит и вермикулит.

Мусковит и флогопит принадлежат к весьма распространенным в земной коре минералам. Как породообразующие они входят в состав многих изверженных метаморфических и некоторых осадочных пород. Однако промышленное значение месторождения слюды приобретают тогда, когда эти минералы образуют скопления достаточно крупных технически пригодных кристаллов.

Условия образования слюд в природе отличаются некоторыми особенностями. В высокотемпературных эффузивных породах эти минералы как ранние выделения непосредственно из магмы никогда не встречаются. В интрузивных изверженных породах преимущественно кислого и среднего состава они образуются как позднемагматические постмагматические минералы, очевидно, под влиянием легколетучих агентов (мусковитовые граниты, грейзены).

Залежи мусковита бывают приурочены исключительно к гранитным пегматитам. Мусковит ассоциирует с полевыми шпатами, кварцем и в меньшей степени с турмалином, апатитом и другими минералами. Месторождения этого типа наиболее крупны и многочисленны и дают главную массу листового мусковита. К ним принадлежат месторождения Восточной Сибири, Урала, Бразилии, Канады.

Промышленные залежи флогопита всегда приурочены к областям контактов богатой минерализаторами гранитной магмой и магнетизальными известняками или доломитами. Флогопит здесь сопровождается диопсидом, апатитом и кальцитом, совместно с которыми он заполняет трещины и пустоты в зонах контакта. Отдельные кристаллы флогопита в этих условиях достигают совершенной формы и весьма крупных размеров (месторождения ЮАР).

В СНГ к этому типу относятся крупные промышленные месторождения флогопита в Восточной Сибири, Прибайкалье и на Памире.

Вермикулит залегает среди сильно измененных ультраосновных пород, где он является продуктом гидротермального изменения биотита и флогопита, образуя мощные и длинные линзы.

В России к этому типу относятся промышленные месторождения вермикулита Среднего Урала, Ковдорское месторождение, месторождения США и Западной Австралии.

Технические свойства слюды в значительной степени зависят от чистоты кристаллов. Совершенно чистые кристаллы слюды встречаются редко, обычно они имеют различные природные дефекты – минеральные или газовые включения и неровную поверхность.

Среди минеральных включений различают пронизывающие, железистые и включения слюды другого состава.

Пронизывающие включения – это мелкие частицы обычно кварца и полевого шпата. При очистке слюды такие места обрезают.

Железистые включения – это окислы и гидроокислы железа. Они не пронизывают, а залегают в виде тонких пленок между слоями (их можно соскоблить, не обрезая этих участков слюды).

В мусковите часто встречаются включения биотита, которые не сильно ухудшают качество, но так как их можно спутать с включениями магнетита, то приходится отбраковывать мусковит с биотитовыми включениями в низкие сорта.

Газовые включения могут быть в виде отдельных пузырьков или групповых образований. Они заметно не снижают прочность слюды, но появляется большой тангенс угла диэлектрических потерь.

Слюдяной рудой называется природное минеральное вещество, содержащее в своем составе кристаллы слюды площадью не менее 3 см², пригодные для изготовления ряда изделий.

Кристаллы слюды, извлеченные из жильной массы, называются забойным сырцом. В забойном сырце допускается до 5 % породной мелочи и 5 % слюдяной чешуйки. В специальных цехах горных предприятий забойный сырец доводят до состояния промышленного сырца.

Промышленным сырцом называют кристаллы слюды произвольного контура и неограниченной толщины, имеющие на поверхности с обеих сторон явно выраженную полезную площадь размером не менее 3 см².

Полезной считают площадь, не имеющую трещин, проколов, минеральных включений, пережимов и других дефектов.

Слюда в виде листов, порошка и различных изделий нашла применение в самых различных отраслях промышленности. Главным потребителем слюды в настоящее время является электротехническая промышленность, применяющая слюду во всех ее видах при изготовлении электрических машин, конденсаторов, реостатов и др.

С помощью слюды создается надежная изоляция мощных турбогенераторов и других высоковольтных машин. Слюдяные конденсаторы являются важными элементами электрических фильтров, применяемых в телефонной аппаратуре дальней связи, позволяющих вести одновременно несколько переговоров по одному проводу.

Слюда применяется также в радиолокационной и радиотехнической аппаратуре.

Термическая устойчивость и химическая инертность слюды обусловили ее применение для изоляции в зажигательных свечах двигателей

внутреннего сгорания, в различных нагревательных приборах и аккумуляторах.

Благодаря своей упругости, тонкости и однородности листовая слюда применяется для изготовления мембран телефонов, микрофонов и других акустических приборов, а также как основание для флюоресцирующих экранов, в вакуум-трубках для осциллографов и для телевидения.

Листовая слюда прозрачна, огнеупорна и устойчива при резких колебаниях температуры, поэтому ее вставляют в окна химических и металлургических печей.

Молотая слюда применяется для изготовления кровельных материалов (толь, рубероид), для изготовления огнеупорных красок, для тепловой изоляции паровых котлов и трубопроводов паровых и холодильных установок, как наполнитель в электроизоляционных пластмассах, для сухой смазки деревянных трущихся частей, в качестве присыпки, чтобы не слипались резиновые изделия и для придания блеска бумаге и краскам.

6.2. Требования к качеству сырья, типы руд и месторождений слюды

При предварительной качественной оценке сырой слюды необходимо пользоваться теми показателями, которыми характеризуется сырье разрабатываемых уже месторождений и теми требованиями, которые предъявляют потребители к товарной слюде и полуфабрикатам (табл. 6.1–6.3).

Таблица 6.1

Марки слюды по ГОСТ 106 98-80 (Статус: Действующий)

Тип	Форма и размеры
Подборная	Пластинки произвольной формы, толщиной от 100 до 400 мкм
Обрезная	Прямоугольные пластинки толщиной от 5 до 650 мкм
Щипаная	Пластинки произвольной формы от 5 до 45 мкм
Фасонные изделия	Штампованные детали различной конфигурации толщиной от 50 до 550 мкм
Дробленая	Чешуйки размером в поперечнике от 160 до 20 000 мкм
Молотая	Порошкообразный продукт с размером частиц до 630 мкм

Таблица 6.2

Слюда мусковит молотая электродная ТУ по ГОСТ 14327-82
(Статус: Действующий)

Наименование показателя	Норма для марки		Метод испытания
	СМЭ-315В	СМЭ-315	
Тонина помола: массовая доля остатка, %, не более, на сетке №: 2 0315 0125	Отсутствие 3 55	Отсутствие 3 55	По ГОСТ 19572
Массовая доля частиц, проходящих через сетку № 0063, %, не более	50	50	
Массовая доля двуоксида кремния (SiO ₂), %	44–50	44–50	
Массовая доля суммы полуторных окислов (Al ₂ O ₃ + Fe ₂ O ₃), %	32–40	32–40	По ГОСТ 26318.3 и ГОСТ 26318.4
Массовая доля окиси железа (Fe ₂ O ₃), %, не более	4,0	5,0	По ГОСТ 26318.3
Массовая доля окиси магния (MgO), %, не более	2,0	2,0	По ГОСТ 26318.6
Массовая доля окиси калия (K ₂ O), %, не менее	8,0	8,0	По ГОСТ 26318.7
Массовая доля пятиоксида фосфора (P ₂ O ₅), %, не более	0,1	0,1	По ГОСТ 26318.10
Массовая доля трехоксида серы (SO ₃), %, не более	0,1	0,1	По ГОСТ 26318.9
Массовая доля влаги, %, не более	2,0	3,5	По ГОСТ 26318.11
Массовая доля посторонних примесей минерального происхождения, %, не более	4,0	5,0	Массовую долю посторонних примесей определяют параллельно на двух навесках молотой слюды массой по 50 г каждая, отобранных по ГОСТ 22370
Насыпная масса, г/см ³ , не более	0,40	0,50	Насыпную массу слюды определяют параллельно на двух навесках массой по 500 г каждая, отобранных по ГОСТ 22370

Таблица 6.3

**Слюда обрезаемая мусковит для водомерных колонок, котлов
высокого давления ТУ по ГОСТ 13752-86 (Статус: Действующий)**

Наименование показателя	Норма	Методы испытания
Пятнистость смотровой части, %, не более	6	Путем измерения площади смотровой части, занятой минеральными включениями
Диаметр пластинчатых минеральных включений на смотровой части, мм, не более	2	Диаметр определяют с помощью микроскопа стереоскопического типа МВС, окуляр с ЦД 0,1 мм
Площадь, занятая газовыми включениями, %, не более	25	Определяют с помощью микроскопа стереоскопического типа МВС, в котором установлен окуляр с сеткой со стороной квадрата 1 мм
Захождение краевых трещин, мм, не более для пластин площадью: менее 60 см ² более 60 см ²	2 5	Определяют с помощью металлической измерительной линейки
Длина линии отлома угла, мм, не более	3	Измеряют с помощью линейки металлической
Проколы, трещиноватость, объемные (прокатывающие) минеральные включения, загрязнение поверхности	Не допускается	Определяют визуально в проходящем и отраженном свете
Разность толщины по недосыатию, мм, не более	0,02	Погрешность измерения должна быть не более 0,01 мм. Измерение проводят в точке, находящейся не ближе 2 мм от края пластины
Отклонения от номинальной длины и ширины, мм, не более	±1	По ГОСТ 10918-82 погрешность измерения должна быть не более 0,25 мм
Отклонения от номинальной толщины, мм, не более	-0,10	Погрешность измерения должна быть не более 0,01 мм. Измерение проводят в точке, находящейся не ближе 2 мм от края пластины

Примечания. 1. Смотровой частью пластины считается часть пластины шириной 4 мм, расположенная симметрично относительно продольной оси.

2. По согласованию между потребителем и изготовителем допускается установление смотровой части шириной более 4 мм, при этом площадь, занятая пластинчатыми минеральными включениями, также устанавливается по согласованию между изготовителем и потребителем.

Условия образования слюд в природе отличаются некоторыми особенностями. В высокотемпературных эффузивных породах эти минералы, как ранние выделения непосредственно из магмы, никогда не встречаются. В интрузивных изверженных породах преимущественно кислого и среднего состава они образуются как позднемагматические постмагматические минералы, очевидно, под влиянием легко летучих агентов (мусковитовые граниты, грейзены). Крупные кристаллы слюды встречаются среди пегматитов, нередко в высоко- и среднетемпературных гидротермальных месторождениях вольфрама, молибдена и др. Широким распространением они пользуются также во многих метаморфических породах, в частности, в кристаллических сланцах (гнейсах, слюдяных сланцах и др.).

Месторождения мусковита

Мусковит среди минералов группы слюд пользуется широким распространением. В качестве породообразующего минерала он входит в состав некоторых интрузивных горных пород, в частности, в состав гранитов, особенно грейзенов, т.е. пневматолитически измененных их разновидностей, в ассоциации с топазом, литиевой слюдой, кварцем, иногда вольфрамитом, касситеритом, молибденитом и др. Мусковит в этих случаях образуется главным образом за счет ранее выделившихся калиевых полевых шпатов (ортоклаза и микролина).

Сравнительно часто мусковит встречается в гранитных пегматитовых жилах в виде крупных кристаллов, представляющих промышленный интерес. Мусковит в таких жилах, особенно в центральных частях, нередко дает скопления в виде гнезд до 1–2 м в поперечнике, но обычно бывает беспорядочно рассеян в форме крупных кристаллов по всей массе пегматита или вдоль определенных зон.

Как мельчайшие включения в кристаллах мусковита иногда встречаются циркон, рутил в виде сагенитовой решетки, апатит, шпинель, гранаты, турмалин, кварц, магнетит и др. При детальном исследовании в ряде случаев можно установить определенные закономерности ориентировки этих включений в соответствии со структурными особенностями минералов.

В контактово-метасоматических месторождениях мусковит встречается редко. Известны случаи образования мелкозернистого мусковита в песчаниках на контакте их с гранитом и другими кислыми изверженными породами.

В гидротермальных рудных месторождениях широко развиты процессы серицитизации, т.е. образования серицита – скрытокристаллической разновидности слюды, обогащенной водой.

В метаморфических горных породах мусковит и серицит пользуются широким распространением. Известны целые массивы слюдяных кристаллических сланцев, серицитсодержащих глинистых сланцев (филлитов) и кварцитов с мусковитом. В таких породах полевые шпаты обычно отсутствуют.

При процессах, выветривания мусковит обладает относительной химической стойкостью и часто переходит в россыпи. В силу способности легко расщепляется на мелкие листочки и благодаря малому удельному весу в виде мельчайших серебристых блесток скопляется обычно в илистых осадках и слоистых глинах, образующихся в водных бассейнах при замедленном движении вод.

В условиях интенсивного химического выветривания мусковит способен переходить в более богатые водой гиотослюды – гидромусковиты, а при переходе в раствор щелочей – в каолинит.

Из многочисленных месторождений мусковита следует отметить лишь наиболее интересные, распространенные в пегматитах. Это месторождения Мамского, Бирусинского районов и Урала.

Главнейшие иностранные месторождения мусковита в пегматитах находятся в Индии (Бенгальский и Мадрасский районы), где встречаются кристаллы мусковита до 3–5 м² и больше, в ряде штатов США (Северная Каролина, Мэриленд и др.), Бразилии, Канаде и других странах.

Месторождения флогопита

Флогопит довольно часто встречается в контактово-метасоматических образованиях и в пегматитовых жилах, секущих доломитизированные известняки и другие бедные кремнеземом и железом магнезиальные породы (например, серпентиниты). Типичными спутниками флогопита являются диапсид, форстерит, шпинель, доломит, кальцит, полевые шпаты, скаполиты и др. Он распространен также в метаморфических породах (кристаллических сланцах), обычно в ассоциации с относительно бедными железом минералами. В прозрачных шлифах без измерения оптических констант его легко принять за мусковит. Примером являются Слюдянские месторождения флогопита, В генетической связи с гранитными интрузиями здесь среди сложного комплекса кристаллических сланцев, гнейсов и мраморов образовались многочисленные секущие пегматитовые жилы и метасоматические образования.

Флогопитосодержащие минеральные тела обычно подчинены пирокново-амфиболовым гнейсам и встречаются нередко группами. Строение таких жил довольно сложное. Аналогичные флогопитовые месторождения распространены в Алданском районе Восточной Сибири.

Флогопитоносность отмечается во многих зарубежных карбонатитовых месторождениях. Более подробно она исследована на месторождениях Пилбара (ЮАР), Однако сведений о практическом применении флогопита карбонатитовых месторождений за рубежом нет. В России известны такие месторождения в Маймеча-Котуйской провинции (Гулинское, Одихинча, Маган) и в Карелии – Ковдорское. Последнее эксплуатируется.

Месторождения вермикулита

Вермикулит залегает среди сильно измененных ультраосновных пород, где он является продуктом гидротермального изменения биотита и флогопита, образуя мощные и длинные линзы.

В России к этому типу относятся промышленные месторождения вермикулита Среднего Урала и Ковдорское месторождение. Наиболее перспективными являются Ковдорское и Потанинское.

Из иностранных месторождений следует отметить крупные промышленные месторождения Либби в Монтане (США) и в Западной Австралии.

В настоящее время у нас слюду добывают на рудниках, объединенных в пять крупных предприятий: трест Мамслюда, комбинат Алданслюда, Слюдянское, Чупинское и Енское рудоуправления.

6.3. Обогащение слюдяных руд

Важнейшей целью процесса обогащения слюдосодержащих руд является увеличение содержания ценной части кристаллов за счет уменьшения содержания бесполезной ее части, состоящей из посторонних примесей (пустой породы).

Трудность проблемы механизации обогащения слюдяных руд состоит в следующем:

1. Кристаллы слюды и сопутствующая им порода имеют почти одинаковые диэлектрические константы и удельный вес, что исключает применение распространенных методов обогащения. Кристаллы слюды в процессе обогащения не должны нарушаться.

2. В исходной руде встречаются кристаллы слюды различной конфигурации, площади и толщины.

3. По своим технологическим свойствам руды различных месторождений значительно отличаются друг от друга.

Таким образом, основным методом обогащения слюдяных руд является механический, основанный на различии формы зерен и коэффициента трения.

В настоящее время применяются пять методов:

1. Ручная сортировка.
2. Обогащение по трению.
3. Обогащение по форме.
4. Гравитационные методы (для мелкоразмерных руд).
5. Флотация.

Исключением является обогащение вермикулитовых руд, где кроме обогащения по форме применяются гравитационные методы и электромагнитная сепарация.

6.3.1. Обогащение по трению

Обогащение по трению основано на различии коэффициентов трения-скольжения кристаллов слюды и трения-качения округлых кусков породы.

Куски породы, имея округлую форму, скатываются по наклонной плоскости вследствие того, что опрокидывающий момент куска породы больше удерживающего момента, если угол наклона плоскости больше или равен углу трения кристаллов слюды. Кристаллы слюды благодаря своей пластинчатости при падении ложатся на плоскость своей большей площадью.

Значительная разница между площадью и толщиной кристаллов препятствует возникновению опрокидывающего момента и кристаллы слюды вынуждены скользить по наклонной плоскости. Вследствие различных коэффициентов трения минералы слюды и породы приобретают различные ускорения и падают с конца наклонной площади по разным параболическим траекториям.

