



УДК 622.77

Ш. Байысбеков, В.И. Авдюков, Ж.Ш. Байысбеков, Н.Т. Акказина

КазНТУ имени К.И. Сатпаева, г. Алматы

ОБОГАЩЕНИЯ РУДЫ ЖАРТАС СОСТАВА 25/75 С ПРЕДВАРИТЕЛЬНЫМ ОКИСЛЕНИЕМ

Технологию переработки золотосодержащего сырья определяет: наличие в рудах сопутствующих полезных компонентов, имеющих промышленное значение; содержание в рудах окисленных и сульфидных минералов [1-2].

Ранее проведенными минералогическими анализами было выявлено, что частицы золота в руде ассоциированы с пиритом и другими сульфидами. При этом частицы золота находятся внутри пирита и сульфидов [3]. Предварительный термодинамический анализ реакции показал возможность окисления пирита [4].

С целью уточнения результатов флотации и проверки возможности вскрытия частиц золота проведена серия экспериментов по предварительному окислению хвостов гравитационного обогащения с крупностью частиц 2,0 мм в растворе серной кислоты с добавлением в качестве окислителя диоксида марганца - MnO_2 . Условия окисления хвостов гравитации приведены в табл. 1.

Таблица 1

Условия предварительного окисления хвостов гравитационного обогащения

№ опыта	Навеска, г	Соотношение Ж:Т	H_2SO_4 , %	Выдержка в растворе, сут.	Расход MnO_2 , г/дм ³ раствора	Температура раствора, °С
1	173	1:4	3,0	5	30	20
2	173	1:4	3,0	3	45	40
3	173	1:4	3,0	1	15	60

После выдержки в растворе хвосты гравитации промывались водой, подвергались естественной сушке, доизмельчались до крупности 80 % - 0,074 мм и обогащались флотацией при оптимальных условиях опытов по флотации смеси руд 25\75 без окисления. Полученные результаты опытов по флотации приведены в таблицах 2-10 с обработкой по компьютерной программе с составлением балансов.

Таблица 2

Состав продуктов обогащения флотацией с обработкой руды окислителем

Элемент	Содержание	Пробы флотоконцентратов			Пробы хвостов флотации		
		№ 1 ф.к	№ 2 ф.к	№ 3 ф.к	№ 1 хв.	№ 2 хв.	№ 3 хв.
Pb-As	С, %	0,334	0,257	0,4	0,115	0,126	0,13

Au	C, г/т	15,517	15,089	15,146	0,714	0,634	0,851
----	--------	--------	--------	--------	-------	-------	-------

Окончание таблицы 2

Элемент	Содержание	Пробы флотоконцентратов			Пробы хвостов флотации		
		№ 1 ф.к	№2 ф.к	№3 ф.к	№1 хв	№2 хв.	№3 хв
Zn	C, %	6,689	6,398	6,67	0,13	0,115	0,191
Cu	C, %	0,341	0,334	0,367	0,118	0,107	0,12
Fe	C, %	10,512	10,14	10,833	1,421	1,574	1,75

Таблица 3

Баланс флотационного обогащения смеси руды 25\75 с предварительным окислением - опыт №1

ПОСТУПИЛО МАТЕРИАЛОВ	Всего, кг	Pb	Au	Zn	Cu	Fe	Прочие
Смесь руды 25\75	100	0,48	0,00023	0,75	0,61	6,99	91,17
Содержание, %		0,48	0,00023	0,75	0,61	6,99	91,17
ИТОГО	100	0,48	0,00023	0,75	0,61	6,99	91,17
ПОЛУЧЕНО ПРОДУКТОВ	Всего, кг	Pb	Au	Zn	Cu	Fe	Прочие
Флотационный концентрат	11,871	0,118	0,000162	0,639	0,149	3,165	7,8
Содержание, %		0,992	0,001	5,382	1,256	26,664	65,705
Извлечение, %		24,525	70,359	85,181	24,432	45,281	8,555
Хвосты флотации	88,129	0,362	0,000068	0,111	0,461	3,824	83,371
Содержание, %		0,411	0,000077	0,126	0,523	4,339	94,601
Извлечение, %		75,473	29,624	14,796	75,565	54,709	91,448
ИТОГО	100	0,48	0,00023	0,75	0,61	6,99	91,17
Невязка	0,001575	-0,000012	0	-0,00017	-0,000015	-0,00064	0,002413

Таблица 4

Баланс флотационного обогащения смеси руды 25\75 с предварительным окислением - опыт №2

ПОСТУПИЛО МАТЕРИАЛОВ	Всего, кг	Pb	Au	Zn	Cu	Fe	Прочие
Смесь руды 25\75	100	0,48	0,00023	0,75	0,61	6,99	91,17
Содержание, %		0,48	0,00023	0,75	0,61	6,99	91,17
ИТОГО	100	0,48	0,00023	0,75	0,61	6,99	91,17
ПОЛУЧЕНО ПРОДУКТОВ	Всего, кг	Pb	Au	Zn	Cu	Fe	Прочие
Флотационный концентрат	12,157	0,093	0,000169	0,65	0,164	3,012	8,237
Содержание, %		0,764	0,001	5,35	1,347	24,777	67,761
Извлечение, %		19,34	73,656	86,72	26,843	43,091	9,035
Хвосты флотации	87,843	0,387	0,00006	0,099	0,446	3,978	82,932
Содержание, %		0,441	0,000069	0,113	0,508	4,528	94,41

Извлечение, %		80,671	26,331	13,262	73,165	56,909	90,981
ИТОГО	100	0,48	0,00023	0,75	0,61	6,99	91,17
Невязка	0,015	0,000055	0	-0,00014	0,00005	0,000062	0,015

Таблица 5

Баланс флотационного обогащения смеси руды 25\75 с предварительным окислением - опыт №3

ПОСТУПИЛО МАТЕРИАЛОВ	Всего, кг	Pb	Au	Zn	Cu	Fe	Прочие
Смесь руды 25\75	100	0,48	0,00023	0,75	0,61	6,99	91,17
Содержание, %		0,48	0,00023	0,75	0,61	6,99	91,17
ИТОГО	100	0,48	0,00023	0,75	0,61	6,99	91,17
ПОЛУЧЕНО ПРОДУКТОВ	Всего, кг	Pb	Au	Zn	Cu	Fe	Прочие
Флотационный концентрат	10,951	0,117	0,00015	0,589	0,148	2,751	7,346
Содержание, %		1,069	0,001	5,378	1,353	25,123	67,075
Извлечение, %		24,395	65,104	78,535	24,284	39,361	8,057
Хвосты флотации	89,049	0,363	0,00008	0,161	0,462	4,239	83,824
Содержание, %		0,408	0,00009	0,181	0,519	4,759	94,134
Извлечение, %		75,618	34,888	21,449	75,73	60,644	91,965
ИТОГО	100	0,48	0,00023	0,75	0,61	6,99	91,17
Невязка	0,02	0,000062	0	-0,00012	0,00008	0,000357	0,02

Таблица 6

Извлечения ценных компонентов в концентрат при флотации после окисления руды

№ опыта	Pb	Au	Zn	Cu	Fe	Прочие
1	24,525	70,359	85,181	24,432	45,281	8,555
2	19,34	73,656	86,72	26,843	43,091	9,035
3	24,395	65,104	78,535	24,284	39,361	8,057

Для изучения распределения серебра, не анализируемого на приборе СПАРК-1, исходные руды и продукты флотации анализировались на серебро методом пробирного анализа.

С учетом данных анализа составлена сводная таблица составов продуктов.