На основе данного принципа обогащения разработаны и испытаны несколько видов наклонных плоскостей и винтовых сепараторов.

Предложенный В.М. Архангельским и М.А. Лавровым сепаратор состоит из ряда наклонных металлических плоскостей (рис. 6.1). Каждая плоскость имеет длину 1 350 мм, ширину – 100 мм; угол наклона каждой последующей плоскости больше, чем предыдущей.

В конце каждой плоскости имеется щель для улавливания кристаллов слюды. Ширина щели на первой плоскости больше, чем на второй и т.д. Перед щелью устанавливается небольшой порог треугольной формы (горка) для создания условий отрыва движущихся кусков породы от наклонной плоскости.

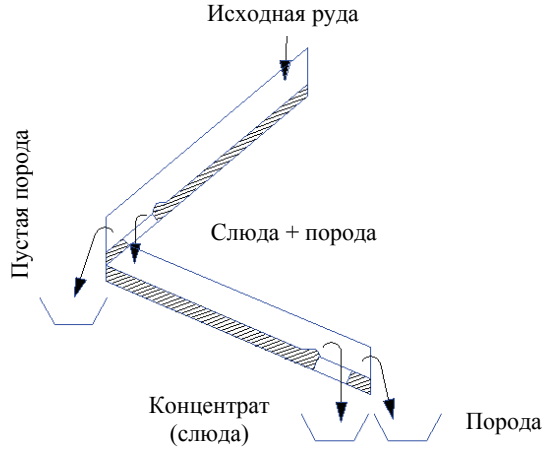


Рис. 6.1. Плоскостной сепаратор В.М. Архангельского и М.А. Лаврова

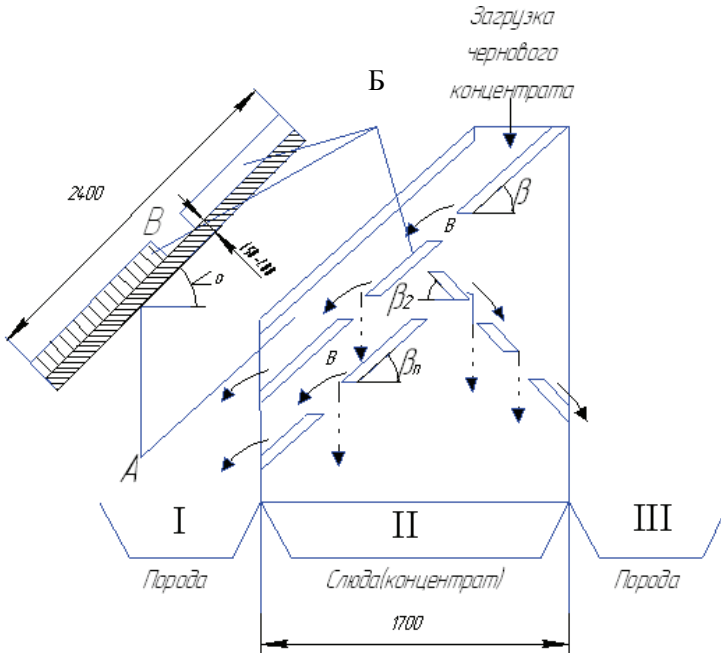


Рис. 6.2. Плоскостной сепаратор М.Г. Кузакова и Б.А. Круглова: А – неподвижная рабочая плоскость; Б – миниатюрные плоскости (типа «горка»); В – окна

Крупные куски породы, двигаясь с большей скоростью по плоскости, перелетают через щель и уходят в отвал. Кристаллы слюды и более мелкие куски породы проваливаются в щель и падают на вторую плоскость и т.д. Крупность исходного составляет 20–70 мм, извлечение слюды – 90–92 %, выход породы в концентрат – 26–33 %.

Есть еще сепаратор Архангельского, в котором на внешней стороне рабочего желоба установлены небольшие борта, позволяющие держать больший угол наклона.

Известен плоскостной сепаратор (рис. 6.2) конструкции М.Г. Кузакова и Б.А. Круглова, в котором имеется наклонная плоскость с перпендикулярными плоскостями и щелью, угол наклона равен 37°. Извлечение слюды достигает 70–86 %, засоренность концентрата пустой породой составляет 59–78 %.

6.3.2. Обогащение по форме

Как известно, пустая порода имеет куски более неправильной формы, чем слюда, вследствие чего в узкие щели вместе со слюдой проваливается только мелочь размером меньше ширины щели. При грохочении происходит разделение всей горной массы по форме зерен следующим образом.

Кристаллы слюды, попадая на сито с колосниками, имеющими острые грани, получают неустойчивое равновесие и легко опрокидываются в щель. В связи с этим уголковый профиль сит признан наилучшим. Последующее отделение кристаллов слюды от мелкой породы основывается на разности их площадей.

Максимальный диаметр кусков породы незначительно превышает размер щелей колосникового грохота, тогда как у кристаллов слюды площадь намного больше толщины. При просеивании промпродукта через грохот с круглыми или квадратными отверстиями мелкие куски породы проваливаются, а кристаллы слюды скатываются по сетке, чем и достигается отделение слюды от мелкой породы.

Этот метод обогащения слюдяных руд нашел широкое распространение и осуществляется на барабанных и вибрационных грохотах. Почти все современные обогатительные фабрики на слюдяных рудниках работают на основе этого метода.

В 1960 г. для обогащения слюдяных руд впервые были применены вибрационные грохоты типа СМ-13. Эти грохоты наиболее эффективны для обогащения слюдяных руд ввиду того, что траектория колебаний сит происходит по эллипсу, т.е. в несколько наклонном к горизонту направлении. Такое сложное движение грохота способствует лучшему самоочищению сита колосниковой решетки.

Кроме того, используются грохоты ГУП-1 и ГУП-3, а также сепаратор конструкции Гипронинеруд. Сепаратор представляет собой

стандартный ленточный контейнер с плоскими роликами. Над лентой под некоторым углом к ее оси установлены ребристые валки, вращающиеся навстречу ленте. Оси валков расположены под углом 60° к плоскости ленты. При этом зазор между валиками и лентой уменьшается в направлении движения материала. При встрече с первым валком куски руды большего размера, чем зазор между валком и лентой, сбрасываются с ленты, а кристаллы слюды, имеющие плоскую форму, проходят под валком. Следующий по ходу валок устанавливается с меньшим зазором и отбивает с ленты куски породы, прошедшие под первым валком, и пропускает как и первый кристаллы слюды, которые поступают в приемный бункер. Лучшие результаты получаются на материале, из которого удален негабарит, класс -20 мм, и особенно на расклассифицированном на фракции, обогащающиеся на отдельных сепараторах. Между сепараторами имеется ленточный конвейер, который транспортирует породу, отбитую валками. Кристаллы избыточного размера выбираются вручную. Извлечение слюды в концентрат составляет 97–98 %.

Ленточные сепараторы успешно работают на рудниках Ковдор и Ёнского рудоуправления.

В работе [81] описано устройство для отбора кристаллов слюды из руды, включающее установленный на основании перфорированный вращающийся барабан, выполненный из двух соединенных между собой частей, конфузор с вентилятором, установленный с внешней стороны одной из частей барабана, которая имеет длину не менее ширины конфузора, разгрузочный лоток, установленный внутри барабана вблизи конфузора с зазором относительно поверхности барабана. Часть перфорированного барабана, прилегающая к конфузору, выполнена в виде отдельных одинаковых прямоугольников с упорами, расположенными на краях одной из продольных сторон каждого прямоугольного элемента, а опорные элементы выполнены в виде Г-образных обручей, обращенных навстречу друг другу. При этом каждый прямоугольный элемент установлен посредством осей между Г-образными обручами с возможностью взаимодействия упоров с ними. Причем края бортов разгрузочного лотка расположены ниже уровня горизонтальной оси барабана, а расстояние между ними больше ширины прямоугольных элементов.

6.3.3. Гравитация

Гравитационные методы обогащения применяются, главным образом, для мелкоразмерных слюдяных руд и мелкочешуйчатых слюдосодержащих сланцев. Месторождения таких руд известны в различных районах нашей страны и являются одним из резервов обеспечения потребителей народного хозяйства в молотой слюде – мусковите.

В гравитационных методах и аппаратах, применяемых для обогащения слюды, обычно используют не только разницу в плотности зерен разделяемых минералов, но и различие в форме.

Благодаря последнему перспективной является и воздушная сепарация. В работе [60] исследовано влияние вибрационной среды на скорость осаждения плоских и изометричных частиц. Достигнуто улучшение показателей обогащения слюдосодержащих руд методом г и д р а в л и ч е с к о й к л а с с и ф и к а ц и и в колеблющейся среде при одновременном уменьшении расхода воды за счет меньшей скорости восходящего потока.

Неплохие результаты может давать обогащение на в и н т о в ы х с е п а р а т о р а х. Так, представляет интерес сепаратор В.М. Архангельского. Конструктивная особенность данного винтового сепаратора заключается в том, что на внешней стороне рабочего желоба установлены небольшие борта, позволяющие увеличить угол наклона. При его испытании в Слюдянском рудоуправлении производительность составила 75 т/см, засоренность концентрата пустой породой – 73 %, извлечение составило 95,2 %.

Обогащение мелкоразмерных слюд возможно производить в потоках малой толщины на наклонной поверхности. Наиболее четко идет разделение на к о н ц е н т р а ц и о н н о м с т о л е [61]. На нем усиливается эффект сегрегации материала, способствующий распределению плоских частиц по высоте потока в зависимости от значений коэффициента сферичности по скоростям стесненного падения. Разделение улучшается при замене прямоугольных нарифлений на волновые, обеспечивающие более равномерное взвешивание материала.

Резкое различие в форме близких по плотности минералов слюды и кварца обуславливает существенную разницу в конечных скоростях падения и в скоростях витания этих частиц, причем пластины слюды, обладающие большей плотностью, ведут себя как более легкий компонент, а более легкие по плотности округлые зерна кварца того же размера – как более тяжелый. Благодаря различию в форме зерен наиболее перспективными способами разделения слюды и кварца являются гравитационные методы, в том числе в о з д у ш н а я с е п а р а ц и я. Установлено, что коэффициент равнопадаемости бинарных сочетаний различных компонентов руды существенно зависит от формы, а в меньшей степени – от размера и плотности зерен разделяемых минералов.

Трудности при воздушной сепарации руды представляет выделение более мелких по крупности и утолщенных по форме частиц слюды, характеризующихся меньшим значением коэффициента равнопадаемости по отношению к зернам других минералов.

Технологические испытания воздушной сепарации осуществлялись на классах +0,7 мм, –7+0,4 мм, –0,4+0,25 мм, –0,25 мм на полочном

сепараторе с горизонтальным направлением воздушного потока. Преимуществом данной конструкции по сравнению с сепараторами с восходящим воздушным потоком («Зигзаг», каскадный и др.) является возможность создания благоприятных условий для предварительной стратификации обогащаемого продукта при подаче его в рабочую камеру по наклонной полке сепаратора.

Обогащение неклассифицированной руды позволило увеличить нагрузку на воздушный сепаратор в 7–10 раз и уменьшить расход воздуха в 10 раз. При этом воздушным потоком извлекается лишь 50 % слюдяного концентрата, а остальное количество слюды отклоняется под действием слабой воздушной струи из общего рудного потока и выделяется в первом отсеке воздушного сепаратора. Качество и выход суммарного концентрата при сепарации неклассифицированной руды получаются примерно такими же, как и при раздельной первичной сепарации узких машинных классов: суммарный концентрат оказывается загрязненным породными примесями за счет мелкого класса (–0,25 мм). Поэтому концентрат необходимо подвергать контрольному грохочению и повторной воздушной сепарации раздельно по узким классам. В конечных крупнозернистых хвостах содержание слюды составляет не более 3–5 %, в концентрате – 90,8–98,7 %.

Обогащение методом в о з д у ш н о й в и б р о с е п а р а ц и и основано на разности коэффициентов аэродинамического сопротивления слюды и пустой породы. При этом весь материал под действием воздушного потока распределяется таким образом: частицы, обладающие меньшим коэффициентом аэродинамического сопротивления, оседают внизу вибрирующей плоскости, а частицы с большим коэффициентом аэродинамического сопротивления всплывают поверх слоя, затем порода под действием вибрации поступает вверх, а слюда под действием горизонтального воздушного потока движется вниз.

6.3.4. Флотация

Этот метод применяется при обогащении мелкоразмерных слюдяных руд и мелкочешуйчатых слюдосодержащих сланцев, а также классов, остающихся после обогащения вышеописанными методами, или комплексных руд (Fe, Ti, Nb, Zr, Tr, иногда Cu, Pb, апатитовых руд, флюоритовых руд и др.)

Для обогащения материала крупнее 0,5–0,25 мм используется п е н н а я с е п а р а ц и я.

Пенная сепарация была применена для обогащения мусковита, флогопита и вермикулита крупностью –5+0,3 мм. В качестве собирателей использовались реагенты АНП-14, алкилзамещенные имидазолины и

их эмульсии с аполярными реагентами, приготовленные на ультразвуковой установке.

Руда классифицировалась по крупности на классы: вермикулитовая – $-5+1$ мм и $-1+0,315$ мм; мусковитовая – на $-5+1$ мм, $-1+0,5$ мм; флогопитовая – на $-3+1$ мм, $-1+0,5$ мм.

На Ковдорской обогатительной фабрике была показана целесообразность замены концентрационных столов при обогащении вермикулитовых руд на более производительную и занимающую меньшую площадь пенную сепарацию. При вовлечении в переработку мусковитового и флогопитового мелкоразмерного сырья крупностью $-5+0$ мм с применением пенной сепарации можно значительно снизить себестоимость обогащения.

Для обогащения мелкой слюды ($-0,5-0$ мм, $-0,3-0$ мм) целесообразнее использовать флотацию.

Флотацию слюды ведут в широком диапазоне рН (от кислой до щелочной) обычно катионным собирателем (например, АНП-2, АНП-14) при дробной его подаче и добавке вспенивателя. Известно и применение для флотации мусковита олеата натрия в присутствии силиката натрия и использование модификаторов (серной кислоты и соды). Лучшие результаты получаются, когда в начале процесса подается олеиновая кислота (расход олеиновой кислоты составляет 150 г/т и амина – 96 г/т).

Исследователями был создан собиратель, обеспечивающий улучшенные потребительские свойства и высокие технологические показатели при флотации слюды и полевых шпатов. Собиратель содержит первичные дистиллированные амины фракции $C_{10}-C_{14}$ и гидроксилсодержащее соединение при следующем соотношении реагентов, вес %: первичные дистиллированные амины – 40–80, гидроксилсодержащее соединение – 60–20. Гидроксилсодержащее соединение представляет собой смесь изобутанола с алифатическими спиртами, циклическими спиртами, спиртами диоксанового или терпенового ряда в соотношении (2,5–3,5):1.

С целью повышения технологических показателей флотации слюды (мусковита) из отходов неслюдяного производства для активации вводят кремнефтористый натрий. Перед подачей катионного собирателя дополнительно подают жидкое стекло при соотношении реагентов, мас. %: кремнефтористого натрия – 16–17, серной кислоты – 58–59, жидкого стекла – 19–20, АНП – 5–6. При этом весь процесс обогащения проводят последовательно в три этапа.

Для флотации слюды (мусковита) из хвостов обогащения редкометалльных руд Орловского ГОКа [67] реагентом АНП-2 с целью повышения эффективности обогащения был применен реагент модификатор ДВТУК при расходе 1 г/т. Извлечение слюды в концентрат составило 74,7 % при содержании 83 %.

Проводились работы [67] по обогащению техногенных слюдяных месторождений на отвалах мусковитовых и флогопитовых руд рудников (Риколатва и Ковдор), где содержание мелкоразмерного мусковита составляло 10–12 %, а флогопита – до 30 %. Для обогащения таких руд были созданы специальные аппараты, которые можно изготовить собственными механическими службами комбинатов: щелевой и гидравлический сепараторы и барабанные грохоты, внедренные на действующих производствах.

В промышленных условиях было показано, что щелевые сепараторы могут успешно применяться и для обогащения слюдяной руды крупностью более 20 мм. Глубина обогащения без применения флотации составляет 0,15 мм. Получаемые концентраты содержали около 100 % слюд при их извлечении 65–70 % с учетом потерь с материалом крупностью менее 0,15 мм. Применение флотации для обогащения материала < 0,15 мм позволяет поднять извлечение слюд на 15–20 % и вовлечь в производство практически всю слюду из отвалов как для производства молотых слюд, так и по целевому назначению.

6.3.5. Схемы обогащения. Фабрики

Технологические схемы обогащения на фабриках для переработки слюдяных руд разнообразны и в каждом отдельном случае составляются индивидуально на основании показателей обогатимости данной руды, ситовых анализов, вещественного состава, характеристики слюды, производительности объектов, с которых поступает руда, и технико-экономического расчета.

Представляют интерес следующие технологические схемы:

- для переработки руд с мелкомерной и тонкой слюдой (рис. 6.3);
- для обогащения руд с высокой крупностью исходного материала и крупных по толщине и площади кристаллов слюды, поступающих с открытых работ (рис. 6.4);
- для обогащения мелкочешуйчатых слюдосодержащих сланцев (рис. 6.5);
- для обогащения вермикулитовых руд.

Для обогащения вермикулита применяется разделение по форме, отсадка, концентрация на столах и винтовых сепараторах (руды Ковдорского месторождения), сухая магнитная сепарация (руды Потанинского месторождения).

Схема обогащения вермикулита на Ковдорской фабрике приведена на рис. 6.6. В настоящее время отрабатывается новый вариант схемы с использованием барабанно-пленочных сепараторов.

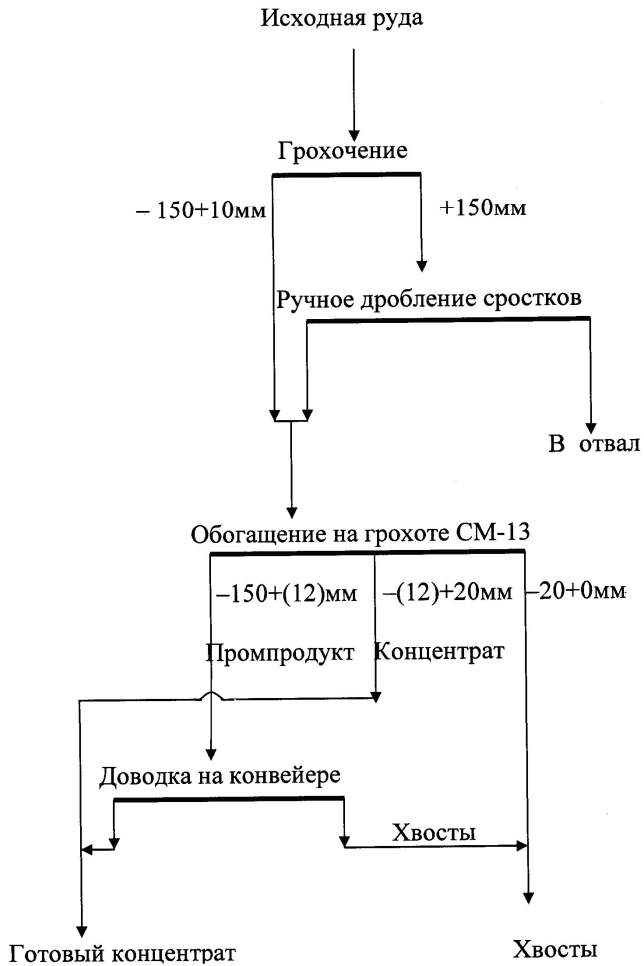


Рис. 6.3. Схема фабрики «Малиновая Варака»
(Чупинское рудоуправление)

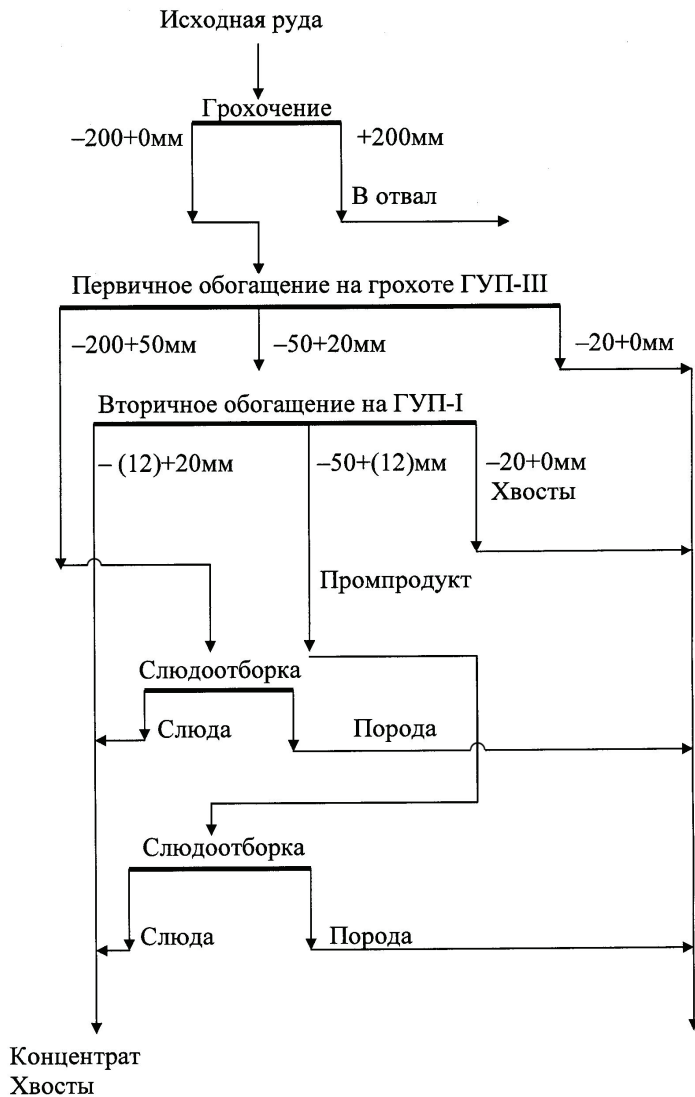


Рис. 6.4. Схема обогащения слюды рудника «Тимптон»

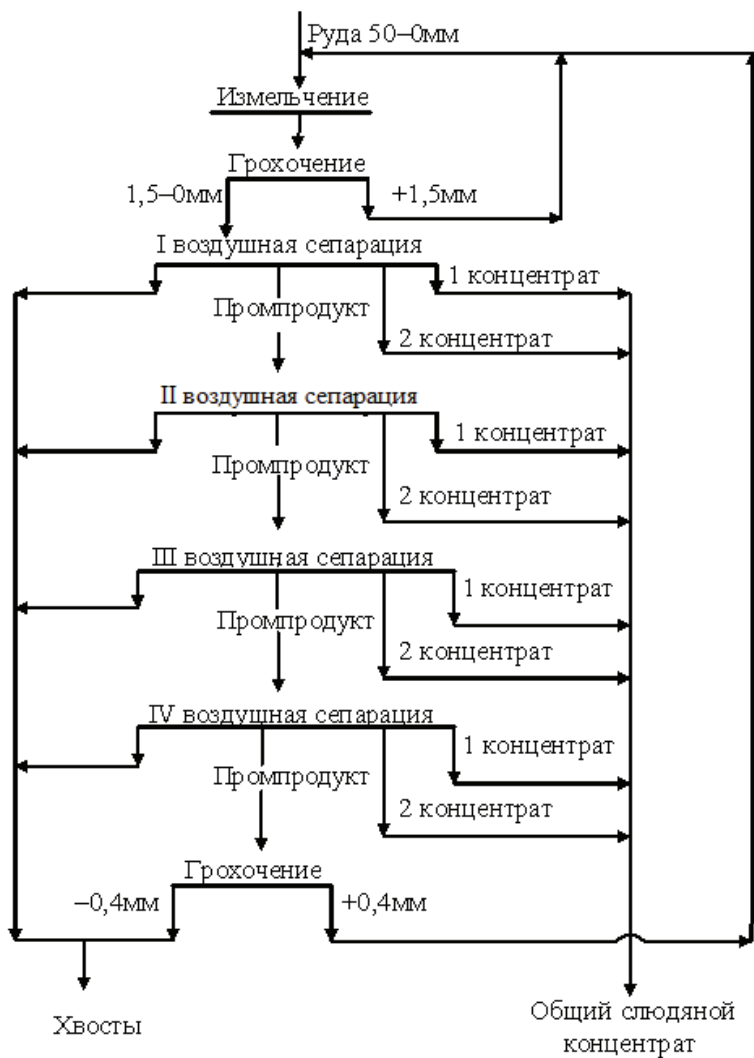


Рис. 6.5. Схема воздушной сепарации

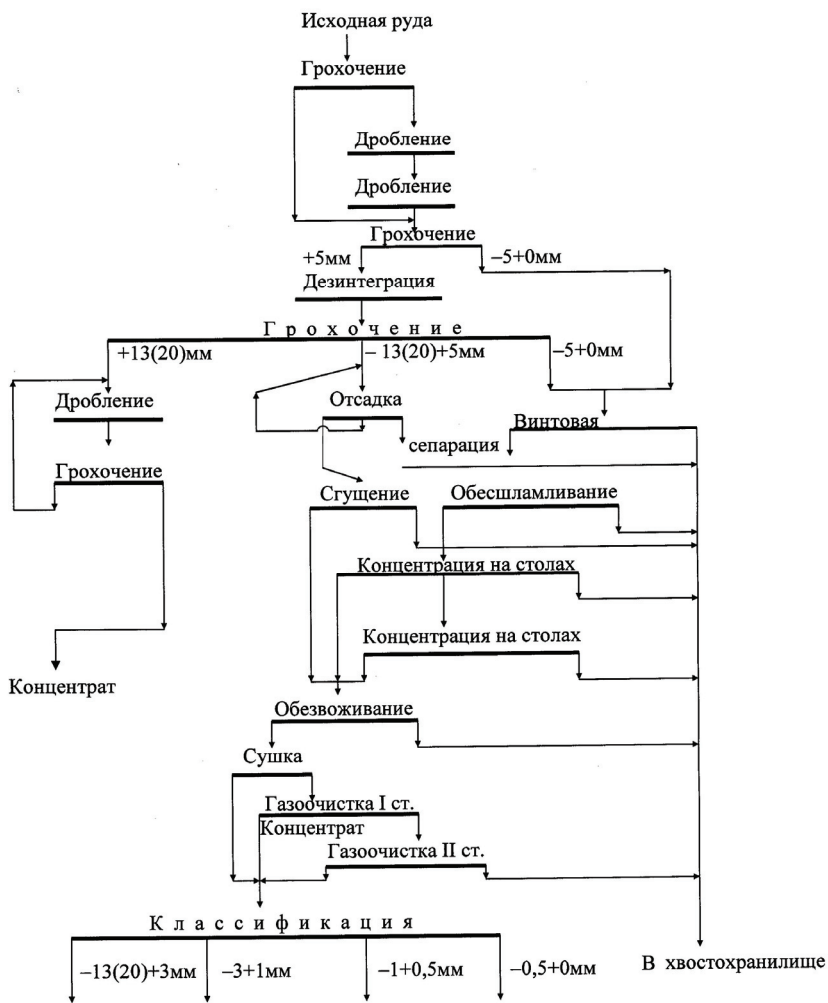


Рис. 6.6. Схема обогащения вермикулита на Ковдорской фабрике

Результаты анализа материалов о комплексном и рациональном освоении, использовании минеральных ресурсов на горно-обогатительных предприятиях Восточной Сибири, России и стран СНГ показывают, что они несут в себе потенциальную ценность. При определенной специальной обработке таких слюд на их основе могут быть получены высокоэффективные сорбенты для очистки промышленных сточных вод от токсичных ингредиентов. Доказано, что вовлечение в переработку отходов техногенных месторождений слюды экономически целесообразно, эффективность их использования повышается за счет увеличения прибыли и предотвращения ущерба окружающей среде.

Отвалы всех рудников, перерабатывающих жильную массу для извлечения листовой слюды, можно рассматривать как перспективный источник для получения молотых слюд. Объемы отвалов рудников Карелии значительно превышают объемы аналогичных отвалов в Мурманской области, а их географическое положение позволяет рассчитывать на их первоочередное вовлечение в переработку. На всех отвалах необходимо провести оценочные работы по подсчету запасов слюды и на первом этапе определить состав отвалов и возможные технологические показатели переработки.

6.3.6. Производство слюдяных материалов и изделий

Обработка слюды на слюдяных фабриках состоит в получении из исходного сырья (концентрата) специальных листовых изделий установленной формы и толщины.

Слюду колот (щиплот) на пластины размером 0,01–0,03 мм вручную. В настоящее время частично применяется механический процесс, для чего сначала проводят термическую обработку при температуре 300–400 °С. Колотая слюда представляет полуфабрикат, обработанный до такого состояния, которое позволяет дать оценку сырья с точки зрения его качества и назначения, характеризующихся размером пластин, содержанием в них минеральных включений и характером поверхности (волоконистость).

Основные виды слюдяных изделий

Технология изготовления изделий состоит из калибровки (подбора), обрезки ее вручную или штамповки на прессах. Помимо натуральной слюды в электропромышленности применяют искусственные электроизоляционные материалы на слюдяной основе, например, миканиты, микафолы и др. Их изготавливают из тонких листочков слюды, склеивая различными клеящими веществами, с последующим прессованием.

Склеивающими веществами служат шеллак, синтетические смолы, жидкое стекло и др.

М о л о т а я с л ю д а изготавливается путем дробления или размола и сортировки (сухим или мокрым способом). Для удаления примесей железа иногда применяется магнитная сепарация.

Изделия из вермикулита

Изделия из обожженного вермикулита изготавливаются на различных связующих веществах: казеине, жидком стекле, глине, крахмале, синтетических смолах, цементе, гипсе и других с добавками асбеста, минеральной ваты и стеклянного волокна.

Выбор вида связующего вещества и добавки определяется условиями применения изделий, требованиями, предъявляемыми к ним, технологией их производства. Технология изготовления изделий заключается в подготовке сырья, смешивании вермикулита со связующими и добавками, сушки.

Вермикулитовые изделия также изготавливаются по сухому способу на фенольных смолах без воды путем смешивания смол с вермикулитом и формования массы при температуре полимеризации смолы.

А с б е с т о в е р м и к у л и т о в ы е изделия представляют собой теплоизоляционный материал, состоящий из обожженного вермикулита, распушенного асбеста (не ниже 5-го сорта) и связующих веществ, изготовленный путем прессования и сушки.

Изоляция из асбестовермикулитовых изделий имеет коэффициент теплопроводности основного слоя изоляции (без штукатурки) $0,071 + 0,00019 t_{cp}$ при объемном весе 300 кг/м^3 и $0,065 + 0,00018 t_{cp}$ при объемном весе 250 кг/м^3 .

А с б е с т о в е р м и к у л и т о в ы е изделия «Ф О В» представляют собой формованные изделия на основе обожженного вермикулита марки ФОВ, которые изготавливаются для судостроительной промышленности в виде плит и скорлуп.

В состав изделия входят, %: обожженный вермикулит – 69, асбест 4-го сорта – 17, бентонитовая глина – 10 и крахмал – 4.

Объемный вес плит ФОВ составляет 250 кг/м^3 , скорлуп – 230 кг/м^3 . Коэффициент теплопроводности равен $0,08 \text{ Вт/(м·град)}$ при температуре $100 \text{ }^\circ\text{C}$.

Т е р м о в е р м и к у л и т представляет собой механическую смесь обожженного вермикулита и глиноземистого цемента. Применяется как противопожарная изоляция судовых помещений.

А с б е с т о в е р м и к у л и т о в ы е изделия заводской готовности представляют собой асбестовермикулитовые скорлупы, покрытые слоем черного перлита. Изготавливаются в заводских условиях. Изделия заводской готовности способствуют индустриализации теплоизоляционных работ.

Для изготовления изделий применяется обожженный вермикулит с объемным весом не более 110 кг/м^3 . Размер зерен равен от 1 до 7 мм.

Гидромасса приготавливается в растворомешалке. Формование плит осуществляется на гидравлических прессах.

Глава | ТЕХНОЛОГИЯ

7 | АСБЕСТА

Асбест был известен человеку еще в древние времена. Колыбелью асбестовой промышленности является Урал, где добыча асбеста проводится уже более 200 лет.

Еще в 1720 г. крестьянин Сафрон Согра открыл на Урале месторождение асбеста (на р. Тагил), которое вскоре начал разрабатывать Демидов.

В XVII в. из него выделяли очень тонкие изделия – кружева, салфетки. Регулярная добыча асбеста на Урале началась в 1889 г. на Баженовском месторождении, а затем и в других районах.

В царское время много асбеста вывозилось за границу (больше половины добычи в 1913 г.), а асбестовые изделия производились в незначительном количестве и потребность их покрывалась ввозом из-за границы.

После 1920 г. асбестовая промышленность по существу была создана заново. Широко развернутые геологоразведочные работы выявили громадные ресурсы асбеста в нашей стране. Была проведена механизация добычи руды, реконструированы старые и запущены новые крупные обогащательные фабрики.

В России производится широкий ассортимент асбестовых изделий (табл. 7.1).

Таблица 7.1

Темпы роста производства хризотил–асбеста шести сортов за 1970–2000 гг. (по десятилетиям)

Год	Темп роста производства к предыдущему десятилетию, %
1970	–
1980	196,6
1990	150,0
2000	125,0

Успешное развитие асбестовой промышленности во многом обязано советской науке. Советские ученые (акад. Н.С. Курнаков и др.) получили первые научно обоснованные данные о пределе прочности асбе-

стового волокна при растяжении, о модуле упругости и других физико-химических свойствах асбеста. Ими же были произведены первые точные химические анализы асбеста всех мировых месторождений.

Хризотил и другие виды асбеста были обнаружены практически во всех странах мира, но крупных месторождений, пригодных для коммерческой разработки, всего несколько. Основной объем добычи асбеста хризотилового осуществляется в России, Китае, Канаде, Казахстане, Бразилии и Зимбабве. Месторождения амфиболового асбеста в настоящее время закрыты и не разрабатываются.