Таблица 7

Результаты анализа проб флотации с обработкой руды окислителем

Элемент	Содержание	Проба 1 ф.к	Проба 2 ф.к	Проба 3 ф.к	Проба 1 хв.	Проба 2 хв.	Проба 3 хв.
Pb-As	C, %	0,334	0,257	0,4	0,115	0,126	0,13
Au	C, г\т	15,517	15,089	15,146	0,714	0,634	0,851
Ag	C, г\т	51,2	49,8	49,9	2,67	2,9	2,8
Zn	C, %	6,689	6,398	6,67	0,13	0,115	0,191
Cu	C, %	0,341	0,334	0,367	0,118	0,107	0,12

Fe	C, %	10,512	10,14	10,833	1,421	1,574	1,75
----	------	--------	-------	--------	-------	-------	------

На основе составов с учетом содержания серебра также были рассчитаны балансы флотации.

Таблица 8

Баланс флотационного обогащения смеси руды 25\75 с предварительным окислением с учетом серебра - опыт №1

ПОСТУПИЛО МАТЕРИАЛОВ	Всего, кг	Pb	Au	Ag	Zn	Cu	Fe	Прочие
Смесь руды 25\75	100	0,48	0,00023	0,0012	0,75	0,61	6,99	91,169
Содержание, %		0,48	0,00023	0,001	0,75	0,61	6,99	91,169
ИТОГО	100	0,48	0,00023	0,001	0,75	0,61	6,99	91,169
ПОЛУЧЕНО ПРОДУКТОВ	Всего, кг	Pb	Au	Ag	Zn	Cu	Fe	Прочие
Флотационный концентрат	12,592	0,125	0,000166	0,000838	0,646	0,158	3,299	8,363
Содержание, %		0,99	0,001	0,007	5,132	1,254	26,2	66,416
Извлечение, %		25,973	71,96	69,862	86,164	25,877	47,197	9,173
Хвосты флотации	87,408	0,355	0,000065	0,000362	0,104	0,452	3,69	82,807
Содержание, %		0,407	0,000074	0,000414	0,119	0,517	4,224	94,733
Извлечение, %		74,002	28,05	30,147	13,857	74,098	52,794	90,79
ИТОГО	100	0,48	0,00023	0,001	0,75	0,61	6,99	91,169
Невязка	-0,035	-0,00012	0	0,00001	0,000157	-0,00015	-0,0006	-0,034

Таблица 9

Баланс флотационного обогащения смеси руды 25\75 с предварительным окислением с учетом серебра - опыт №2

ПОСТУПИЛО МАТЕРИАЛОВ	Всего, кг	Pb	Au	Ag	Zn	Cu	Fe	Прочие
Смесь руды 25\75	100	0,48	0,00023	0,0012	0,75	0,61	6,99	91,169
Содержание, %		0,48	0,00023	0,001	0,75	0,61	6,99	91,169
ИТОГО	100	0,48	0,00023	0,001	0,75	0,61	6,99	91,169
ПОЛУЧЕНО ПРОДУКТОВ	Всего, кг	Pb	Au	Ag	Zn	Cu	Fe	Прочие
Флотационный концентрат	12,55	0,124	0,000165	0,000808	0,645	0,157	3,29	8,331
Содержание, %		0,99	0,001	0,006	5,142	1,254	26,219	66,387
Извлечение, %		25,888	71,826	67,352	86,042	25,792	47,073	9,139
Хвосты флотации	87,45	0,356	0,000064	0,000392	0,104	0,453	3,7	82,836
Содержание, %		0,407	0,000074	0,000447	0,119	0,518	4,228	94,728
Извлечение, %		74,147	28,145	32,626	13,91	74,243	52,932	90,92
ИТОГО	100	0,48	0,00023	0,001	0,75	0,61	6,99	91,169
Невязка	0,053	0,000166	-0,00001	-0,00003	0,00036	0,000212	0,000384	0,053

Таблица 10

Баланс флотационного обогащения смеси руды 25\75 с предварительным окислением с учетом серебра - опыт №2

ПОСТУПИЛО МАТЕРИАЛОВ	Всего, кг	Pb	Au	Ag	Zn	Cu	Fe	Прочие
Смесь руды 25/75	100	0,48	0,00023	0,0012	0,75	0,61	6,99	91,169
Содержание, %		0,48	0,00023	0,001	0,75	0,61	6,99	91,169
ИТОГО	100	0,48	0,00023	0,001	0,75	0,61	6,99	91,169

Окончание таблицы 10

ПОЛУЧЕНО ПРОДУКТОВ	Всего, кг	Pb	Au	Ag	Zn	Cu	Fe	Прочие
Флотационный концентрат	12,563	0,124	0,000165	0,000818	0,645	0,157	3,293	8,343
Содержание, %		0,99	0,001	0,007	5,137	1,254	26,209	66,403
Извлечение, %		25,915	71,845	68,184	86,044	25,819	47,106	9,151
Хвосты флота- ции	87,437	0,356	6,46E-05	0,000381	0,104	0,453	3,696	82,828
Содержание, %		0,407	7,39E-05	0,000436	0,119	0,517	4,226	94,731
Извлечение, %		74,092	28,102	31,769	13,886	74,188	52,874	90,879
ИТОГО	100	0,48	0,00023	0,001	0,75	0,61	6,99	91,169
Невязка	0,025	0,000037	-0,00001	-0,00006	-0,00053	0,000047	-0,00139	0,027

Результаты извлечения ценных компонентов с учетом серебра приведены в табл. 11.

Таблица 11

*Извлечения в концентрат из данных балансов по флотации с окислением и учетом се-
ребра*

№ опыта	Pb	Au	Ag	Zn	Cu	Fe	Прочие
1	25,973	71,96	69,862	86,164	25,877	47,197	9,173
2	25,888	71,826	67,352	86,042	25,792	47,073	9,139
3	25,915	71,845	68,184	86,044	25,819	47,106	9,151

Сравнение полученных данных с результатами флотации без окислителя показывают повышение извлечения всех ценных компонентов, и особенно золота, в флотоконцентрат примерно на 5-14 % в целом и на 13,26 % в сравнении с сопоставимыми условиями опыта, реагентный режим которого принят как оптимальный при флотации рядовой руды [5].

Список литературы

1. Бочаров В.А. Технология обогащения золотосодержащего сырья / В.А. Бочаров, В.А. Игнаткина. - М.: Издательский дом «Руда и металлы», 2003. - С. 75-79.
2. Максимов К.В. Гравитационное выделение золота из колчеданных, медно-цинковых руд / К.В. Максимов, Г.И. Аржанников и др. // Цветные металлы. - 1983. - № 7. - С. 92-93.
3. Байысбеков Ш. Тонкодисперсное золото в рудах золото-сульфидного месторождения / Ш. Байысбеков, К.Ш. Дюсембаева, Н.Т. Акказина // Вестник КазНТУ. - №2. - Алматы, 2007.
4. Байысбеков Ш.Б. Термодинамический анализ реакций окисления пирита / Ш.Б. Байысбеков, Г.Ж. Жунусова, Н.Т. Акказина // Вестник СГУ им. Шакарима. - №1. - Семипалатинск, 2007.
5. Байысбеков Ш. Флотация рядовой руды коры выветривания территории Жартас / Ш. Байысбеков, Ю.Г. Сажин, Б.С. Байымбетов // Вестник КазНТУ. - №2. - Алматы, 2007.

Получено 14.03.07

УДК 666.232; 553.82; 553.824

Е.К. Джанпайзов

Южно-Казахстанский государственный университет им. М. Ауэзова, г. Шымкент

УСОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ СИНТЕЗА МОНОКРИСТАЛЛОВ РУБИНА

Среди неметаллических материалов видное место в мировом техническом прогрессе занимают материалы из технического корунда и различных его комбинаций с определенными оксидами, карбидами и металлами. Технический корунд отличается высокой механической прочностью и огнеупорностью и имеет по сравнению с другими техническими аналогами более благоприятные электрические и химические показатели. Благодаря этим свойствам, а также, что немаловажно, его относительной доступности определили все более расширяющуюся сферу использования рассматриваемых материалов в областях техники и технологии.

Большой интерес к техническим корундам возник еще на заре становления машиностроения, металлообработки и приборостроения в связи с острой необходимостью нахождения подходящего абразивного материала шлифовальных и полировальных порошков, а также для изготовления резцов, подшипников, опор и других инструментов. Корунд, который среди минералов занимает второе место по твердости и по абразивной способности уступает только алмазу, оказался тем самым искомым природным веществом.

Высокие огнеупорные свойства корунда и изделий на его основе, характеризующиеся огнеупорностью 2050 °С, особой устойчивостью по отношению к металлам, шлакам, стеклу, расплавленным солям, щелочам и кислотам [1], стали одним из важных аргументов развития промышленного синтеза технического корунда. Этим самым были решены проблемы футеровок специальных печей и производства огромного объема важнейших для химической промышленности и научно-исследовательских лабораторий полых тонкостенных огнеупорных тиглей, наконечников термопар и различных функциональных трубок.

Следующий этап научно-технических интересов к корунду тесно связан с особенностями его кристаллической структуры, которая представляет собой плотнейшую гексагональную упаковку, где атомы алюминия окружены шестью атомами кислорода и занимают 2/3 пустот в упаковке ионов кислорода. Исключительный комплекс ценных свойств корунда в определенной степени связан с хромом, входящим в решетку корунда в виде трехвалентного иона, изоморфно замещающий часть ионов алюминия и образуя одну из важнейших разновидностей корунда – рубин. Последний ныне широко используется в лазерных установках как источник когерентного излучения.

Синтетический рубин – ценный ювелирный драгоценный камень первого класса, а уровень его технологии синтеза является одним из показателей научно-технического прогресса в области материаловедения.

Таким образом, уникальный комплекс физических свойств корунда и его разновидностей более полно стали использоваться только после того, как были разработаны методы искусственного выращивания корундовых материалов, в частности монокристаллов и мелкозернистого корунда.

Кристаллы корунда и его разновидности синтезируются чаще всего из расплавов [3]. Используются различные методы синтеза: Вернейля, Чохральского, гидротермальный, зонной плавки и др. [2-4]. Из перечисленных способов синтеза метод Вернейля является одним из

первых и наиболее применяемым до настоящего времени методом в промышленности для выращивания бездефектных кристаллов тугоплавких оксидов. Кроме того, данный метод не требует больших энергетических затрат, а конструкция установки проста и удобна в эксплуатации.

В Казахстане монокристаллы рубина не выпускаются, потребность покрывается поставками из зарубежных стран. С развитием новых экономических отношений появляется необходимость быстрого развития собственной отрасли технических кристаллов и изделий на их основе для обеспечения наукоемких современных производств, техники и технологии.

Нами сконструирована и испытана усовершенствованная высокотемпературная установка на основе метода Вернейля, работающая на пламени кислородно-водородного газа, вырабатываемого с помощью кислородно-водородного генератора. Кислородно-водородный генератор обеспечивает установку смесью газов кислорода и водорода, образующейся в нем в процессе электролиза щелочи (NaOH или KOH) и необходимой для получения высокотемпературного пламени выше 2 000 °C.

В процессе выращивания монокристаллов рубина и других разновидностей корунда методом Вернейля, судя по анализу опубликованных материалов, наиболее важным технологическим параметром является температура пламени кислородно-водородного газа, необходимого для прогрева и полного расплавления шихты.

В предыдущих модификациях установки Вернейля (рис. 1, а) не достигалась оптимальная температура прогрева шихты вследствие неполного смешения газов кислорода и водорода из-за большой разницы в скорости их движения (15-20 раз), которая приводит к значительному скольжению одного газа по отношению к другому [5]. Это намного снижает степень смешения газов. Кроме того, в горелках таких установок удлиняется расстояние, на которое в центр факела пламени проникает струя холодного кислорода. В свою очередь это удлиняет путь прохождения шихты в малонагретой зоне кислорода. В результате шихта плохо прогревается и не успевает полностью проплавиться во время падения, что ведет к появлению в кристалле всевозможных нежелательных аномалий. Кроме того, увеличивается и расход горючего газа.

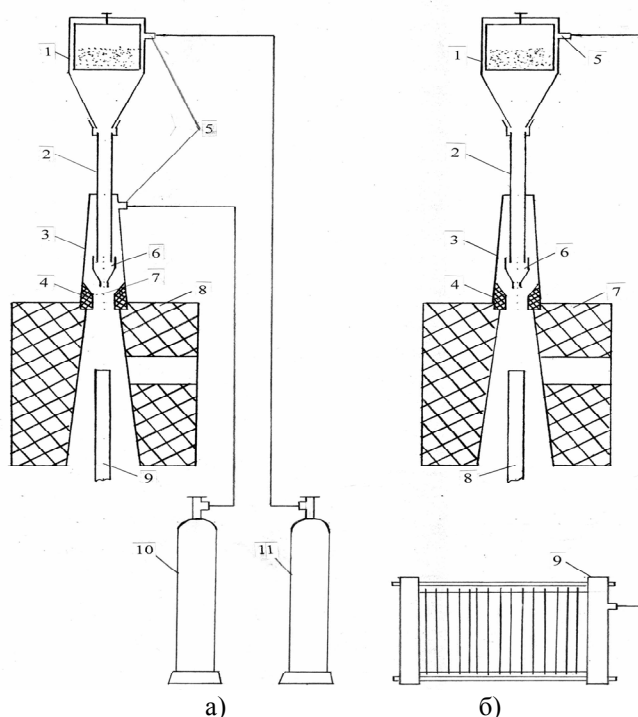


Рисунок 1 - Сравнительная схема установок: а – предыдущая модификация установки Вернейля; 1 – головка аппарата с бункером для шихты с ситом на дне, 2 – трубка для подачи смеси шихты с газом, 3 – горелка, 4 – керамическое сопло, 5 – штуцеры для подачи кислорода и водорода, 6 – наконечник, 7 – камера предварительного смешения газов кислорода и водорода, 8 – кристаллизационная печь, 9 – кристаллодержатель, 10 – баллон водорода, 11 – баллон кислорода; б – усовершенствованная установка Вернейля; 1 – головка аппарата с бункером для шихты с ситом на дне, 2 – трубка для подачи смеси шихты с газом, 3 – горелка, 4 – керамическое сопло, 5 – штуцер для подачи смеси газов кислорода и водорода, 6 – наконечник, 7 – кристаллизационная печь, 8 – кристаллодержатель, 9 – кислородно-водородный генератор

Повышение температуры прогрева шихты за счет увеличения степени смешения газов кислорода и водорода достигается путем замены емкостей с кислородом и водородом на кислородно-водородный генератор.

Данная усовершенствованная высокотемпературная установка (рис. 1, б) отличается системой подачи горючего газа. Если в предыдущих образцах кислород и водород подавались отдельно и в различные части аппарата, то в нашем случае благодаря кислородно-водородному генератору смесь газов подается непосредственно в головку аппарата. За счет изменения системы подачи газа нижняя трубка для подачи водорода, ранее использовавшаяся в установках Вернейля, исключена из конструкции.

Преимуществом усовершенствованной высокотемпературной установки для синтеза монокристаллов корунда и его разновидностей является простота конструкции, она удобна при эксплуатации и обеспечивает сравнительно низкие показатели себестоимости продукции.

Опытные исследования показали, что использование кислородно-водородного генератора, вырабатывающего смесь газов кислорода и водорода, позволяет достичь оптималь-

ной температуры прогрева шихты за счет полного смешения газов кислорода и водорода.

Исследованиями синтезированных в лабораторных условиях монокристаллов установлено, что образцы, не содержащие в своем составе примесей оксида хрома, имеют полупрозрачную светлую окраску, а добавка оксида хрома в шихту в количестве 0,5-2,5 % обеспечивает образование кристаллов рубина, имеющих характерную розовую и красную окраски.

На рентгенограммах синтезированных образцов рубина наблюдаются четко выраженные интенсивные линии дифракционных максимумов, характерных корунду (α - Al_2O_3) – 3,562; 3,474; 2,557; 2,086; 1,743; 1,599. Дифракционные максимумы рентгенограмм 1-6 проб одинаковы за исключением их интенсивности [6].