Производство асбеста по странам показано в табл. 7.2.

Таблица 7.2

Производство асбеста, т

Страна	Год					
	1998	1999	2000	2001	2002	2003
Бразилия	198 000	188 300	209 000	172 600	209 300	230 000
Канада	321 330	337 000	310 000	277 000	242 200	200 000
Китай	297 000	329 000	314 600	310 000	310 000	310 000
Зимбабве	123 000	115 000	145 000	120 000	130 000	170 000
Россия	600 000	675 000	750 000	750 000	750 000	867 000
Казахстан	74 000	105 000	176 000	190 000	200 000	202 000
Южная Африка	27 195	18 836	18 782	15 733	13 400	10 000
Другие страны	202 805	121 000	64 800	59 267	55 000	56 000
Итого	1 843 330	1 889 136	1 988 182	1 894 600	1 909 900	2 045 000

Согласно данным, указанным в табл. 7.2, мировой объем производства асбеста в 2002 г. вырос по сравнению с 1998 г. на 10,9 %. В настоящее время основным производителем асбеста в мире является Россия. Основными странами-потребителями, на которые приходится более 80 % потребления хризотил-асбеста, являются Китай, Россия, Таиланд, Индия, Иран, Украина, Вьетнам, Индонезия, Бразилия, Узбекистан.

Объем добычи хризотила в СНГ в 2004 г. составлял 1 128 000 т. На экспорт (включая страны СНГ) было поставлено 758,2 тыс. т хризотила. Основными иностранными рынками сбыта хризотила являлись страны Средней, Восточной и Юго-Восточной Азии.

В 2007 г. предприятия России планировали увеличить объемы продаж хризотил-цементных продуктов за счет внедрения программы снижения затрат на ЖКХ «Экономный город», основанной на широком применении хризотил-цементных труб, кровельных систем «Но-

вый шифер» и вентилируемых фасадов на основе плоского хризотил-цементного листа.

Цены на мировом рынке в 2000 г. на асбест составляли 480 дол. 98/т, в 2001– 645 дол. 98/т [1–4].

7.1. Свойства и применение асбеста

Асбестом называют минералы группы серпентина и амфиболы, обладающие рядом общих свойств, а именно: способностью расщепляться на тонкие и гибкие волокна, скручиваться в нить и т.д.

Минералы, относящиеся к асбесту, встречаются в виде правильно волокнистых и путано-волокнистых образований и делятся на две группы: серпентина и амфибола.

По химическому составу асбестовые минералы являются гидросиликатами магния, железа и отчасти кальция и натрия.

Наибольшее промышленное значение по объему потребления имеет хризотил-асбест, на долю которого приходится почти 95 % мировой добычи асбеста.

Свойствами асбестовых минералов, определяющими их промышленную ценность, являются длина волокна, эластичность, способность при механическом воздействии распадаться на тончайшие волокна, химическая стойкость при воздействии на них кислот и щелочей, способность выдерживать без существенных изменений своих физических свойств высокие температуры. Для некоторых производств важное значение имеет адсорбционная активность распушенных асбестов, способность в распушенном состоянии образовывать гомогенные водные суспензии. При применении асбеста в электроизоляционных материалах важное значение приобретают его диэлектрические свойства.

Х р и з о т и л - а с б е с т является единственным представителем группы серпентина; группа амфибола включает большое число разновидностей асбеста, к которым относятся крокидолит, амозит, тремолит, антофиллит и актинолит.

Хризотил-асбест является магниальным гидросиликатом, химический состав которого теоретически выражается формулой $3\text{MgO} \cdot 2\text{SiO}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$, что определяет содержание окислов в следующих соотношениях: MgO – 43–45 %; SiO_2 – 43,5 %; H_2O – 13,05 %.

Фактический состав хризотил-асбеста отличается от теоретического содержанием железа и некоторых других элементов. Двухвалентное железо (FeO) частично изоморфно замещает в кристаллической ре-

шетке окись магния. Трехвалентное железо (Fe_2O_3) и прочие элементы являются загрязняющими минеральными примесями и не входят в кристаллическую решетку хризотил-асбеста.

Электронно-микроскопическими исследованиями Бадола, Ягодзинского и Багхи установлено, что волокна хризотила являются полыми и обнаруживают большое сходство с трубочками. Внутренний диаметр трубочек равен 130 \AA , а их средний внешний диаметр 260 \AA . Трубочки расположены с высокой степенью параллельности. Показатель преломления хризотил-асбеста $n_{\text{пр}} = 1,53-1,57$. Удельный вес составляет $2,49-2,53 \text{ г/см}^3$. Твердость вдоль волокон равна 2, поперек – 2,5. Температура плавления равна $1\ 550 \text{ }^\circ\text{C}$. Кислотоупорность асбеста слабая, коэффициент теплопроводности мал, что обуславливает его высокие термоизоляционные свойства.

По механическим свойствам хризотил-асбест разделяют на три разновидности (табл. 7.3).

Таблица 7.3

Механические свойства хризотил-асбеста

Разновидность	Сопротивление на разрыв, кг/мм^2		
	волокно не деформировано	волокно, подверженное одному излому	волокно, скрученное на 5 оборотов
Нормальной прочности	300	200	150
Пониженной прочности	200	150	50
Ломкий	200	30	Не выдерживает

Пучок волокон ломкого асбеста (толщиной $0,5-1 \text{ мм}$) после второго-третьего изгиба под прямым углом ломается. Волокно пониженной прочности той же толщины, согнутое до 180° , не ломается и при освобождении выпрямляется, т.е. обладает упругостью.

Ломкий асбест отличается от нормального химическим составом: у него меньше содержание H_2O и MgO и больше содержание закисного железа и кремнезема.

Хризотил-асбест при интенсивном нагревании теряет конституционную воду, при этом волокна теряют механическую прочность и легко разрушаются в порошок. Изменение его механических свойств при нагревании начинается еще до выделения конституционной воды (не с $400 \text{ }^\circ\text{C}$, а с $70 \text{ }^\circ\text{C}$). При $700 \text{ }^\circ\text{C}$ происходит полное разрушение хризотил-асбеста и образование форстерита.

Волокно хризотил-асбеста обладает низкой электропроводностью, которая зависит от содержания в нем примеси магнетита и FeO, изоморфно замещающей MgO.

Резко выраженная адсорбционная способность, явление гистерезиса в отношении кристалло-адсорбционной воды может поставить асбест в ряд с органическим волокном.

Хризотил-асбест обладает способностью набухания, т.е. свойством поглощения воды. Более длинное волокно имеет меньшую степень набухания. Коэффициент набухания равен 1,08–1,63.

Щелочи, даже крепкие, хризотил-асбест не разрушают, но он не кислотостоек и даже слабые органические кислоты (уксусная) извлекают из него окись магния, от чего прочность и гибкость волокон резко падают.

А м ф и б о л - а с б е с т содержит такие минералы, как крокидолит, амозит, антофиллит, тремолит и актинолит. Наибольшее промышленное значение имеют крокидолит, амозит, антофиллит.

Основным достоинством этой группы является их высокая кислотостойкость.

К р о к и д о л и т - а с б е с т хорошо расщепляется на тонкие, гибкие и прочные волокна. Толщина их достигает 0,9–1,8 мкм. По механической прочности он не уступает хризотил-асбесту и является наиболее прочным среди амфибол-асбестов. При нагревании прочность его понижается. Температура плавления равна 930–1150 °С, удельный вес составляет 3,2–3,3 г/см³. Длина волокон равна 20 мм, иногда достигает 50 мм и более.

А м о з и т - а с б е с т имеет очень длинные волокна (100–250 мм). Толщина волокна равна 0,7–0,2 мкм. Расщепляется он хуже хризотил-асбеста.

Прочность на разрыв недеформированных волокон составляет 300 кг/мм², температура плавления – 1100–1200 °С.

А н т о ф и л л и т - а с б е с т имеет удельный вес 3,02 г/см³. Расщепление и механическая прочность у него хуже, чем у хризотил-асбеста. Из всей группы амфибол-асбеста он наиболее кислотостоек. Температура плавления равна 1300 °С. Длинные цельные волокна у антофиллит-асбеста встречаются редко. Отличается он наибольшей по сравнению с другими разновидностями асбеста теплостойкостью, кислотопорностью, щелочестойкостью.

В подавляющем большинстве асбестовых изделий используется хризотил-асбест, удельный вес амфиболовых асбестов в асбестообработывающей промышленности не превышает 4–5 %. Последние применяются в изделиях, к которым предъявляются требования повышенной кислотостойкости.

Применение асбеста основано на использовании его свойств:

- волокнистости структуры и слабой агрегатной связности волокон;
- способности выдерживать (без изменения свойств) довольно высокие температуры (теплостойкость);
- высокой механической прочности и эластичности волокон;
- большой длины волокон;
- атмосферостойкости.

Асбестотекстильная промышленность. Основную массу асбестовых текстильных материалов составляют огнезащитные ткани и костюмы, тормозные ленты, уплотняющие прокладки и набивки, электроизоляционные ленты и шнуры, тканые диски сцепления.

Основная масса асбестовых текстильных изделий вырабатывается из хризотил-асбеста высших сортов.

Крокидолит и амозит применяют для выработки изделий, к которым предъявляют требования кислотостойкости, или как добавку к хризотил-асбесту.

Асбестоцементная промышленность. Эта промышленность, в основном, использует механические свойства волокон асбеста и исключительно хризотил-асбест от 3-го до 6-го сорта.

Изготавливаются асбоцементные кровельные и стеновые плитки, листы, плиты и фасонные детали, облицовочные и отделочные листы и плиты, зонты для вестибюлей метро, вентиляционные каналы, мусоропроводы, трубы для водопроводов, канализации и газопроводов, электроизоляционные доски и детали.

Асбестокартонная и асбестобумажная промышленность. Она производит асбестовый картон, бумагу, диски сцепления, фильтры, кислотостойкие фильтры и прокладки. Применяется хризотил-асбест 4, 5, 6-го сортов и антофиллит-асбест 3, 4, 5-го сортов.

Асбесторезиновая промышленность. Изготавливает асбесторезиновые листы, уплотняющие прокладки. Применяют хризотил-асбест 3, 4, 5-го сортов жесткой и полужесткой текстуры.

Асбестовые термоизоляционные материалы и изделия. Этот вид материалов разделяется на две группы: чисто асбестовые и асбестовые композиции.

Чисто асбестовые материалы – это асбестовый пух-шнур, гофрированный асбестовый картон и сегменты (применяют 3-й, 4-й сорта асбеста). К композиционным асбестовым материалам относятся асбестомагнезиальные и асбесто-доломитовые материалы (применяют 5, 6, 7-й сорта асбеста) и полумокрый хризотил-асбест мягкой текстуры.

Асбесто-битумные материалы. Представляют собой рубероид, дорожные покрытия, асбоасфальтные плитки. Введение тонко распу-

шенного асбеста в битум повышает температуру его размягчения, увеличивает вязкость и снижает хрупкость при низких температурах. Используют 5-й, 6-й сорта асбеста.

Асбесто-бакелитовые изделия и материалы. Пластмассовые изделия из асбеста и бакелита вырабатываются двух сортов: кислотостойкие и теплостойкие (кислотостойкие прокладки, материал для кислотостойкой аппаратуры и прессованные тормозные колодки).

Применяют антофиллит-асбест 4, 5, 6-го сортов, хризотил-асбест 4-го, 5-го сортов.

7.2. Требования промышленности к асбесту

При предварительной качественной оценке асбестовой руды необходимо пользоваться теми показателями, которыми характеризуются руды разрабатываемых уже месторождений и теми требованиями, которые предъявляют потребители к товарным продуктам.

На асбестовые руды нет ни ГОСТов, ни единых ведомственных технических условий, так как нормализация этих условий очень сложна. В противоположность металлическим рудам, где решающим показателем качества служит валовое содержание металла, качество асбестовых руд определяется целым комплексом показателей.

Наиболее важными характеристиками состава хризотил-асбеста, существенно влияющими на технические свойства (механическую прочность, эластичность и распушиваемость) являются отношение MgO/SiO_2 , содержание двухвалентного железа и воды. Желательно, чтобы отношение MgO/SiO_2 находилось в пределах 0,92–1,07, содержание FeO не превышало 2 %, а содержание высокотемпературной воды было не менее 12 %.

Из загрязняющих примесей наибольшее отрицательное влияние на физико-механические свойства хризотил-асбеста оказывает карбонат кальция, который, цементируя элементарные кристаллы, увеличивает их агрегатную связанность, что снижает эластичность и распушиваемость волокон.

В случае использования асбеста в электроизоляционных материалах важное значение приобретает содержание в асбесте магнетита, гематита и щелочей, снижающих его диэлектрические свойства.

Марки и технические требования к асбесту хризотилловому – продукту обогащения асбестовых руд, предназначенному для производства асбесто-технических, асбесто-цементных изделий и теплоизоляции для нужд народного хозяйства и на экспорт, приведены в табл. 7.4–7.6.

Таблица 7.4

**Марки асбеста хризотилового по ГОСТ Р 12871-93
(Статус: Действующий)**

Группа	Обозначение марки	Группа	Обозначение марки
0	A-0-80	5	A-5-65
	A-0-55		A-5-50
1	A-1-75	6	A-6-45
	A-1-50		A-6-40
2	A-2-30		A-6-30
	A-2-22	A-6-20	
	A-2-15	A-6K-45	
3	A-3-70	6K	A-6K-30
	A-3-60		A-6K-20
	A-3-50		A-6K-5
4	A-4-40	7	A-7-300
	A-4-30		A-7-370
	A-4-20		A-7-450
	A-4-10		A-7-520
	A-4-15		

Примечание. В обозначении марок приняты следующие буквенные выражения: А – наименование материала; К – способ получения асбеста (из продуктов пылесосадиельных устройств). Первая цифра показывает группу, вторая – гарантированный минимальный остаток на основном сите контрольного аппарата для асбеста групп 0–6 и насыпную плотность для асбеста 7-й группы.

Таблица 7.5

**Технические требования к асбесту хризотилового 0, 1 и 2-й групп
по ГОСТ Р12871-93 (Статус: Действующий)**

Марка	Массовая доля остатка, %, не менее, на ситах с размером стороны ячейки в свету		
	12,7 мм	4,8 мм	1,35 мм
A-0-80	80	10	8
A-0-55	55	30	13
A-1-75	75	18	2
A-1-50	50	42	3
A-2-30	30	48	15
A-2-22	22	55	16
A-2-15	15	60	18

Таблица 7.6

Технические требования к асбесту хризотилловому 3, 4, 5 и 6-й групп
по ГОСТ 12871-93 (Статус: Действующий)

Марка	Массовая доля остатка, %, не менее, на ситах с размером стороны ячейки в свету			Массовая доля фракции менее 0,4 м, %, не более
	0	70	20	
A-3-70	0	70	20	2,5
A-3-60	0	60	30	2,8
A-3-50	0	50	35	3,0
A-4-40	0	40	44	3,5
A-4-30	0	30	50	4,0
A-4-20	0	20	58	4,5
A-4-10	0	10	65	4,5
A-4-5	0	5	70	5,0
A-5-65	0	0	65	9,0
A-5-50	0	0	50	10,0
A-6-45	0	0	45	12,5
A-6-40	0	0	40	13,0
A-6-30	0	0	30	14,0
A-6-20	0	0	20	14,5
A-6К-45	0	0	45	13,0
A-6К-30	0	0	30	20
A-6К-20	0	0	20	24
A-6К-5	0	0	5*	25

Примечание. При превышении остатка на основном сите контрольного аппарата допускается соответствующее его уменьшение на следующих ситах так, чтобы сумма остатков на основном сите и последующих ситах была не менее указанных в табл. 7.5, 7.6.

В зависимости от длины волокна асбест делится на восемь групп. Асбест нулевой, первой, второй групп делится на девять марок; асбест третьей, четвертой, пятой, шестой групп – на двадцать девять марок; асбест седьмой группы – на четыре марки. Первая цифра показывает группу, вторая – массовую долю остатка на ситах в асбесте нулевой, первой, второй третьей, четвертой, пятой, шестой групп и насыпную плотность для асбеста седьмой группы.

7.3. Типы руд и месторождений асбеста

Материалы делятся на две группы: серпентина (хризотил-асбест) и амфибола (амфибол-асбест).

Хризотил-асбест

Серпентины, к которым приурочены месторождения хризотил-асбеста, являются продуктом метаморфизма ультраосновных или же карбонатных пород. В соответствии с этим различают следующие два типа месторождений хризотил-асбеста:

- месторождения, образовавшиеся путем метаморфизма ультраосновных пород;
- месторождения, образовавшиеся путем метаморфизма доломитизированных известняков.

Наиболее распространены месторождения первого типа, второго – меньше и в них не содержится таких крупных скоплений асбеста, как в месторождениях первого типа.

Во всех месторождениях хризотил-асбест образует жилы, в которых волокна асбеста располагаются преимущественно перпендикулярно стенкам трещин. В зависимости от строения жил и их расположения среди вмещающих пород различают пять типов проявления асбестоносности.