По данным рентгенофазового анализа можно отметить, что с увеличением количества атомов хрома, замещающих атомы алюминия в кристаллической структуре корунда, интенсивность дифракционных максимумов повышается.

Определение показателей преломления полученных образцов производилось при погружении исследуемых зерен кристаллов в иммерсионную жидкость. При помощи иммерсионного набора можно определять показатели преломления твердых тел с точностью до 0,002.

Изменение показателей преломления синтезированных кристаллов лейкосапфира и рубина в зависимости от содержания оксида хрома приведены в таблице.

По данным эксперимента видно, что с увеличением концентрации примесей хрома показатель преломления синтетических рубинов изменяется от 1,7684 при содержании 0,5 % и до 1,7851 при содержании 2,5 % оксида хрома в шихте.

Зависимость показателя преломления синтезированного кристалла от содержания оксида хрома

№ пробы	Содержание Cr_2O_3 в шихте, %	Показатели преломления, N_0
1	0	1,7635
2	0,5	1,7684
3	1	1,7721
4	1,5	1,7759
5	2	1,7801
6	2,5	1,7851

В результате проведенных нами исследований установлено, что увеличение примесей хрома приводит к положительным изменениям оптических свойств синтезированных кристаллов, но введение большого количества оксида хрома предопределяет внутренние напряжения кристаллов, в результате чего они становятся мутными и не пригодными в качестве драгоценных камней.

С использованием усовершенствованной высокотемпературной установки успешно синтезированы монокристаллы лейкосапфира и рубина.

Выполненные исследования позволяют утверждать, что на основе анализа положительных и отрицательных сторон известных методов и установок по синтезу корунда нами принципиально усовершенствована установка Вернейля и разработана технология синтеза, а также экспериментально обоснована конструкция высокотемпературной установки с измененной системой подачи газа в кристаллизационную часть с использованием генератора водорода в качестве источника тепловой энергии.

В лабораторных условиях с использованием собственной усовершенствованной уста-

новки и технологии впервые получены монокристаллы корунда и рубина, идентифицированные микроскопическим и физико-химическим методами исследований

Список литературы

1. Будников П.П. и др. Химическая технология керамики и огнеупоров. – М.: Изд-во литературы по строительству, 1972. – 552 с.
2. Смит Г. Драгоценные камни. – М.: Мир, 1984. – С. 186-194.
3. Рубин и сапфир // Кол-в авторов под руководством М.В. Классен-Неклюдовой и Х.С. Багдасарова. – М.: Наука, 1974. – 236 с.
4. Балицкий В.С. Синтетические аналоги и имитации природных драгоценных камней / В.С. Балицкий, Е.Е. Лисицина. – М.: Недра, 1981. – 158 с.
5. Бишимбаев В.К. Установка для синтеза кристаллов / В.К. Бишимбаев, Б.О. Есимов, Т.А. Адырбаева, Е.К. Джанпайзов // Предварительный патент РК №17773; Оpubл. 15.09.2006, Бюл. №9.
6. Михеев В.Н. Рентгенометрический определитель минералов. – М.: Гос. технико-теоретич. изд-во, 1959. – 850 с.

Получено 12.01.06

УДК 662.742

В.В. Каулин

Инновационный Евразийский университет, г. Павлодар

ПЕРСПЕКТИВЫ ТЕРМИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКИ УГЛЕЙ КАЗАХСТАНА

Анализ тенденций развития термической переработки твердых топлив позволил выявить технологические принципы, которым должно удовлетворять производство термооблагороженных топлив из угля:

- 1) использование низкосортных топлив;
- 2) эффективная полная утилизация побочных продуктов;
- 3) экологическая безопасность;
- 4) простота аппаратного оформления;
- 5) гибкость технологии и возможность расширения номенклатуры продукции;
- 6) низкое содержание летучих веществ (менее 12 %) в твердом продукте.

Применение автотермического способа нагрева исходного топлива обеспечивает наиболее полное расщепление продуктов пиролиза и, следовательно, бóльшую экологическую безопасность и эффективность утилизации побочных продуктов [1].

Лабораторная установка слоевого автотермического газификатора состоит из реактора слоевого типа с колосниковой решеткой, системы подачи окислителя, снабженной редуктором, ротаметром, регулировочным вентилем, демпферным бачком, газоотводящей трубки и горелки с электрозапальником (рис. 1).

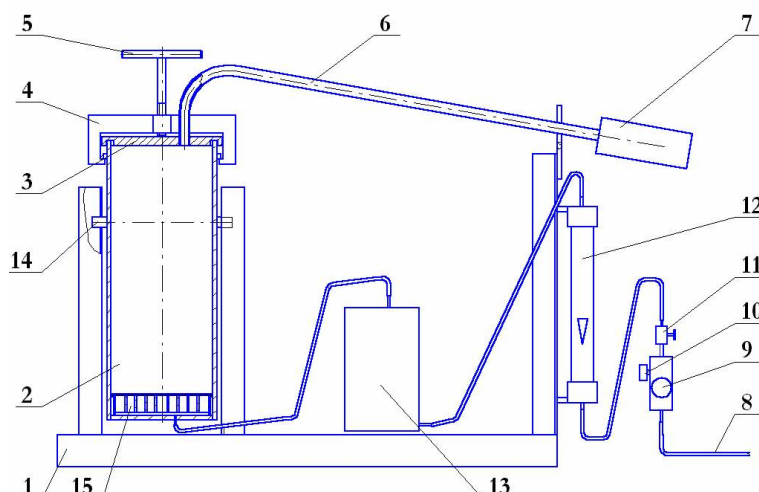


Рисунок 1 - Установка автотермического газификатора: 1 – станина, 2 – корпус реактора слоевого типа, 3 – крышка реактора, 4 – замок крышки реактора, 5 – зажим замка крышки реактора, 6 – газоотводящая трубка, 7 – газовая горелка, 8 – линия подачи сжатого воздуха, 9 – воздушный редуктор, 10 – манометр воздушного редуктора, 11 – регулировочный вентиль, 12 – ротаметр, 13 – демпферный бачок, 14 – опоры реактора, 15 – колосниковая решетка

Уголь загружается через верхнюю часть газификатора. Угольный полукокс выгружается также через верхнюю часть газификатора после полного завершения выхода летучих из угля и погасания факела на газовой горелке. Горючий газ отводится через газоотводящую трубку в верхней части газификатора. Дутье подается снизу через газораспределительное устройство. По высоте слоя расположены три термодпары ТХА (хромель-алюмелевых) для контроля температуры слоя.

Полукоксованию подвергается предварительно фракционированный уголь. Загрузка осуществляется следующим образом: через верхний люк загружается уголь, сверху размещается щепа для розжига.

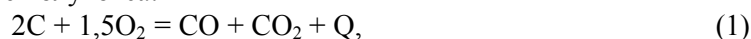
Последовательность запуска газификатора следующая:

- включается вытяжная вентиляция;
- включается подача дутья в газораспределительное устройство;
- через верх осуществляется поджигание дровяной растопки;
- включается запальное устройство на выходе из газификатора.

В процессе работы газификатора непрерывно контролируется расход дутья, температурный профиль по высоте газификатора.

Уголь в газификаторе претерпевает следующие физико-химические превращения:

- нагрев и сушка;
- пиролиз угля и одновременное разложение и окисление летучих веществ, температура в этой зоне составляет 950-1100 К;
- гетерогенное реагирование полукокса:





- газообразные продукты также вступают между собой в реагирование:



Сера реагирует с H_2 и H_2O с образованием H_2S .

В слоевом газификаторе газификации подвергаются в основном летучие составляющие угля. Сгорание летучих сопровождается выделением тепла Q по реакциям:



Максимальная температура от сжигания летучих (≈ 1100 К) достигается в зоне II - горения летучих составляющих угля (рис. 2).

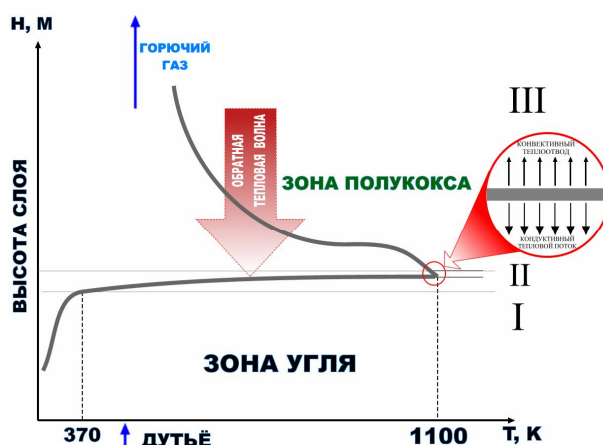


Рисунок 2 - Профиль температур в слоевом газификаторе, работающем с «обратной тепловой волной»: I – зона сушки и пиролиза, II – зона горения летучих угля, III – зона газификации

Далее происходит газификация образовавшихся продуктов полного сгорания летучих компонентов и влаги угля с интенсивным поглощением тепла Q на газификацию:



Фронт горения может перемещаться как навстречу потоку дутья («обратная тепловая волна»), так и по потоку («прямая тепловая волна»). Направление движения зависит от соотношения тепловых потоков перед фронтом горения. На рис. 2 приведен характерный пример движения фронта горения в слоевом газификаторе, работающем с эффектом «обратной тепловой волны». Из рисунка видно, что зона пиролиза - I находится перед фронтом горения летучих угля. Поэтому все продукты терморазложения попадают в зону горения летучих - II и окисляются. Далее, в зоне газификации - III происходит газификация продуктов сгорания с интенсивным снижением температуры с образованием следующих компонентов газовой смеси - H_2 , H_2O , CO , CO_2 , CH_4 , H_2S и др. Газ в этом случае не загрязнен смолистыми продуктами пиролиза. Если кондуктивный тепловой поток в сторону нижних холодных слоев угля превышает конвективный теплоотвод из зоны нагрева,

то фронт горения смещается навстречу дутью, что лежит в основе работы данного слоевого газификатора.

Поскольку при движении «обратной тепловой волны» часть энергии расходуется на нагрев холодного слоя угля, находящегося перед фронтом горения, температура в зоне горения ниже, чем при движении «прямой тепловой волны» и существенно ниже адиабатической [2].

Таким образом, можно сделать следующие выводы:

1. Определены параметры, влияющие на характер движения фронта горения при газификации Шубаркольского, Майкубинского, Шоптыкольского углей.

2. Определены параметры дутьевого режима, влияющие на качество получаемого полукоса и газа для Шубаркольского, Майкубинского и Шоптыкольского углей.

3. Применение автотермического способа нагрева исходного топлива обеспечивает наиболее полное расщепление продуктов пиролиза.

4. Зона пиролиза в автотермическом слоевом газификаторе с эффектом «обратной тепловой волны» находится перед фронтом горения, поэтому все продукты терморазложения попадают в зону горения и окисляются. Газ в этом случае не загрязнен смолистыми продуктами пиролиза.

Список литературы

1. Каулин В.В. Анализ промышленных технологий термической и термохимической переработки угля / В.В. Каулин, А.И. Красных, Г.М. Никитин // Вестник ПГУ. – Павлодар, 2005. – №1. – С.175-179.
2. Степанов С.Г. Технология совмещенного производства полукоса и горючего газа из угля // Уголь. – 2002. – №6. – С.27-29.

Получено 07.02.07

УДК 621.187.7

А.К. Кинжибекова, А.С. Никифоров, Е.В. Приходько
Инновационный Евразийский университет, г. Павлодар

ВЛИЯНИЕ ДЕФОРМАЦИЙ НА ТЕПЛОФИЗИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА ТЕПЛОИЗОЛЯЦИОННЫХ ВОЛОКНИСТЫХ МАТЕРИАЛОВ

В теплоэнергетике находят широкое применение различные теплоизоляционные материалы. Как известно, они входят в состав обмуровки многих теплоиспользующих агрегатов, в том числе паровых котлов и промышленных печей. Анализ температурных напряжений в конструктивных элементах агрегатов, работающих при высоких температурах [1], показал, что вследствие теплового расширения огнеупорного слоя происходит сжатие слоя теплоизоляционного материала, что, несомненно, приведет к снижению термического сопротивления тепловой изоляции. Это объясняется как уменьшением толщины изоляционного слоя, так и повышением теплопроводящих свойств уплотненного материала. Таким образом, для определения реальных тепловых потерь через обмуровку теплоиспользующего агрегата необходимо знать изменение толщины изоляционного слоя и зависимость теплопроводности от деформации.

Теплопроводность – одна из наиболее существенных физических характеристик теп-

лоизоляционных материалов. Теплопроводность теплоизоляционных материалов в зависимости от степени сжатия изучена слабо, поэтому данная работа нацелена на получение положительных результатов по этому вопросу. Это исследование составляет одно из основных направлений теплофизики: изучение теплопередачи и физико-механических процессов при высоких температурах.

Способ определения коэффициента теплопроводности волокнистого материала при различных механических нагрузках заключается в измерении температуры материала на обогреваемой и охлаждаемой поверхности. Новым в способе является проведение ряда измерений температур и деформаций при уменьшении толщины материала вследствие действия механической нагрузки.

Для получения данных о теплопроводности изоляционного слоя в функции степени сжатия используется установка (рис. 1), состоящая из полого цилиндра 1, заполненного тепловой изоляцией 2, исследуемого материала 13, нагревательного элемента 5, холодильника 10, термопар 8 и 9, механизма поджима 11. Боковая поверхность опытного образца защищается от потерь теплоты в окружающую среду. Основание цилиндра также теплоизолировано. Это повышает среднюю температуру измерения, уменьшает искажение температуры на холодной стороне поверхности материала и снижает рассеяние тепла в окружающую среду.

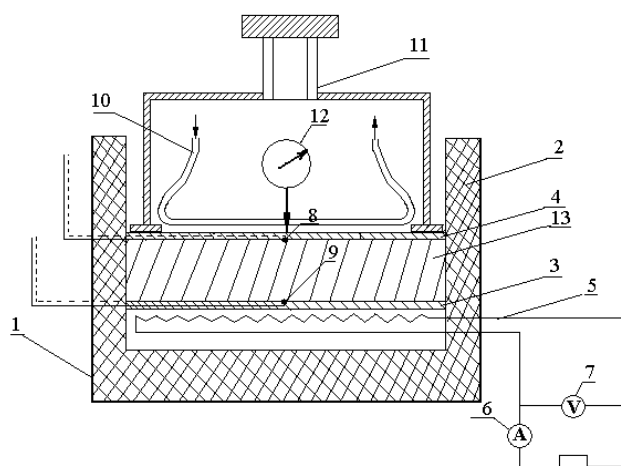


Рисунок 1

Вольтметр 7 измеряет напряжение, подаваемое на нагреватель; амперметр 6 – силу тока в цепи нагревателя. Это позволяет определить тепловой поток, выделяемый нагревателем. Пренебрегая тепловыми потерями в окружающую среду, можно принять, что тепловой поток, проходящий через слой материала, равен мощности электронагревателя.

Цепь измерения температур состоит из термопар, переключателя термопар и милливольтметра для снятия показаний.

Исследуемому материалу придается форма относительно тонкой круглой пластинки. Для создания температурного перепада по толщине материала одна поверхность ее нагревается, а другая – охлаждается.

С целью получения одномерного теплового потока при выборе размеров плоского об-

разца следует выполнить следующее условие:

$$\delta \leq \left(\frac{1}{7} \div \frac{1}{10} \right) D,$$

где D - диаметр материала, м; δ - толщина слоя материала, м.

Способ заключается в следующем.