Простые отороченные жилы залегают среди слабо серпентинизированных ультраосновных пород и имеют с обеих сторон полосы или оторочки плотного серпентина. Мощность оторочки на каждой стороне превосходит мощность жил в 2,5–2,8 раза. Отороченные жилы в месторождении образуют петлеобразную сеть или простираются на десятки метров.

Эти жилы содержат длинноволокнистый асбест, однако общее содержание асбеста в рудной массе невелико (0,5–2 %).

Сложные отороченные жилы отличаются от простых тем, что здесь оторочки имеют не одна, а целая серия параллельных друг другу жил асбеста, разделенных прослойками массивного серпентина. Мощность таких жил достигает 50–70 см. Они дают меньший выход длинного волокна, чем простые отороченные. Общее содержание асбеста в рудной массе составляет 2–4 %, достигая на отдельных участках 10–12 %.

Сетчатая асбестоносность представлена жилами асбеста, которые пересекают серпентины и слабо серпентинизированные пе-

ридоциты по всевозможным направлениям, пересекающие друг друга под различными углами и образующие сетки разной густоты. Волокно имеет длину 12–20 мм. Содержание асбеста в руде равно 3–8 %.

Мелкопрожил представляет серии параллельных друг другу жил примерно одинаковой небольшой мощности. Расстояние между жилами асбеста колеблется от нескольких миллиметров до нескольких сантиметров и даже дециметров. Длина волокон достигает 5–6 мм, в среднем – 1–3 мм. Содержание асбеста составляет от 1 до 10–15 %.

Одиночные жилы достигают мощности 2 м. Содержание асбеста в них доходит до 40–50 %, но так как асбестоносные полосы находятся на значительном расстоянии одна от другой, то общее содержание асбеста в рудной массе этого типа асбестоносности равно 8–15 %.

В зависимости от вида проявления асбестоносности месторождения хризотил-асбеста, связанные с ультраосновными породами, подразделяются на три подтипа: Баженовский, Лабинский, Карачаевский.

Месторождения Баженовского подтипа характеризуются проявлением асбестоносности в виде простых и сложных отороченных жил, сетчатой асбестоносности и мелкопрожила, встречающихся совместно. Рудные залежи представляют собой мощные тела (20–100 м) крутопадающие и протягивающиеся по простиранию на 100–2 000 м. К этому подтипу относятся месторождения Баженовское, Красноуральское, Алапаевское, Джетыгаринское, Ильчирское, Актывракское.

Актывракское месторождение хризотил-асбеста приурочено также к ультраосновному массиву, с северной и южной стороны которого расположены линзообразные тела серпентинитов. На месторождении развиты простые и сложные отороченные жилы, встречаются также зоны мелкопрожила крупной и мелкой сетки. Содержание асбеста в руде в среднем по месторождению составляет 3 %. Актывракское месторождение подобно Баженовскому содержит текстильные сорта асбеста. По качественным показателям товарный асбест Актывракского месторождения не уступает асбесту Баженовского месторождения.

Месторождения Лабинского подтипа характеризуются проявлением асбестоносности в виде одиночных жил. Мощность рудных полос колеблется от нескольких сантиметров до 2 м. К этому подтипу относятся месторождения Лабинское, Псянчинское и др.

Месторождения Карачаевского подтипа характеризуются проявлением асбестоносности в виде продольноволокнистых жил. Рудные залежи имеют штоко- и линзообразную форму.

Крупнейшим в мире месторождением хризотил-асбеста является Баженовское (Урал).

На территории Казахстана расположены Джетыгаринское и Ешке-Ульмесское месторождения.

В районах Восточной Сибири находятся Актоврацкое (Тува) и Ильчирское (Бурятия) месторождения.

За границей к числу крупнейших месторождений относятся месторождения в Канаде, Федерации Родезии, Южно-Африканской Республике.

Амфибол-асбест

Месторождения амфибол-асбеста не обладают такой строгой приуроченностью к определенным породам, как месторождения хризотил-асбеста.

Месторождения наиболее ценных разновидностей амфибол-асбеста-крокидолита и амозита известны в Южной Африке, в Капской провинции и в Северо-Восточном Трансваале, где они приурочены исключительно к своеобразным железисто-кремнистым осадочным породам, в которых крокидолит и амозит образуют серию поперечноволоконистых прожилков различной мощности.

Месторождения антофиллит-асбеста связаны с серпентинитами и талько-карбонатными породами. Рудные залежи представляют собой штокообразные и линзообразные тела неправильной, прихотливой формы с резко колеблющимися размерами и неясным, постепенным переходом в неасбестизированные породы. По простиранию и по мощности они измеряются большей частью несколькими десятками метров.

Эксплуатируемые месторождения антофиллит-асбеста имеются в России (Урал), в Финляндии и в США (Штат Джорджия).

7.4. Обогащение асбестовых руд

Выбор схемы технологического процесса и конечные результаты обогащения зависят от свойств исходной руды: минерало-петрографического состава, механических свойств породы, вмещающей асбест, типа асбестоносности, содержания асбеста в руде, сортности (длины) волокна, степени сцепления прожилков асбеста с вмещающей породой, способности агрегатов волокна к расщеплению и наличию вредных примесей.

Руды различных залежей и участков месторождения независимо от общего содержания в них асбестового волокна и его сортности не являются равноценными по обогатимости. Даже в одном и том же месторождении встречаются руды, требующие различных схем и приемов обогащения.

Физические свойства асбеста и включающих его пород многообразны, поэтому почти все методы обогащения полезных ископаемых, известные в современной технике, могут быть с большим или меньшим успехом применены к обогащению асбестовых руд, но при этом необходимо сделать следующее:

- сохранить природную длину и текстуру волокна, т.е. предотвратить укорачивание волокна и чрезмерную распушку;
- обеспечить максимальное извлечение асбестового волокна из руды;
- освободить асбестовые волокна от гали и пыли, а также от случайных посторонних включений;
- получить достаточно однородные по длине волокна сорта товарного асбеста.

Несмотря на принципиальную возможность применения различных методов извлечения асбеста из руды, лишь немногие из них получили практическое применение. Обогащение асбестовой руды в основном производится сухими гравитационными методами: отсасыванием, сепарацией, частично на наклонных плоскостях.

7.4.1. Обогащение отсасыванием

Этот способ основан на различии объемных весов распушенного асбестового волокна ($0,5 \text{ г/см}^3$) и плотных зерен сопутствующей породы ($2,5 \text{ г/см}^3$) и вследствие этого на различии скоростей витания.

Принцип обогащения отсасыванием состоит в следующем. Руда после крупного и среднего дробления и сушки с влажностью не более 2 % подвергается многостадийному мелкому дроблению, в результате которого асбестовое волокно освобождается от породы и частично распушивается, а сопутствующая порода остается в виде мелких кусков и зерен.

Вскрытое в каждой стадии асбестовое волокно должно быть сразу выделено из массы руды, чтобы сохранить его природную длину и текстуру от разрушения в следующих стадиях дробления.

Скоростью витания называют такую скорость воздушного потока, при которой твердые частицы находятся во взвешенном состоянии в вертикальном воздушном потоке.

Следует помнить, что из-за наличия в дробленой руде зерен и волокон с одинаковой скоростью витания они будут извлекаться вместе в виде черного концентрата.

Обогащение отсасыванием производится на грохотах или в воздушно-проходных сепараторах.

На наклонных грохотах, совершающих возвратно-поступательное движение с небольшой амплитудой и сравнительно высокой частотой колебания, раздробленная руда при движении от верхнего загрузочного конца к нижнему разгрузочному стратифицируется. При этом волокно «всплывает» в верхний слой, а зерна породы сосредотачиваются в нижнем. Асбестовое волокно, всплывающее на поверхность рудного потока, извлекается с грохота воздушной струей и транспортируется в циклоны, где и осаждается (рис. 7.1).

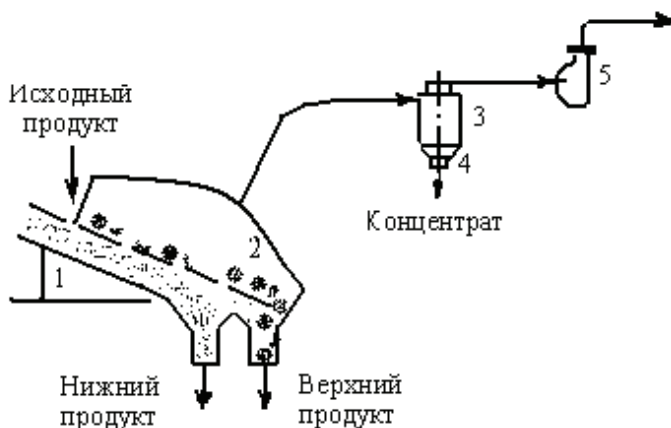


Рис. 7.1. Принципиальная схема обогащения отсасыванием:
1 – грохот; 2 – воздухоприемники; 3 – циклон; 4 – разгрузитель;
5 – вентилятор

Оставшиеся на грохоте продукты, представленные в основном зернами руды и породы, поступают в следующую стадию дробления.

При обогащении в воздушно-проходном сепараторе концентраты извлекаются продуванием относительно тонкого слоя падающей дробленой руды. Воздушный поток, несущий черновой концентрат, транспортируется по трубам в циклоны, где и освобождается от взвешенных в нем частиц.

Транспортирование извлеченного концентрата по трубам осуществляется движением воздушного потока, создаваемого вентилятором.

Лучшее извлечение асбеста при минимальном захвате частиц породы происходит при условии, что скорость воздушного потока в воздухоприемнике будет больше скорости витания асбеста и меньше скорости витания породы.

Практически при витании тело не находится в покое, а колеблется около некоторого равновесного положения. Колебание будет тем меньше, чем ближе тело по своей форме приближается к шару.

Скорость витания V_s можно определить по формуле

$$V_s = K\sqrt{\delta \cdot d}, \text{ м/с,}$$

где K – коэффициент, зависящий от формы тела, состояния поверхности; δ – удельный вес материала; d – диаметр зерна.

По данным Г.В. Жуковского, для асбеста жесткой и мягкой текстуры $K = 3$. Тогда формула примет вид

$$V_s = 3\sqrt{\delta \cdot d}, \text{ м/с.}$$

Скорость витания асбестового волокна зависит от его длины, толщины, текстуры и находится в пределах 6–8 м/с, скорость воздуха в трубопроводе принимается в 2,5–3 раза больше.

Скорость витания зерен округлой формы бывает больше скорости витания зерен продолговатой и плоской формы. С увеличением размера зерен скорость витания увеличивается. Наиболее трудно происходит отделение волокна и породы в мелких классах (1–10 мм), так как скорости волокна и породы сближаются.

Процесс протекает более эффективно с применением узкой шкалы классификации.

При одинаковом удельном весе породы и асбеста удовлетворительное разделение достигается, когда диаметр кусков породы в 2 раза меньше диаметра кусков асбеста (если по равновеликому шару).

Операция очистки черновых концентратов от содержания в них зерен породы и сростков асбеста (обезгаливание) производится на таких же плоскокачающихся грохотах с отсасыванием. При этом режим грохота и отсасывания иной. Чтобы максимально освободиться от гали и получить чистейший концентрат может быть 2–3 стадии обезгаливания. Заключительными операциями процесса являются обеспыливание и классификация обезгаленных промежуточных концентратов на товарные сорта.

Достоинствами обогащения отсасыванием являются высокая механизация процесса, сравнительно высокое извлечение и возможность обработки руд с низким содержанием асбеста.

К недостаткам относятся: большие удельные расходы воздуха на тонну перерабатываемой руды, а в связи с этим сложность и громоздкость воздушного хозяйства; некоторое снижение природных качеств волокна, сложность классификации на товарные сорта; необходимость использования большого количества машин для извлечения короткого волокна и его последующей очистки.

7.4.2. Обогащение в центробежных воздушных сепараторах

Процесс разделения в центробежных воздушных сепараторах происходит в основном за счет частичного расслоения руды, разбрасываемой с быстровращающегося диска, который сообщает отдельным частицам различную центробежную силу и соответственно различные скорости с одновременным продуванием слоя руды с замкнутым воздушным потоком внутри сепаратора (рис. 7.2).

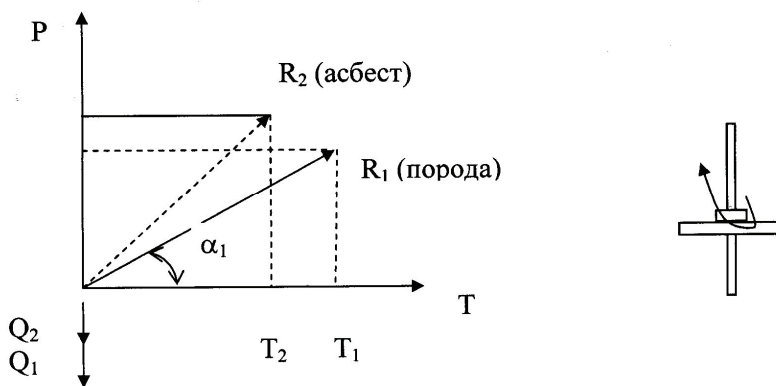


Рис. 7.2. Схема действующих сил в центробежном воздушном сепараторе

На частицу в сепараторе действуют следующие силы: центробежная T , сила тяжести Q и динамическое давление струи воздуха P .

Центробежная сила выражается формулой

$$T = \frac{mV^2}{R},$$

где m – масса тела (частицы); V – скорость по окружности диска; R – радиус диска.

Масса тела и скорость вращения диска, соответственно, равны

$$m = \frac{\pi d^3}{6} \delta,$$

$$V = \frac{2\pi r n}{60},$$

где d – средний диаметр зерна, мм; δ – удельный вес зерна; n – скорость вращения диска, об/мин.

Таким образом, центробежная сила

$$T = \frac{\pi d^3 \delta n^2 r^2 \pi}{900 \cdot 6} = \frac{\pi^3 d^3 r \delta n^2}{5400} = \frac{d^3 r \delta n^2}{174} \text{ дин.}$$

Сила тяжести определяется по формуле

$$Q = mg_0,$$
$$g_0 = \frac{\delta - \Delta}{\delta} g,$$

где g_0 – ускорение частицы в среде; Δ – плотность воздуха; g – ускорение силы тяжести.

Принято, что плотность воздуха $\Delta = 0,00123$ при давлении 760 мм рт. ст. и $T = 15^\circ\text{C}$. Тогда

$$Q = \frac{\pi d^3}{6} (\delta - \Delta) g.$$

Динамическое давление струи воздуха вычисляется по выражению

$$P = \psi d^2 u^2 \Delta,$$

где ψ – коэффициент сопротивления воздуха; u – скорость движения струи воздуха; Δ – плотность воздуха.

При этих условиях сила тяжести будет иметь подчиненное значение по сравнению с центробежной силой и силой динамического давле-

ния воздуха, поэтому ею пренебрегают при определении равнодействующей силы R_2 и направления R движения частицы. В этом случае угол α наклона к горизонту равен

$$\operatorname{tg}\alpha = \frac{P}{T} = \frac{174 \Psi d^2 u^2 \Delta}{r n^2 d^3 \delta} = \frac{174 \Psi u^2 \Delta}{r n^2 d \delta}.$$

Из этой формулы следует, что угол отклонения частиц от горизонта будет тем больше, чем больше скорость струи воздуха и тем меньше, чем больше размер зерна и больше его удельный вес.

7.4.3. Обогащение в пневматических сепараторах

Отделение свободного волокна в пневматическом сепараторе происходит в результате пересечения под определенным углом равномерно распределенного рудного потока струей воздуха (рис. 7.3). Но если на грохоте и в центробежных сепараторах рудный поток перемещается почти горизонтально, а воздух чаще всего движется вертикально, то в пневматическом сепараторе, наоборот, руда движется по вертикали, а воздушный поток по горизонтали.

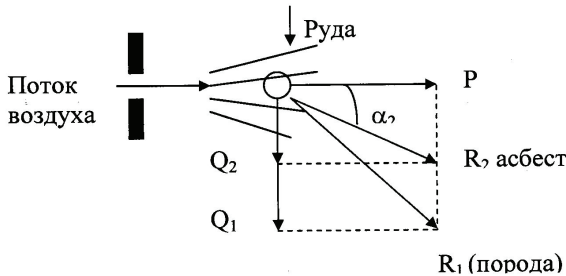


Рис. 7.3. Схема действующих сил в пневматическом сепараторе

При падении в пневмосепараторе одного зерна на него действуют силы динамического давления воздуха $P = \psi d^2 u^2 \Delta$ и силы тяжести $Q = mg$, где ψ — коэффициент сопротивления воздуха; u — скорость движения струи воздуха, см/с; Δ — плотность воздуха, г/см³; g — ускорение силы тяжести, см/с²; d — диаметр частицы, мм; m — масса частицы, г.

По мере удаления частиц от стенки камеры, вдоль которой они падают и через отверстия которой продувается воздух, они теряют свою скорость.

При этом сила P , с которой воздух воздействует на частицы породы и волокна, уменьшается пропорционально квадрату снижения скорости.