Исследуемый материал помещается между обогреваемой и охлаждаемой пластинами 3 и 4, соответственно, которые выполняются из меди. Нагревание производится при помощи электронагревателя 5 в виде плоской плитки. Температура поверхности исследуемого материала измеряется с помощью двух термопар 8 и 9 марки ХК, заложенных соответственно на обогреваемой поверхности медной пластины и на поверхности холодильника. Для закладки термопар по радиусу до центра пластины и холодильника делаются канавки шириной около 1,5 мм и глубиной 0,8 мм.

После включения в работу установки по показаниям термопар 8 и 9 фиксируют установление стационарного режима. Стационарное состояние достигнуто, если показания термопар изменяются в течение 20-30 минут не более чем на 0,1 °С. При установившемся тепловом состоянии теплота полностью проходит через испытуемый материал. В это время снимаем показания с термопар 8 и 9.

Коэффициент теплопроводности исследуемого материала вычисляют по уравнению теплопроводности:

$$\lambda = \frac{Q \cdot \delta}{(t_{c1} - t_{c2}) F_p},$$

где Q - тепловой поток, Вт; F_p - расчетная поверхность, м²; δ - толщина плоского слоя материала, м; t_{c1} - температура на обогреваемой стороне материала, °С; t_{c2} - температура на охлаждаемой стороне материала, °С.

Затем материал подвергают механической нагрузке 11 и измеряют его деформацию при помощи цифрового штангенциркуля 12. Вновь дождавшись стационарного состояния, измеряют температуру на охлаждаемой поверхности материала.

Опыт производят несколько раз при разных значениях деформаций материала. Таким образом, возможно получение зависимости коэффициента теплопроводности исследуемого материала от его деформации. Кроме того, данный эксперимент позволит получить зависимость деформаций данного материала от величины механической нагрузки.

Список литературы

1. Шкляр Ф.Р., Сургучева Е.Л. Расчет тепловых потерь реальной кладки // Изв. вузов. Черная металлургия. - 1985. - № 2. - С.101 - 103.

Получено 13.02.07

УДК 553.41(574.4)

Майорова Н.П., Никитина Т.М.

АО ИГН им. К.И. Сатпаева, г. Усть-Каменогорск

Дьячков Б.А.

ВК ГТУ, г. Усть-Каменогорск

Майоров В.Н.

ВКГУ, г. Усть-Каменогорск

**ПРОБЛЕМЫ ГЕОЛОГИИ И МЕТАЛЛОГЕНИИ ЮГО-ВОСТОКА ЖАРМА-САУРСКОЙ ЗОНЫ
БОЛЬШОГО АЛТАЯ**

Медно-порфировые месторождения являются важнейшими источниками добычи меди и молибдена. Наряду с основными полезными компонентами, руды этих месторождений содержат такие ценные примеси, как золото, серебро, рений, селен, теллур и др. [1]. Многие медно-порфировые месторождения относятся к числу крупных промышленных объектов (Чукикамата, Кларкс-Лейк, Хаймонт, Коунрад, Актогай и др.). При сравнительно невысоком среднем содержании металлов в руде (меди - $0,1 \div 1,0$; молибдена - $0,005 \div 0,07$ %) данные месторождения обладают большими запасами, исчисляемыми для крупных месторождений миллионами тонн металла.

В связи с большим разнообразием медно-порфировых месторождений их классификация до сих пор полностью не разработана. В общих генетических классификациях эндогенных месторождений медно-порфировые месторождения рассматриваются в группе среднетемпературных гидротермальных образований [2].

По характеру взаимосвязи с магматизмом одни исследователи, например П. Рутье, Д.И. Горжевский, В.И. Овчинников и др., рассматривают медно-порфировые месторождения в плутоническом ряду, другие ученые, такие, как В.Н. Котляр, Г.Н. Щерба, считают их типичными представителями вулканогенной группы месторождений [3].

Разные взгляды прослеживаются у исследователей и относительно формационной принадлежности гидротермально измененных пород медно-порфировых месторождений. Н.И. Наковник, М.П. Русаков относят эти месторождения к формации вторичных кварцитов; З.М. Нурбаев, А.Н. Полетаев – к аргиллизитам; Ю.В. Казицин – к оксеталитам; Г.Э. Нарвайт – к пропилитам; В.И. Рехарский и В.В. Дистлер – к полевошпат-кварцевым метасоматитам и пр. [3].

А.И. Кривцовым медно-порфировые месторождения рассматриваются в качестве представителей промышленного типа прожилково-вкрапленного золото-медного, молибдено-медного, медно-молибденового оруденения, связанного с определенными плутоногенными формациями, входящими в вулcano-плутонические ассоциации андезитоидных и базальтоидных вулcano-плутонических поясов [4]. Наиболее общими признаками таких месторождений являются:

- приуроченность оруденения к порфировым фазам диоритовых и гранодиоритовых комплексов;
- принадлежность руд к значительным по масштабам рудно-магматическим системам, включающим и другую рудную минерализацию;
- вхождение рудных тел в весьма крупные рудно-метасоматические системы с зональным строением.

Месторождения медно-порфирового типа расположены в глобальных металлогенических поясах, представляющих разновозрастные разломно-блоково-складчатые системы. Наибольшей насыщенностью месторождениями характеризуется Восточно-Тихоокеанский пояс, протягивающийся от Аляски до Антарктиды, далее следуют Западно-Тихоокеанский, Тетис-Евразийский и Урало-Монгольский [4].

В пределах Урало-Монгольского пояса на территории Казахстана известны многие медно-порфировые месторождения: Коунрад, Актогай, Карабас, Кенсай, Коксай, Кызыл-Каин, на рудных зонах последнего и были проведены настоящие исследования по оценке перспектив флангов Кызыл-Каина на медь, молибден, золото.

Участок Кызыл-Каин принадлежит Саурской площади, которая входит в Жарма-Саурскую зону, расположенную в краевой юго-западной части Большого Алтая [5].

Жарма-Саурская зона – это каледонско-герцинский палеорифт, достигший океанического раскрытия и преобразованный в складчатый пояс в результате сближения континентов [7]. В Жарма-Саурском складчатом поясе выделяется три структурных зоны: Чарско-Зимунайская, Жарма-Саурская, Сиректас-Сарсазанская, включающая Саурскую площадь. Докембрийское основание имеет океаническое происхождение, обломки которого содержатся в герцинских отложениях. Каледонские структурно-формационные комплексы обнажаются фрагментарно и показывают, что Жарма-Саур в каледонский цикл представлял собой океаническую рифтогенную структуру, развивающуюся с O_2 в режиме активного растяжения с проявлением базальт-андезитового вулканизма и подверженную слабым аккреционным процессам, которые были подавлены деструкциями, вызванными формированием Зайсанской ветви Палеотетиса II.

Для восточной части Жарма-Саура (Саурская площадь) в силу характерно сдвижение тектонических блоков, скучивание, аккреция, с преобладанием и проявлением раздвиговых процессов, обусловленных Зайсанским палеобассейном и формированием в прибрежно-морских условиях известковистых песчаников, алевроитов, гравелитов, конгломератов, линз известняков и локализацией в приразломных структурах базальт-андезитов (альпейская S_1I_2 , жумацкая S_1W , доненжальская S_{1-2} и кызылтежская D_1I-P свиты).

Развитие герцинских структур Жарма-Саура происходило на погруженной субдукционно сдвинутой островодужной структуре Чингиз-Тарбагатай, которая была подвержена дроблению (фундамент и каледониды), вызванному образованием Иртыш-Зайсанского океана в раннем девоне и последующем его закрытием в пермо-триасе.

Жарма-Саур в начале герцинского цикла характеризуется развитием дуг базальт-андезитовых вулканитов и одновременным формированием внедрившихся по разломам гранодиорит-плагиогранит-гранитных магматитов кезеуньского комплекса aD_1e . Образования андезит-базальтовой терригенной морской формации (джеменейская свита D_2gv-D_3) на Саурской площади Жарма-Саура принадлежат уже разрастающемуся Зайсанскому бассейну, мощность которых до 4 км. На границе девона и карбона Зайсанская океаническая структура прекратила рост, началось слабое сдвижение литосферных плит, формирование островодужных структур с развитием флишоидных углеродисто-известковисто-терригенных бассейнов. Сдвижение Казахстанского и Горноалтайского массивов обусловило для Жарма-Саура коллизионную фазу развития C_1-C_3 (Саурская складчатость, надвиги, интенсивная интрузивная деятельность, образование ранних моласс). В зонах сопряжений областей сжатия и растяжения внедрялись по каналам разнонаправленных

разломов магматиты известково-основного состава (саурский комплекс С, геохимически специализированный на Cu, Mo, Au). На пике коллизионных процессов по разломам оформились вулканоплутонические пояса базальт-андезитовой, габбро-диабазовой (аргимбайский, манракский, максутский, харатунгский комплексы С₂₋₃, свиты майтюбинская, акансайская) и риодацит-гранодиоритовой (вулканиты и интрузии салдырминского комплекса С₃) формаций. Постколлизияционная (консолидация) С₃-Т₁ сопровождалась развитием деструкций, перемещений (поддвигов), генерацией над зонами субдукции гранитных магм с формированием магматитов гранитовой (жарминский комплекс Р₁), лейкогранитовой (кандыгатайский комплекс Р₂) и щелочногранитовой (керегетас-эспинский комплекс Р₂-Т₁) формаций.

Киммерийско-альпийский цикл Жарма-Саура проявлен слабой тектономагматической активизацией в рифтогенном режиме растяжения и выражен формированием северо-восточных разрывов, по которым внедрились дайки габбродиабаз-гранит-порфировой формации (бугазский комплекс), в наложенных впадинах – накопление угленосных толщ молассовой лимнической и континентальных формаций.

Участок Кызыл-Каин, с одноименным непромышленным месторождением меди и молибдена, выявленным в 1940 г. В.Г. Бетехтиной, представляет сложно построенный тектонический блок, ограниченный Сагындакским, Кызыл-Каинским и Северо-Манракским разломами (рис. 1). В свою очередь, эта структура осложнена многочисленными сбросо-надвигово-сдвигового характера разрывами, оперяющими вышеназванные дизъюнктивы.

Участок сложен мощной вулканогенно-осадочной толщей условно фаменского яруса верхнего девона: лавы андезитовых, андезито-базальтовых порфиритов, их туфы и туфолавы, туфопесчаники, туфолавы дацитов, туфогравелиты, кремнисто-глинистые, глинистые алевролиты, разнотекстурные полимиктовые песчаники, которые перекрываются отложениями турнейского яруса нижнего карбона. В паликативном плане вся вулканогенно-осадочная толща образует мульдобразную структуру с интенсивной мелкой складчатостью и многочисленными разрывами, разделяющими участок на отдельные блоки, некоторые из которых находятся в аллохтонном залегании (рис. 1).

Из интрузивных образований на участке отмечены гранодиориты, диориты, габбро-диориты саурского комплекса (С_{1s}), часто порфировидные, образующие два сравнительно небольших тела (один - на севере, другой - на юго-западе территории, с изрезанными границами), являющихся выходами на поверхность кровли скрытого на глубине массива гранитоидов. Кроме того, наблюдаются многочисленные дайки самого различного простирания, с преобладанием субмеридионального. Их состав: диориты, гранодиориты, гранодиорит-порфиры, диабазы, габбро-диориты, граносиениты, сиениты, гранит-порфиры, фельзиты. Дайки образуют пояса шириной 1,5-2 км, иногда сильно сближены, и тогда вмещающие породы оказываются в подчиненном количестве. Вокруг массивов обычно развита полоса роговиков шириной 0,5 км. Дайки имеют розовый, красный цвет или пятнами, окрашены в бордовый и красный тона и делятся на две группы: одни имеют щелочной состав, часто несут вторичную калишпатизацию и содержат мало кварца (к ним относятся сиениты, граносиениты, щелочные породы); вторые относятся к фазе саурского комплекса (гранодиориты – метасоматиты) и приурочены к зоне сочленения Северо-Манракского и Кызыл-Каинского разломов. Расположение мелких тел вдоль разрывов и трещин указывает, что они отделены от интрузивной фазы промежуточком времени и сформировались за счет гранитизации при активизации тектонических зон. Для них ха-

рактерны повышенные содержания Cu, Mo, Co, Ag. В гранит-порфирах Nb - в 4-х кларковых содержаниях, в гранодиорит-порфирах – повышение Ni, Sn.



Рисунок 1

Условные обозначения: 1 – пермская система, караунгурская свита: известковистые песчаники, алевролиты, известняки; 2-6 – каменноугольная система (2 – акансайская свита: полимиктовые песчаники, конгломераты, углистые алевролиты, 3 – кенсайская свита: вулканогенная пачка – андезитовые, андезит-базальтовые порфиристы, туфы порфиритов, 4 – коконьская свита: алевролиты, кремнистые алевролиты, песчаники, 5 – терсайрыкская свита: диабазы, диабазовые порфиристы, линзы туфов и кремнистых пород, 6 – андезитовые порфиристы, их туфы, песчаники); 7-9 – девонская система (7 – песчано-конгломератовая пачка, пачка кремнистых пород, 9 – миндалевидные порфиристы); 10 – пегматоидные граниты кандыгатайского комплекса; 11-13 – кенсайский субвулканический комплекс (11 – фельзиты, 12 – дацитовые порфиристы, 13 – андезитовые порфиристы); 14-15 – саурский комплекс (14 – сиениты, граносиениты, гранодиориты фазы жильных тел и даек; 15 – гранодиориты, диориты интрузивной фазы); 16-22 – разрывные нарушения (16а – I порядка и б – II и выше, 17а – достоверные и б – предполагаемые, 18а – скрытые по данным магнитометрии и б – по геологическим данным, 19а – доинтрузивные и б – подновленные в альпийское время, 20а – сдвиги и б – сброс; 21, 22 – оси складок (21а – синклинальных и б – антиклинальных, 22а – синклинальных и б – антиклинальных более высоких порядков), 23 – месторождение Кызыл-Каин; 24 – гранитизация

Гранодиориты и гранодиорит-порфиры имеют серый и розовый цвет, иногда не отличимы от граносиенитов, лейкократового облика с кварцем. На участке Кызыл-Каин гранодиорит-порфиры сильно изменены, трудно отличаются от гранитизированных образований, наиболее интенсивно проявленных на северо-западе и юго-востоке участка (от начальной силификации и порфиروبластеза до различной формы и размеров гранодиоритоподобных жил).

Непосредственно рудные зоны месторождения Кызыл-Каин расположены в центральной части участка на небольшой возвышенности – водоразделе р. Кызыл-Каин и её правого притока. Все породы на участке интенсивно изменены: калишпатизированы, эпидотизированы, серицитизированы, хлоритизированы, силифицированы часто до вторичных кварцитов. Местами наблюдается площадная метасоматическая зональность: калишпатизация – серицитизация и окремнение (силификация) – пропилитизация (эпидотизация, хлоритизация, анкеритизация). На все образования накладывается сульфидная минерализация, особенно интенсивная в эндо- и экзоконтактовой части небольших выходов гранодиорит-порфиров и диорит-порфиров. Непосредственно оруденение локализуется в многочисленных кулисообразных трещинах скола и отрыва, образованных в результате левосдвиговых деформаций в системе субмеридиональных и северо-западных разломов. Породы в них брекчированы и пронизаны мелкими, до нитевидных, ветвящимися кварцевыми и кварц-карбонатными прожилками. При слиянии таких образований в несколько этапов деформации зоны оруденения приобрели штокверкоподобную форму.

С целью изучения рудных зон месторождения Кызыл-Каин в 70-е годы XX века было пробурено 20 скважин с максимальной глубиной 600 м.