Равнодействующая сила R и сила тяжести Q определится тангенсом угла α :

$$\operatorname{tg}\alpha = \frac{Q}{P} = \frac{Q}{\Psi d^2 u^2 \Delta}, \quad Q = \frac{\pi d^3 \delta}{6} \cdot g,$$

где δ – удельный вес зерна.

Тогда

$$\operatorname{tg}\alpha = \frac{\pi d \delta g}{6 \Psi u^2 \Delta}.$$

Из формулы следует, что при одинаковом удельном весе зерен угол α будет тем больше, чем больше диаметр зерна. Таким образом, зерна породы будут проходить воздушный поток, а волокна асбеста, имеющие меньший угол, будут увлекаться струей воздуха.

На практике это явление происходит значительно сложнее. Для достижения более эффективной работы пневмосепаратора и более полного извлечения волокна скорость воздушной струи принимают равной

$$U_b = K V_b,$$

где U_b – скорость воздушной струи при пересечении потока руды, м/с; K – коэффициент, зависящий от весовой концентрации μ твердых частиц в воздухе (от 1,25 до 3,0); V_b – скорость витания наиболее твердой частицы, м/с.

Скорость витания частиц V_b в воздухе приблизительно равна скорости свободного падения ее в той же среде:

$$V_b = V_0 = 30 \cdot 300 \cdot d^2 \delta, \text{ см/с.}$$

Весовая концентрация μ воздушной смеси определяется по формуле

$$\mu = \frac{Q_n}{Q_b},$$

где Q_n – количество волокна и тонких частиц породы, кг/ч; Q_b – весовой расход воздуха, кг/ч,

$$Q_B = V_B \Delta, \text{ кг/ч,}$$

где V_B – объем воздуха, расходуемого в пневмосепараторе, $\text{м}^3/\text{ч}$; Δ – плотность воздуха, $\Delta = 1,23 \text{ кг/м}^3$.

Определив количество волокна и гали Q_n и задавшись величиной μ , находим весовой расход воздуха:

$$Q_B = \frac{Q_n}{\mu} \text{ кг/ч.}$$

Зная V_B и скорость воздушного потока U , определяем необходимое сечение щели, через которую должен проходить воздух:

$$S_{\text{щ}} = \frac{V_B}{U}, \text{ м}^2.$$

Правильно подобранное сечение щели позволит получить высокие показатели обогащения.

7.4.4. Обогащение на наклонных плоскостях

Данный способ обогащения применяется преимущественно на небольших асбестообогатительных фабриках, где при незначительных энергозатратах обеспечивается отделение волокна от породы при сохранении его природных качеств.

Обогащение на наклонных плоскостях основано на различии коэффициентов трения и упругости чистого асбестового волокна, сростков волокна с зернами породы и сростками зерен пустой породы между собой.

Отделение волокна от породы происходит в период прохождения механической смеси волокна породы по наклонной плоскости.

Коэффициент трения асбестового волокна и его агрегатов по железу равен 0,7–0,8, а пустой породы – 0,3–0,5.

При движении смеси свободного асбестового волокна и зерен породы по наклонной плоскости первое медленно скользит и падает недалеко от нижней кромки плоскости.

Зерна породы быстро скатываются с плоскости и по инерции падают значительно дальше. Различие в величине сил трения скольжения волокна и трения скольжения зерен породы бывает значительно меньше для руды мелких классов.

При крупности зерен руды и асбестового волокна менее 1 мм разница в трении почти исчезает и точного разделения волокна и породы не происходит.

Движение смеси частиц руды по наклонной плоскости происходит под действием силы тяжести.

Если на плоскости, наклоненной под углом α , находятся две частицы А и В с различным коэффициентом трения, то для каждой из них можно определить соотношение сил при весе зерна Р и коэффициента трения φ .

Скорость движения частиц определяется по формуле

$$V = \sqrt{2\ell g(\sin \alpha - \varphi \cos \alpha)}, \text{ м/с,}$$

где ℓ – длина плоскости, м; g – ускорение силы тяжести, м/с²; φ – коэффициент трения.

Эта скорость будет меньше для частицы, обладающей большим коэффициентом трения и, наоборот, больше для частицы, обладающей меньшим коэффициентом трения. Следовательно, в момент достижения конца наклонной плоскости обе частицы с разными коэффициентами трения будут иметь разные скорости движения.

Асбестовое волокно, имеющее меньшую скорость движения, падает вблизи от плоскости, а куски породы, имея большую скорость движения, падают дальше. Сторжки породы и асбеста будут иметь какую-то среднюю скорость и путь, пройденный ими, будет так же средним, в результате чего выделится промежуточный продукт, требующий дополнительной обработки.

7.4.5. Вибрационный способ обогащения

Еще в 1947 г. Д.А. Плисс разработал вибрационный способ и машину для разделения материалов. Сущность этого способа заключается в том, что сыпучие материалы, помещенные на наклонную вибрирующую поверхность, могут разделяться в зависимости от крупности, формы, коэффициента трения, упругости и других параметров составляющих компонентов.

Для осуществления эффективной сепарации должны быть выбраны определенные параметры вибрационной установки, учитывающие характеристику разделяемых компонентов, и требования, предъявляемые к продуктам сепарации.

Сепарацию можно проводить в режиме с отрывом или без отрыва. Движение частицы по наклонной вибрирующей поверхности в режиме без отрыва зависит от коэффициентов трения, а в режиме с отрывом – от коэффициента восстановления и коэффициента мгновенного трения.

Из сказанного следует, что если на вибрирующую поверхность подавать материал, компоненты которого отличаются друг от друга по коэффициентам трения или коэффициентам восстановления при ударе, то он может быть разделен на соответствующие компоненты. Это обстоятельство предопределяет принципиальную возможность разделения на вибрирующей поверхности сыпучих материалов по крупности, так как коэффициенты восстановления мелких и крупных зерен однородного материала существенно различаются между собой. Практически доказано, что разделение по крупности более четко осуществляется в режиме с отрывом. Разделение близких по размеру материалов по форме более четко осуществляется в режиме без отрыва, где разделяющим фактором является коэффициент трения частиц о поверхность.

Дробленая асбестовая руда представляет собой механическую смесь, состоящую из трех компонентов: свободного асбестового волокна, змеевика и пыли. Процесс первичного обогащения заключается в выделении из руды концентрата, состоящего из асбестового волокна и пыли. В дальнейшем волокно обеспыливается на специальных аппаратах.

Важной предпосылкой для обеспечения эффективного обогащения асбестовой руды на вибрационном сепараторе является значительная разница в коэффициентах трения змеевика и волокна. Коэффициенты восстановления для этих компонентов также существенно различаются. При вибросепарации необходимо подобрать такие параметры работы установки и такую характеристику рабочей поверхности, при которых будет обеспечено движение волокна и змеевика в разные стороны.

Сепарацию асбестовой руды целесообразно проводить в режиме с отрывом, так как при интенсивном встряхивании руды за счет сегрегации происходит выделение равновеликих и мелких зерен змеевика, разбросанных между волокнами асбеста. При отсутствии подбрасывания эти зерна увлекаются вместе с волокном. Установив оптимальный угол наклона деки, можно получить четкое разделение волокна и змеевика. Волокно в этом случае транспортируется вверх, а змеевик скользит вниз.

Наиболее простой рабочей поверхностью является вибрирующая плоскость, установленная под углом к горизонту. Однако такая вибродека может обеспечить достаточно четкое разделение, если материал подается по одному зерну, т.е. при весьма малой производительности. В противном случае вблизи места загрузки создаются противотоки материала, при этом волокно увлекает вверх некоторое количество змеевика, а скользящий вниз змеевик увлекает часть волокна.

Более высокая производительность достигается, если вибродека наклонена одновременно в двух направлениях: в продольном и поперечном под небольшим углом вниз. Двойной наклон вибродеки обеспечива-

ет веерообразное распределение на ней сепарируемого материала. Вверх транспортируется асбестовое волокно и пыль, вниз скользит крупный змеевик, в сторону направляется относительно небольшое количество промежуточного продукта, включающего нераспушенные агрегаты волокна («пешку»), и мелкий змеевик.

Качество сепарации может быть улучшено, если использовать не плоскую, а вогнутую вибродеку, у которой продольный угол наклона постепенно увеличивается, а угол вибраций уменьшается по мере движения материала снизу вверх.

7.4.6. Обогащение руд антофиллит-асбеста

Обогащение руд антофиллит-асбеста осуществляется многостадийным дроблением с последующим отделением вскрытого волокна асбеста от сопутствующей породы.

При обогащении отсасыванием производится многостадийное дробление с достаточно сильной распушкой волокна (в отличие от хризотил-асбеста) с целью максимального освобождения волокна от сопутствующих пород. Обогащение основано на различии в форме и величине частиц, получаемых при дроблении.

Оно производится путем просева на грохоте. При этом извлечение волокна бывает не более 60–65 %.

Породы и минералы, содержащиеся в руде антофиллит-асбеста, обладают весьма различными физическими свойствами.

Несмотря на широкие возможности применения различных методов обогащения, руда антофиллит-асбеста пока обогащается методом отсасывания, являющимся наиболее простым и обеспечивающим требуемое качество готовой продукции.

7.4.7. Схемы обогащения. Фабрики

Технологические процессы действующих асбестообогатительных фабрик, работающих по гравитационному методу, включают следующие операции: крупное и среднее дробление, сушку руды, мелкое дробление, извлечение концентратов, обеспыливание и классификацию асбеста по сортам.

Крупное дробление осуществляется в щековых и конусных дробилках, среднее – в конусных, мелкое – в короткоконусных или дезинтеграторах, валковых, молотковых, кулачковых дробилках.

Сушку производят в барабанных или шахтных сушилках (снижение влаги до 15–2 %). Температура сушки не должна превышать 500–600 °С во избежание снижения прочности волокна асбеста.

Руда после сушки транспортируется в склад сухой руды, необходимость которого обуславливается следующими аспектами:

- затруднениями при обогащении горячей (60–70 °С) руды, продолжающей выделять пар (забивка воздухопроводов, отверстий сит на грохотах);
- необходимостью усреднения перед обогащением;
- низкой прочностью горячего волокна.

На всех этапах процесса обработки асбестовых руд большое значение имеет грохочение. В отдельных случаях эта операция является вспомогательной, например, при грохочении перед дробилками. В других случаях она выполняет одну из основных функций обогащения. Из общего количества обогатительных машин асбестообогатительных фабрик наибольшее количество их приходится на долю различных типов грохотов, поэтому асбестообогатительные фабрики раньше назывались сортировками.

Имеется разница в обогащении руд низкосортных и высокосортных.

Асбест с длиной волокна больше 18 мм получают путем ручной сортировки. Это трудоемкая работа. После отбора длинноволокнистого асбеста рядовая руда обогащается одинаково с низкосортной.

Схемы цеха крупного дробления обогатительных фабрик

Крупное дробление руды производится в цехе дробильно-сортировочного корпуса (ДСК) в 3–4 стадии с установкой обычно в первой стадии щековых дробилок, во второй и третьей – конусных дробилок.

После каждой стадии дробления производится классификация дробленой руды на грохотах (колосниковых и виброгрохотах) с целью выделения в просев грохота класса –30(–50) мм с одновременной концентрацией в нем свободного волокна. Класс –30(–50) мм направляется на сушку.

В процессе первых стадий дробления руды осуществляется вскрытие наиболее качественного по длине и текстуре волокна, которое необходимо сразу же извлечь (в ДСК), чтобы избежать его распушки при транспортировке и складировании. Для этой цели предусматривается установка воздушно-проходных сепараторов (ВПС) или грохотов с круговыми движениями деки в горизонтальной плоскости (ГКД).

Последующая транспортировка, складирование и обработка концентратов ДСК производится отдельно от рудного потока, что улучшает качество текстильных сортов асбеста.

Обработка в ДСК низкосортных и высокосортных руд производится на различных секциях по разным схемам.

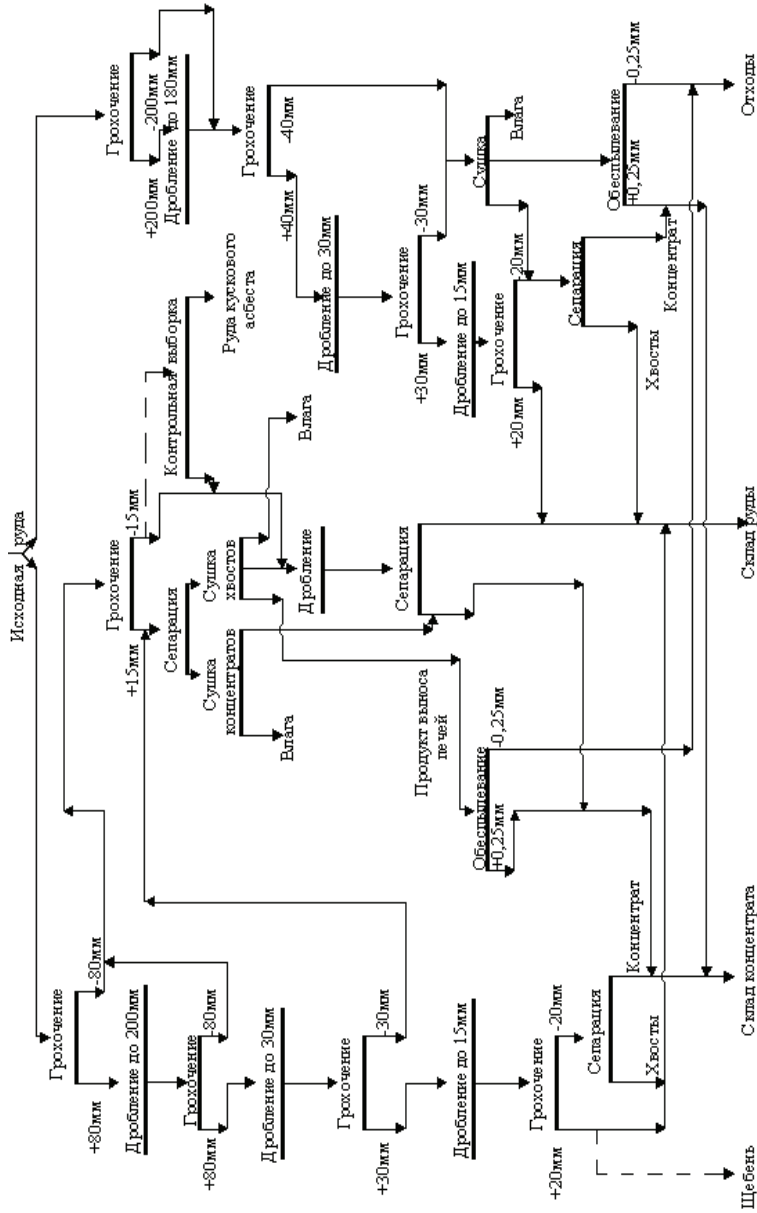


Рис. 7.4. Технологическая схема ДСК Актовракской асбестообогатительной фабрики

Для переработки высокосортных руд предусматриваются специальные операции для извлечения высокосортного асбеста. Например, с помощью грохочения на грохотах с прутковыми сетками, дополнительного дробления их в молотковых дробилках и операций по выработке кускового асбеста (ручная отбойка).

Сушке подвергается только руда крупностью –30 мм, так как в этом классе концентрируется избыточная влага.

Сушка продукта способствует также сохранению длины и текстуры волокна. Применяются сушильные печи шахтного типа. Они значительно экономичнее и проще в эксплуатации, чем сушильные барабаны.

Обработка продукта выноса из сушильных печей производится отдельно от рудного потока. Это уменьшает общую запыленность рудного потока, поступающего в цех обогащения, а также сохраняет текстуру извлеченного волокна.

Примером разобранных схем является схема ДСК Актотракской фабрики (рис. 7.4).

Схемы цеха мелкого дробления (обогащения)

В практике работы действующих асбестообогатительных фабрик основные операции обогащения асбестовых руд производятся в так называемых цехах мелкого дробления (цех обогащения). Здесь руды подвергаются многостадийному дроблению с целью постепенного вскрытия волокна. В каждой стадии дробления производится извлечение черновых концентратов методом отсасывания воздушной струей. Дальнейшая обработка заключается в обезгаливании, обеспылевании и классификации черновых концентратов с получением сортового асбеста на сходе или в просеве классифицирующего аппарата.

Дробление руды производится обычно в 4–5 стадий для рядовых и в 7–8 стадий для высокосортных руд с использованием в каждой стадии различного дробильного оборудования: в первой стадии – короткоконусных или валковых дробилок, в 3–4 – дезинтеграторов и кулачковых дробилок, в пятой – кулачковых дробилок.

Для извлечения и обезгаливания черновых концентратов применяются однотипные плоскокачающиеся грохоты; классификация и обеспылевание черновых концентратов производится в сортировочных ситах (барабанных грохотах 1 200–6 600 мм) или рассевах.

Обработка продуктов (сходы и просевы перечистных грохотов, просевы сортировочных сит и рассевов) производится отдельно от основного потока с применением для вскрытия асбеста стержневых мельниц или кулачковых распушителей, для извлечения черновых концентратов – воздушно-центробежных сепараторов «Механобр».

На Джетыгаринской фабрике (рис. 7.5) используют вертикальные молотковые дробилки и распушители, грохоты кругового движения ГКД, обеспылеватели ОА-61, вибровоздушные обезгаливатели ВВО.

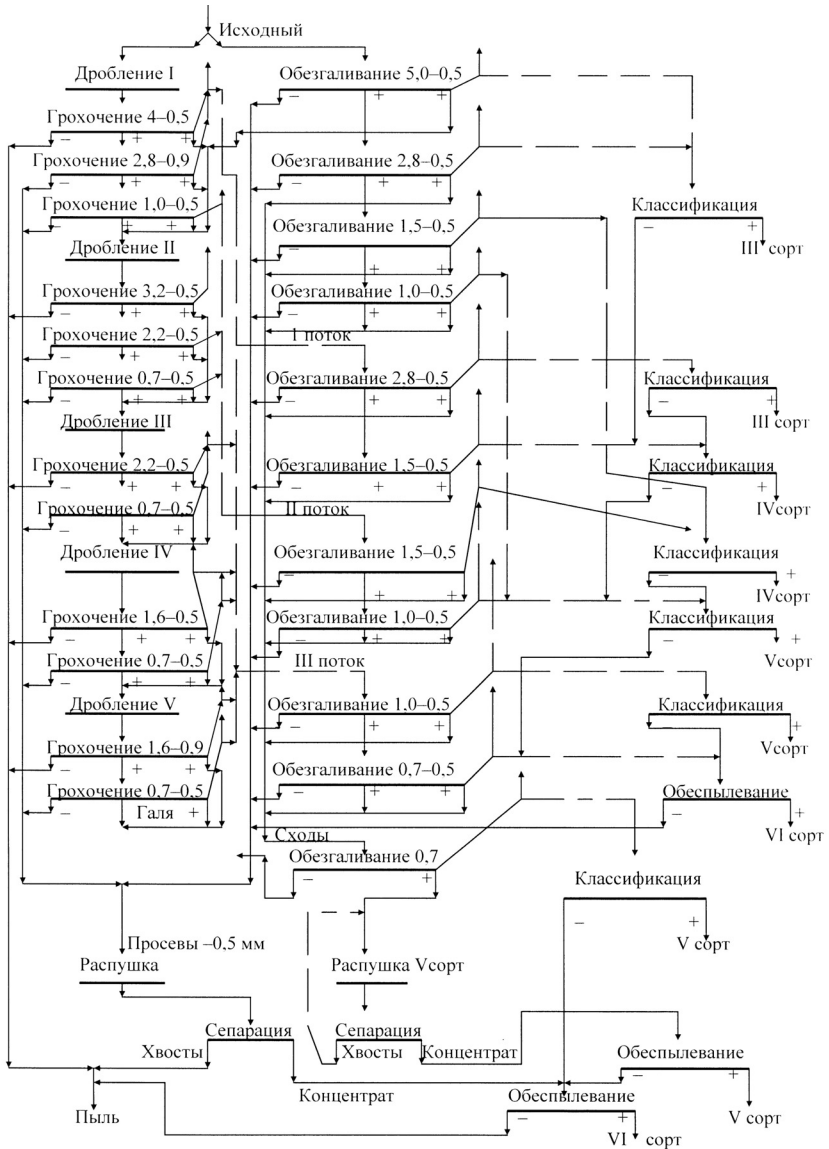


Рис. 7.5. Схема обогащения Джетыгаринской фабрики

В последнее время применяют распушители СМА-248, дробилки СМА-277, модернизированные рассевы СМА-267.

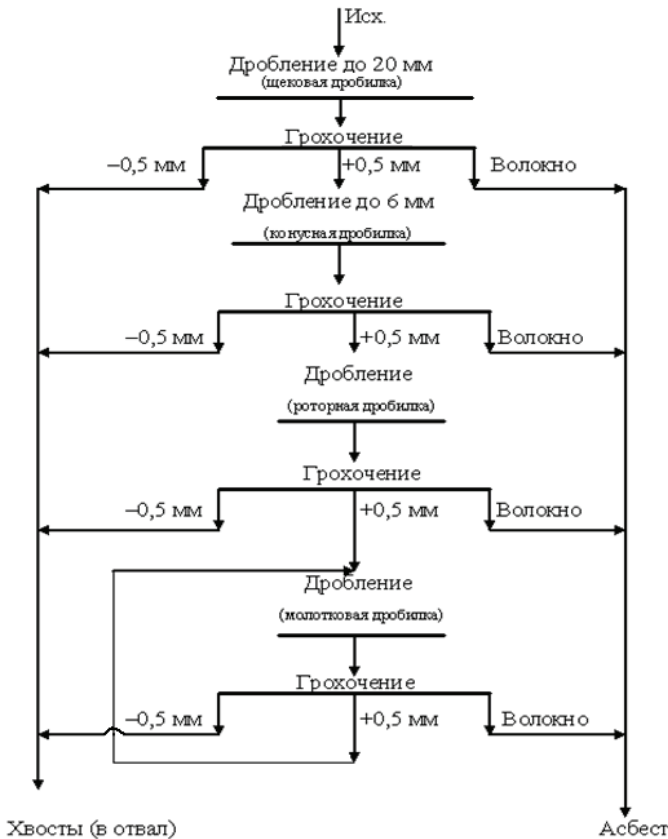


Рис. 7.6. Принципиальная схема обогащения асбеста из зарубежных фабрик

В Канаде более 60 % продукции дают две фирмы: «Джеффри Майнз» и «Лаб. Хризолит инк», перерабатывающие асбест по сходной технологии [68]. В состав «Джеффри Майнз» входят рудник, дробильно-сортировочный комплекс (ДСК) и обогатительный комплекс. ДСК имеет пять стадий дробления и классификации. Первая стадия дробления осуществляется на дезинтеграторах, последние – в вертикальных молотковых и ударно-отражательных дробилках.

Извлечение черновых концентратов производят на грохотах сложного движения. В ДСК получают сухую руду и черновые концентраты, идущие либо в склад сухой руды, либо, при недостаточном содержании асбеста, в цех обогащения. Развитая схема ДСК в сочетании с магнитной сепарацией позволяет выделить 40–54 % обедненных фракций с содержанием асбеста 0,02 %.

В обогатительном комплексе обработка черновых концентратов осуществляется на технологических линиях, включающих последовательно две операции обеспыливания и одну – грохочения (обезгаливания). Затем эти же операции повторяются в вибровоздушных обезгаливателях, после чего следует классификация и усреднение в специальных миксерах.

Схемы обогащения асбеста на зарубежных фабриках (рис. 7.6) аналогичны схемам отечественных фабрик.

7.5. Производство асбестовых изделий и материалов

Для изготовления большинства асбестовых изделий волокна асбеста распушивают – ращипляют по оси волокнистости. Для этого асбест раздавливают в бегунах различных конструкций и распушивают в специальных дезинтеграторах.

Для изготовления текстильных асбестовых изделий служит асбестовая пряжа. Для получения пряжи распушенный асбест расчесывают на чесальных машинах, представляющих собой несколько параллельно вращающихся цилиндров разного диаметра, покрытых кожаными или ткаными лентами, в которых рядами укреплены металлические иглы, согнутые в одном направлении.

Расчесанные волокна снимают с чесального аппарата в виде тонкого слоя, который делится при помощи ремешков на ряд плоских и узких лент, перерабатываемых на прядильных аппаратах в асбестовую пряжу, которая в зависимости от сорта асбеста изготавливается в виде ниток различной толщины, легкости и эластичности, наматываемых на катушки или сматываемых в клубки.

Асбестовые нити хуже скручиваются, чем органические и имеют меньшую прочность, поэтому часто к асбесту добавляется 15–20 % хлопка. Чисто асбестовая пряжа изготавливается в небольшом количестве из самого длинного волокна.

Асбесто-цементные изделия изготавливаются из различных смесей портландцемента и асбеста. В зависимости от вида изделий содержание асбеста в асбестоцементной массе колеблется от 12 до 50 %. Наиболее распространенным методом изготовления асбесто-цементных изделий является формовка из тонких слоев асбесто-цементной массы.

К асбесто-цементным изделиям относятся: водопроводные и канализационные трубы, кровельные плитки и отделочные листы, стеновые плиты и облицовочные листы, строительные детали, электроизоляционные доски.

Асбестовые листовые изделия – это картон и бумага, применяемые для термоизоляции и в качестве термически стойкого прокладочного материала. Изготавливаются они из массы, в которую помимо асбеста входят наполнитель и связующие вещества (крахмальный клей до 3 %).

В небольшом количестве вырабатывается картон из хорошо очищенного асбеста без каких-либо добавок. Для повышения прочности картона листы прессуют под давлением до 50 атм. Картон, применяемый в качестве кислотостойких прокладок, изготавливают из амфибол-асбеста.

Асбесто-резиновые листы изготавливают из тщательно распушенного асбеста, смешанного с резиновым клеем и другими добавками, формовкой полученной массы (65 % асбеста, 15 % каучука, 20 % серы и наполнителей графита, каолина, сажи).

В качестве теплоизоляционных материалов применяют материалы из чистого асбеста: гафрированную бумагу, асбестовую вату и асбестовый изоляционный шнур.

Асбестовые электроизоляционные материалы изготавливают из смеси асбеста с различными наполнителями и связующими веществами (наполнители: хлопчатая бумага, древесина, известь, слюда, каолин, барит; связующие: асфальты, смолы, цемент, соединения кремнезема, глинозема, извести).

Асбест отличается от всех других природных минералов специфическим волокнистым строением и способностью распушиваться (т.е. расщепляться на тончайшие волокна) при механическом воздействии, скручиваться в нить, высокой химической стойкостью и диэлектрическими свойствами. Поэтому, как видно из вышеизложенного, асбест получил очень широкое применение.

Непрерывно растущее потребление асбеста оказало положительное влияние на развитие его добычи и обогащения в главнейших мировых центрах: России, Канаде, Бразилии, Китае и Казахстане. Эти асбестодобывающие районы и определили характер асбестовой промышленности.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Обогащение угля, графита, алмаза, барита, талька, слюды, асбеста имеет ряд отличительных черт, которые обуславливают выделение технологии этих видов сырья в отдельную научную дисциплину – «Технология обогащения полезных ископаемых», раздел «Обогащение неметаллических полезных ископаемых».

Для нерудного сырья в целом характерны меньшая, чем для рудного сырья, разница в свойствах полезных минералов и пустой породы. К качеству получаемых концентратов предъявляются более жесткие требования. В ряде случаев необходимо сохранить структуру и морфологию минерального зерна (алмаз, слюда, асбест). Уникальность некоторых свойств минералов заключается в низкой плотности (уголь), высокой природной гидрофобности (графит, тальк, алмаз), неизометричности зерен (слюда, асбест). Эти особенности обуславливают применение специфических технологических приемов, характерных только для неметаллических полезных ископаемых.

Последние десятилетия наблюдается устойчивая тенденция замены нерудных полезных ископаемых искусственными заменителями, применение которых в ряде случаев является более оправданным из-за меньшей себестоимости, большей доступности и технологичности. Эта тенденция будет сохраняться и в дальнейшем, однако неметаллические полезные ископаемые сохранят свое положение в тех областях, где искусственные заменители не могут обеспечить полный комплекс потребительских свойств (ювелирные алмазы, чешуйчатый графит, баритовые утяжелители и пр.). Доля угля в мировом энергетическом балансе в ближайшие десятилетия возрастет из-за снижения популярности атомной энергетики и осложнения ситуации на нефтяных рынках.

На поддержание и расширение рынка неметаллических полезных ископаемых определяющее значение будут оказывать технологические факторы – разработка и внедрение в производство технологий, повышающих конкурентоспособность продуктов переработки неметаллических полезных ископаемых. Актуальными являются проблемы экологически безопасных технологий добычи, обогащения и сжигания угля.

Подлинный переворот в структуре энергетического баланса может произойти реализация в промышленных условиях технологий глубокой переработки угля в жидкое топливо и химические продукты. В целом для неметаллических полезных ископаемых первоочередной задачей является повышение качества концентратов, расширение использования техногенных источников сырья и комплексное использование добываемой горной массы.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. USGS. Mineral Commodity Summaries 1997–2002 [Электронный ресурс]. – Режим доступа : <http://minerals.usgs.gov/minerals/pubs/mcs/>
2. USGS. Minerals Yearbook 1995–2005 [Электронный ресурс]. – Режим доступа : <http://minerals.usgs.gov/minerals/pubs/myb.html>
3. Государственный доклад «О состоянии и использовании минерально-сырьевых ресурсов Российской Федерации в 2002 году» [Электронный ресурс]. – Режим доступа : <http://www.priroda.ru/lib/detail.php?ID=5548>
4. ИАЦ «Минерал». Конъюнктура мировых рынков минерального сырья, 2000. [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://www.mineral.ru/Chapters/Production/Issues/43/IssueFiles.html>
5. Росинформуголь // Зарубежные новости. 2007. Январь. Вып. 195. [Электронный ресурс]. – Режим доступа : <http://mkt.rosugol.ru>.
6. Industrial Minerals. 2006. # 466. [Электронный ресурс]. – Режим доступа: http://www.ucm.es/BUCM/compludoc/W/10608/00198544_1.htm
7. Бюллетень иностранной коммерческой информации (БИКИ). – 2007. – № 28. – С. 1–8.
8. Gluckauf. – 2007. – № 1. – С. 28–39.
9. **Еремин, Н. И.** Неметаллические полезные ископаемые / Н. И. Еремин. – М. : МГУ, 2004.
10. Справочное руководство. Техника и технология обогащения углей / под ред. В. А. Чантурия, А. Р. Молякко. – М. : Наука, 1995. – 662 с.
11. А.с. 1087179 СССР, МКИ ВОЗД 1/02. Способ флотации угля и графита.
12. А.с. 1364366 СССР, МКИ ВОЗД 1/02. Способ флотации угля и графита.
13. А.с. 1080873 СССР, МКИ ВОЗД 1/02. Вспениватель для флотации угля и графита.
14. А.с. 1976956 СССР, МКИ ВОЗД 1/02. Собиратель-вспениватель для флотации графита.
15. А.с. 1323132 СССР, МКИ ВОЗД 1/02. Способ флотации угля и графита.

16. А.с. 1333159 СССР, МКИ ВОЗД 1/02. Способ флотации угля и графита.
17. А.с. 1556759 СССР, МКИ ВОЗД 1/02. Способ флотации труднообогащаемых графитовых руд.
18. **Абрамов, А. А.** Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых / А. А. Абрамов. – М. : Изд-во Моск. гос. горн. ун-та, 2004. – Т. 2. – 510 с.
19. **Чижевский, В. Б.** Флотиримость окисленного графита / В. Б. Чижевский // Комплекс. использ. минер. сырья. 1987. – № 5. – С. 20–23.
20. Пат. 78624 СРР, МКИ ВОЗД 7/00. Метод обогащения графита.
21. **Богидаев, С. А.** Эффективные реагенты – собиратели для флотации несulfидных руд / С. А. Богидаев, М. Б. Руденко // Материалы международного совещания. – 2004. – С. 199–200.
22. **Чижевский, В. Б.** Влияние термообработки на флотиримость графита с различной степенью окисления поверхности / В. Б. Чижевский // Комплекс. использ. минер. сырья. 1–989. – № 1. – С. 22–24.
23. **Харитонов, Т. М.** Использование магнитогидродинамической обработки пульпы при обогащении графита / Т. М. Харитонов // Разраб. и соверш. технол. процессов добычи и обогащения неруд. и неметалло-руд. матер. Тольятти. – 1990. – С. 34–37.
24. **Месеняшин, А. И.** Зарядка частиц в электростатических полях сепараторов / А. И. Месеняшин // Обогащение руд. – 2001. – № 2. – С. 23–25.
25. **Месеняшин, А. И.** Разделение частиц в турбулентном электростатическом сепараторе / А. И. Месеняшин // Обогащение руд. – 2002. – № 5. – С. 27–33.
26. **Чантурия, В. А.** Повышение эффективности флотации на основе использования энергетических воздействий / В. А. Чантурия, А. А. Лавриненко, Г. Д. Краснов // Горн. журнал. – 2006. – № 10. – С. 48–52.
27. **Вайсберг, Л. А.** Новое поколение высокоэффективных грохотов для сыпучих материалов и пульпы / Л. А. Вайсберг, А. Н. Коровников, В. А. Трофимов // Обогащение руд. – 2001. – № 5. – С. 25–28.
28. **Чантурия, В. А.** Новые флотационные процессы и оборудование для разделения тонкодисперсных компонентов на основе использования энергетических воздействий / В. А. Чантурия, А. А. Лавриненко, Г. Д. Краснов // Анализ состояния и развития Байкальской природной территории. Минерально-сырьевой комплекс: сб. науч. тр. – Улан-Удэ : БНЦ СО РАН.
29. **Абрамов, А. А.** Теоретическое обоснование оптимальных значений концентрации собирателя и рН пульпы при флотации несulfидных минералов / А. А. Абрамов, Д. В. Магазаник // Физ.-тех. пробл. разр. полез. ископаемых. 2006. № 2. С.89–99.

30. **Верхотуров, М. В.** Обогащение алмазов / М. В. Верхотуров; ГАЦМиЗ. Красноярск, 1995. 128 с.
31. **Абрамов, А. А.** Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых. Обогащительные процессы и аппараты / А. А. Абрамов. – М. : Изд-во Моск. гос. горн. ун-та, 2001. – Т. 1. – 469 с.
32. **Месеняшин, А. В.** Электростатическая сепарация минерального и техногенного сырья / А. В. Месеняшин, И. М. Кравец, Н. А. Логачева // Обогащение руд. – 2005. – № 6. – С. 23–27, 48–53.
33. **Верхотуров, М. В.** К возможностям гравитационного обогащения / М. В. Верхотуров, Д. А. Гольсман // Прогрессив. методы обогащения и техн. глубокой переработки руд цвет., редких и платин. металлов : сб. науч. тр. – Красноярск, 2006. – С. 92–93.
34. **Gurpinar, G.** Effect of ultrasonic treatment on flotation calcite, barite and quartz / G. Gurpinar, E. Sonmez, V. Bozkurt // 9 International Mineral Processing Symposium, Cappadocia. Extendent Abstracts. Ankara. – 2002. – P. 116–118.
35. Заявка 2251305 Великобритания, МКИ⁵ G01. Устройство для сортировки алмазов и других минералов.
36. А.с. 1799624 СНГ, МКИ⁵ ВОЗВ 7/00. Способ обогащения черновых алмазосодержащих концентратов.
37. **Гольсман, Д. А.** Маятниковый шлюз для обогащения тяжелых минералов / Д. А. Гольсман // Совершенств. технологий пр-ва цвет. металлов: сб. науч. тр. – Красноярск, 2005. – С. 76–77.
38. **Брагина, В. И.** Изыскание возможности рационального минералопользования / В. И. Брагина, В. И. Брагин, Л. М. Бондарь // Проблемы рац. освоения минер. ресурсов: сб. науч. тр. – Хабаровск, 1991. – С. 15–20.
39. Фотометрическая сепарация – перспективный метод обогащения баритовых руд / В. И. Ершов, А. К. Войтенко, Л. Г. Загураев, В. В. Мельницкий // Барит. – М., 1986. – С. 235–238.
40. **Ершов, В. И.** Возможности фотометрической сепарации пиритсодержащих баритовых руд / В. И. Ершов // Цветные металлы. – 1992. – № 7. – С. 70–72.
41. **Тян, В. Д.** Комплексное использование баритовых руд Жайремского месторождения / В. Д. Тянь // Комплекс. исполъз. минер. сырья. – 1992. – № 6. – С. 39–45.
42. **Вайсберг, А. Н.** Тонкое грохочение как альтернатива гидравлической классификации по крупности / А. Н. Вайсберг, А. Н. Коровников // Обогащение руд. – 2004. – № 3. – С. 23–34.

43. **Богданович, А. В.** Основные тенденции развития техники и технологии гравитационного обогащения песков тонковкрапленных руд / А. В. Богданович, К. В. Федотов // Горный журнал. – 2007. – № 2. – С. 51–57.
44. **Гогуадзе, Л. Д.** К вопросу усовершенствования флотационного обогащения кварц-баритовой руды Маднеульского месторождения / Л. Д. Гогуадзе, И. Д. Чогошвили, А. А. Яманидзе // Совершенств. техн. и технол. перераб. полез. ископаемых: тез. докл. н-т. конф. (Батуми, 5–7 сент. 1990). – Тбилиси, 1990. – С. 7–8.
45. **Брагина, В. И.** Обогащение нерудных полезных ископаемых / В. И. Брагина, В. И. Брагин; ГАЦМиЗ. – Красноярск, 1995. – 192 с.
46. Новый собиратель барита / Н. В. Селиванова, Л. Д. Волкова, З. М. Бурень, В. И. Полуянов // Цветные металлы. – 1988. – № 11. – С. 100–102.
47. А.с. 1105238 СССР, МКИ ВОЗД 1/02. Способ флотации баритосодержащих руд.
48. **Михайлова, Ж.** Технология обогащения баритового сырья с повышенным содержанием кальция / Ж. Михайлова, Д. Апостолов // Мина дело. – 1989. – № 6. – С. 9–11.
49. Патент 212903 ГДР, МКИ ВОЗД 1/00. Способ флотационного извлечения барита.
50. Разработка и внедрение усовершенствованной технологии баритовой флотации с применением модифицированного реагента «Баритол» на Карагайлинской фабрике / Б. Р. Курилков, И. Е. Азбель, В. Г. Маташкин, С. И. Исаков // Основ. направ. совершенств. техн. и технол. руд цвет. метал. – Л. : Механобр, 1990. – С. 100–104.
51. **Sonmtst, I.** A study on spherical oil agglomeration of barite suspensions / I. Sonmtst, Y. Sebeci // Int. J. Miner. Process. – 2003. – № 1–4. – P. 219–232.
52. **Гагниадзе, Ц. М.** К вопросу переработки флотационного концентрата хвостов барит-полиметаллической руды / Ц. М. Гагниадзе, М. Г. Мампория, Т. М. Адамия // Прогрессивные методы обогащ. и технологии глубокой перераб. руд цвет., редких и платин. металлов : сб. науч. тр. – Красноярск, 2006. – С. 87–88.
53. **Абрамов, А. А.** Флотационные методы обогащения / А. А. Абрамов. – М. : Недра, 1993. – 412 с.
54. **Шохин, В. А.** Гравитационные методы обогащения / В. Н. Шохин, А. Г. Лопатин. – М. : Недра, 1993. – 353 с.
55. **Huang, Jianye** / Non Metal Mines. – 1990. – № 5. – P. 45–48.
56. **Kimura, Kunio** / J. Mining and mater Process. Inst. Jap. – 1989. 105. – № 4. – P. 305–309.

57. А.с. 1577847 СССР, МКИ⁴ ВОЗД 1/02. Способ флотации тальк-содержащих руд.
58. А.с. 1695989 СНГ, МКИ⁵ ВОЗД 1/001. Способ флотации тальк-содержащих руд.
59. Разработка и испытание в полупромышленных условиях технологии обогащения тальковых сланцев Ингулецкого ГОКа / Т. В. Дендюк, А. Д. Юртаева, К. И. Шостак [и др.] // Складир. и утилизи. отходов перераб. руд черной металлургии. – М., 1991. – С. 84–88.
60. *Гершенкоп, А. Ш.* Интенсификация процесса обогащения слюдосодержащих руд вибрационными воздействиями / А. Ш. Гершенкоп, М. С. Хохуля // Новые процессы в комбинир. схемах обогащ. – М., 1989. – С. 190–195.
61. *Гершенкоп, А. Ш.* Изучение условий перемещения и взвешивания пластинчатых частиц в потоках малой толщины / А. Ш. Гершенкоп, М. С. Хохуля // Освоение месторож. комплекс. руд Карел.-Кольск. региона. Апатиты. – 1988. – С.88–95.
62. *Абрамов, А. А.* Теоретический анализ возможности и условий бесколлекторной флотации минералов / А. А. Абрамов // Цветные металлы. – 2004. – № 10. – С. 17–22.
63. *Лавриненко, А. А.* Основные особенности пневмопульсационной флотации / А. А. Лавриненко, Г. Д. Краснов, Д. В. Крапивный // Изв. вузов. Цветная металлургия. – 2002. – № 2. – С. 36–38
64. А.с. 1459729 СССР, МКИ В07В 1/22. Устройства для отбора кристаллов слюды из руды.
65. *Абрамов, А. А.* Роль сорбции собирателя в элементарном акте флотации / А.А. Абрамов // ФТПРПИ. 2005. № 1.
66. А.с. 1344419 СССР, МКИ ВОЗД 1/02. Способ обогащения мелкоразмерного мусковита.
67. *Байбородин, Б. А.* Флотация слюды из хвостов обогащения редкометальных руд / Б. А. Байбородин, Г. И. Малинович, И. Г. Перегудова // Физич. проц. горн. пр-ва : тез. докл. 10 Всесоюз. науч. конф. вузов СССР с участием НИИ/МГИ. – М., 1991. – С. 157–160.
68. *Половнев, Б. А.* Обогащение асбестовых руд в Канаде / Б. А. Половнев // Горный журнал. – 1989. – № 6. – С. 61–62.
69. Metals and Minerals Annual Review-1992 // Published by Mining Journal. – 1992.
70. Минеральные ресурсы развитых капиталистических и развивающихся стран / гл. ред. Е. Н. Исаев // Мингео СССР ВНИИ ЗАРУБЕЖ-ГЕОЛОГИЯ. – М., 1990.
71. *Аглямова, Э. Р.* Снижение содержания серы в углях – один из рациональных способов решения технико-экологических проблем рай-

онов углепользования / Э. Р. Аглямова // Техника и технология экологически чистых производств : тез. докл. 2-го Междунар. симпозиума молодых ученых и аспирантов. – М., 1998. – С. 3–4.

72. Исследование возможности применения новых флотационных реагентов на углеобогажительных фабриках Кузбасса / Л. Н. Меркушева, В. С. Фролов, Б. Б. Валеов [и др.] // Тез. докл. III-го конгресса обогатителей стран СНГ (Москва, 20–23 марта 2001). – М., 2001. – С. 67–68.

73. **Гмызин, В. А.** Флотация труднообогащаемых углей с использованием продуктов нефтехимии / В. А. Гмызин, В. Н. Петухов // Развитие идей И.М. Плаксина в области обогащения полезных ископаемых и гидрометаллургии : тез. докл. юбил. Плаксин. чтений (Москва, 10–14 окт. 2000). – М., 2000. – С. 160–162.

74. Пат. 2160168 Россия, МПК7 В 03 D 1/012 Реагент-собираатель для флотации угля.

75. **Петухов, В. Н.** Флотация труднообогащаемых углей с использованием реагентов- модификаторов / В. Н. Петухов, В. В. Кукушкин // Кокс и химия. 1999. № 9. С. 9–12.

76. **Савинчук, Л. Г.** Развитие эффективных реагентов-модификаторов при флотации высокосернистых углей / Л. Г. Савинчук, П. Л. Медяник // Развитие идей И.М. Плаксина в области обогащения полезных ископаемых и гидрометаллургии : тез. докл. юбил. Плаксин. чтений (Москва, 10–14 окт. 2000). – М., 2000. – С. 146–147.

77. **Костромитин, А. В.** Исследование флотирруемости вторичных шламов ОФ Нерюнгринская I / А. В. Костромитин, С. Г. Глухих, А. Н. Муклакова // Тез. докл. III-го конгресса обогатителей стран СНГ (Москва, 20–23 марта 2001). – М., 2001. – С. 70–71.

78. **Сергеев, П. В.** Изучение селективной флокуляции углей синтетическими латексами / П. В. Сергеев // Геол. и геохимия горюч. ископ. – 1999. – № 4. – С. 76–82.

79. **Гмызин, В. А.** Флотация труднообогащаемых углей с использованием продуктов нефтехимии / В. А. Гмызин, В. Н. Петухов // Развитие идей И.М. Плаксина в области обогащения полезных ископаемых и гидрометаллургии : тез. докл. юбил. Плаксин. чтений (Москва, 10–14 окт. 2000). – М., 2000. – С. 255.

80. О возможности использования отходов добычи и обогащения углей для получения сиалоновых материалов / Л. А. Кос, Л. Н. Лебедева, Ф. Н. Стрижко, А. Н. Щанников // Химия и природосберегающие технологии использования угля : сб. тр. Междунар. науч. конф., посвященной 275-летию Российской академии наук (Звенигород, 15–17 февр. 1999). – С. 188–191.

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	3
Глава 1. ТЕХНОЛОГИЯ УГЛЯ.....	5
1.1. Использование угля.....	10
1.2. Происхождение каменного угля и его месторождения.....	12
1.3. Состав каменных углей и вредные примеси.....	18
1.4. Свойства и классификация углей.....	20
1.5. Обогащение угля.....	23
1.5.1. Гравитационные методы обогащения.....	23
1.5.2. Флотация.....	31
1.5.3. Магнитные, электрические и специальные методы.....	39
1.5.4. Схемы обогащения, фабрики.....	42
1.6. Брикетирование угля.....	49
1.7. Процессы термической переработки угля.....	53
1.7.1. Полукоксование угля.....	54
1.7.2. Среднетемпературное коксование.....	56
1.7.3. Коксование углей.....	56
1.7.4. Полная или безостаточная газификация угля.....	60
1.7.5. Гидрогенизация угля.....	63
Глава 2. ТЕХНОЛОГИЯ ГРАФИТА.....	67
2.1. Свойства и разновидности графита, области применения графитовых материалов.....	69
2.2. Требование промышленности к качеству товарного графита, типы руд и месторождений.....	71
2.3. Обогащение графитовых руд.....	76
2.3.1. Ручная сортировка и избирательное измельчение.....	77
2.3.2. Флотация.....	77
2.3.3. Химическое обогащение.....	80
2.3.4. Термическое обогащение.....	81
2.3.5. Схемы обогащения и фабрики, перерабатывающие графитовые руды.....	81
2.3.6. Производство графитовых изделий и материалов.....	87
Глава 3. ТЕХНОЛОГИЯ АЛМАЗОВ.....	89
3.1. Свойства алмазов и области их применения.....	90
3.2. Месторождения алмазов.....	94
3.3. Обогащение алмазов.....	97
3.3.1. Дезинтеграция песков и руд коренных месторождений.....	97
3.3.2. Гравитация.....	101
3.3.3. Фотометрическая сепарация.....	103
3.3.4. Люминесцентная сепарация.....	105
3.3.5. Флотация.....	110
3.3.6. Жировой процесс.....	114
3.3.7. Электрическая и магнитная сепарация.....	118
3.3.8. Ручная сортировка.....	120
3.3.9. Схемы извлечения алмазов. Фабрики.....	120
3.4. Производство изделий из алмазов.....	124

Глава 4. ТЕХНОЛОГИЯ БАРИТА.....	127
4.1. Свойства и применение барита.....	128
4.2. Типы руд и месторождений барита.....	129
4.3. Технические требования к качеству барита.....	132
4.4. Обогащение баритовых руд.....	135
4.4.1. Радиометрическая сепарация.....	135
4.4.2. Промывка, селективное измельчение, классификация и гравитационные методы обогащения.....	135
4.4.3. Термический метод (декрипитация).....	138
4.4.4. Химический метод.....	138
4.4.5. Обогащение в электрическом и магнитном поле.....	139
4.4.6. Флотация.....	141
4.4.7. Схемы обогащения и фабрики.....	145
4.4.8. Производство молотого барита, литопона, солей и препаратов бария.....	149
Глава 5. ТЕХНОЛОГИЯ ТАЛЬКА.....	151
5.1. Свойства и применение талька.....	154
5.2. Требования промышленности к качеству сырья, типы руд и месторождений.....	155
5.3. Обогащение талька.....	159
5.3.1. Фотометрическая сортировка.....	159
5.3.2. Флотация.....	160
5.3.3. Схемы обогащения. Фабрики.....	161
Глава 6. ТЕХНОЛОГИЯ СЛЮДЫ.....	165
6.1. Свойства и применение слюды.....	166
6.2. Требования к качеству сырья, типы руд и месторождений слюды.....	169
6.3. Обогащение слюдяных руд.....	174
6.3.1. Обогащение по трению.....	175
6.3.2. Обогащение по форме.....	177
6.3.3. Гравитация.....	178
6.3.4. Флотация.....	180
6.3.5. Схемы обогащения. Фабрики.....	182
6.3.6. Производство слюдяных материалов и изделий.....	187
Глава 7. ТЕХНОЛОГИЯ АСБЕСТА.....	189
7.1. Свойства и применение асбеста.....	191
7.2. Требования промышленности к асбесту.....	195
7.3. Типы руд и месторождений асбеста.....	198
7.4. Обогащение асбестовых руд.....	200
7.4.1. Обогащение отсасыванием.....	201
7.4.2. Обогащение в центробежных воздушных сепараторах.....	204
7.4.3. Обогащение в пневматических сепараторах.....	206
7.4.4. Обогащение на наклонных плоскостях.....	208
7.4.5. Вибрационный способ обогащения.....	209
7.4.6. Обогащение руд антофиллит-асбеста.....	211
7.4.7. Схемы обогащения. Фабрики.....	211
7.5. Производство асбестовых изделий и материалов.....	217
ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	219
БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК.....	220

Учебное издание

Брагина Вера Ивановна

**ТЕХНОЛОГИЯ ОБОГАЩЕНИЯ
И ПЕРЕРАБОТКИ НЕМЕТАЛЛИЧЕСКИХ
ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ**

Учебное пособие

Редактор Л.Х. Бочкарева
Компьютерная верстка И.В. Манченкова

Подписано в печать 17.09.09. Печать плоская
Формат 60×84/16. Бумага офсетная. Усл. печ. л. 13,25
Тираж 100 экз. Заказ № 666.

Издательско-полиграфический комплекс
Сибирского федерального университета
660041, г. Красноярск, пр. Свободный, 82а

Отпечатано в типографии ИПК СФУ
660041, г. Красноярск, пр. Свободный, 82а