При изучении материалов бурения с новых позиций оказалось, что деформационный рисунок структуры рудных зон на поверхности сохраняется и на глубине. В этом случае первоначально предполагаемое крутое залегание рудных зон переходит в разряд пологих, с направлением на юго-восток и с возможным северо-восточным склонением, а расположение рудных зон принимается как кулисообразное, многоэтажное. При неучете данного фактора во многих скважинах на участке не было выявлено оруденения, которое при изучении на глубину оказалось не оконтуренным. В центральной части месторождения оруденение по скважинам прослежено до глубины около 400 м с содержанием меди в среднем 0,43 % (тах до 1,2 %) на флангах содержание меди падает до 0,26-0,01 %. Концентрация молибдена колеблется в пределах 0,002-0,002 %. В некоторых кварц-карбонатных прожилках содержание металла достигает 0,2 %. Рудные минералы – халькопирит, борнит, халькозин, самородная медь, пирит, галенит, сфалерит, молибденит, гематит, магнетит, золото (самородное и сульфидное). Из нерудных минералов наиболее распространены кварц, кальцит, анкерит, эпидот, хлорит, серицит [6]. Следует согласиться с выводами предшественников (А.П. Ситников и др., 1977 г.) о площадной (латеральной) ограниченности перспектив месторождения Кызыл-Каин, но по падению и склонению объем рудных зон может увеличиться при более детальных исследованиях.

В настоящее время наиболее перспективной на данном участке является вероятность открытия промышленных скоплений золота, отдельные интервалы повышенных концентраций которого были обнаружены при полевых работах 2006 г. (Н.П. Майорова, Б.А. Дьячков, Т.М. Никитина, АО ИГН).

На фронте гранитизации, в интенсивно измененных вулканогенно-осадочных породах в системе трещин скола и отрыва обнаружены кварцитоподобные породы (возможно из-

менные дайки ?), с наложенной сульфидной и золотой минерализацией (галенит, сфалерит, пирит, самородное золото, серебро и др.). Содержание золота в штучных пробах от 0,1 г/т и выше. Подобные образования выявлены как на западном, так и на восточном обрамлении участка.

Метасоматические изменения такого типа просматриваются на участке и в разрезе различной хронологии: от девонских образований до средне-верхнекаменноугольных отложений с развитием полихромного и полигенного оруденения. Первый этап рудогенеза характеризуется интенсивным гидротермальным метасоматозом и образованием оруденения молибдено-медно-порфирового типа. Предполагается, что молибден и медь были привнесены из глубоких горизонтов позднедевонским-нижнекаменноугольным плюмом с быстрым подъемом порфировой магмы в коллизионный этап развития геоструктур региона [7]. При этом молибдено-медно-порфировому оруденению предшествовала известная в районе медно-никелевая минерализация непромышленного типа в габброидных массивах. Далее следует второй этап рудообразования (на данном участке), связанный с гранитизацией, активизатором которой явился уже пермо-триасовый плюм, когда серебро и золото перераспределялись и образовывали различные концентрации в контурах зон алюмокремниевых и углекислотных метасоматозов, а максимальные содержания металлов возникли на участках силисификации и сульфидизации. В отношении второго типа оруденения, являющегося наиболее перспективным на площади работ, необходимо продолжить дальнейшие исследования.

Список литературы

1. Павлова И.Г. Медно-порфировые месторождения (закономерности размещения и критерии прогнозирования). – Л.: Недра, 1978. – 275 с.
2. Смирнов В.И. Геология полезных ископаемых. – М.: Недра, 1976. – 688 с.
3. Генезис эндогенных рудных месторождений. – М.: Недра, 1968. – 719 с.
4. Кривцов А.И. Геологические основы прогнозирования и поисков медно-порфировых месторождений. – М.: Недра, 1983. – 240 с.
5. Большой Алтай (геология и металлогения): В 3 кн. – Кн.1. Геологическое строение / Г.Н. Щерба, Б.А. Дьячков, Н.И. Стучевский. – Алматы: Ғылым, 1998. – 304 с.
6. Шевченко Н.Я. Медно-порфировое оруденение в Восточном Казахстане // Разведка и охрана недр. – 1973. – № 8. – С.7-10.
7. Берзина А.П. Cu-Mo-порфировый магматический центр Эрдэнэтуин-Обо (Монголия) как отражение пермо-триасового суперплюма/ А.П. Берзина, Н.Л. Добрецов, В.И. Сотников // Докл. РАН. – 2004. – Т.399. – № 6. – С. 806-809.

Получено 17.01.06

УДК 669.621

А.С. Никифоров, Г.Н. Никонов

Инновационный Евразийский университет, г. Павлодар

ПРОИЗВОДСТВО УГЛЕРОДИСТОГО ВОССТАНОВИТЕЛЯ В ПЕЧАХ НАПОЛЬНОГО КОКСОВАНИЯ

Старение основных фондов коксохимических предприятий в большинстве стран с традиционным производством кокса, ужесточение экологических нормативов, рост затрат на производство кокса на стареющих мощностях и огромные капиталовложения, необходимые для обновления и замены устаревших мощностей, привели к поиску путей более экономичного и экологически безопасного производства кокса.

На одном из предприятий Павлодарской области реализуется инновационный проект, нацеленный на снижение потребления заводом дорогостоящего кокса, необходимого для производства ферросплавов. Этот процесс заключается в производстве углеродистого восстановителя (полукокса) из некоксуемых углей, в напольных печах без улавливания химических продуктов коксования (ХПК) [1].

По сравнению с традиционными способами производства кокса этот метод имеет ряд преимуществ:

- Снижение выбросов в атмосферу, отсутствие загрязняющих стоков и твердых отходов.

- Отсутствие опасности разрушения кладки печей под действием давления распираания при коксовании, так как угольная загрузка опирается на под печи и имеется значительное неограниченное пространство (сверху и по бокам загрузки) для передачи давления, разрывающегося в массе «уголь - кокс», без воздействия на структуру печи.

- Возможность достижения более высоких температур коксования, чем в традиционных печах камерного типа, поскольку в печах без улавливания ХПК основное количество тепла передается к угольной загрузке прямым радиантным нагревом от сгорания летучих веществ угля под загрузкой. Более высокая температура способствует улучшению качества кокса: выход летучих веществ и серы снижается, механическая и горячая прочность кокса повышается.

- Горизонтальная загрузка угля - шихты в большинстве печей без улавливания ХПК способствует улучшению качества и однородности получаемого кокса в результате отсутствия или лишь незначительной сегрегации угольных частиц по размеру и плотности.

- Возможность более широкого использования низкосортных углей для производства качественного кокса.

Агентством по охране окружающей среды США эта технология отнесена к категории технологий МАСТ – максимально достижимого ограничения выбросов.

Сущность процесса заключается в частичном сжигании части угольной загрузки для извлечения тепла на собственные нужды: прогрев угольной загрузки, процесс пиролиза и коксования. Для осуществления процесса устойчивого коксования необходимо создание в толще угольной загрузки температур, достаточных для выхода летучих, и поддержание в течение определенного промежутка времени заданных температур. Подъем температуры производится первичным розжигом коксового пирога и интенсивным вдуванием воздуха через технологическое окно на фасадной части печи дутьевыми вентиляторами.

На первоначальном этапе были проведены исследования о возможности применения различных составов шихт с использованием углей Казахстанских месторождений.

В период изучения компонентов шихты была установлена непригодность одного из составляющих компонентов, т.е. углей Восточного разреза Экибастузского бассейна (по причине высокого содержания серы и фосфора), и дальнейшие исследования проводились с использованием Кузбасского концентрата и Шубаркольских углей (табл. 1).

Таблица 1

Состав опытной партии угольной шихты

Угольная шихта		Тех. анализ, %			
% соотношение	Гран. состав, мм	A	V	S	P

Кузбасский концентрат-100 %	0-13	10,6	34,6	0,53	0,048
Кузбасский концентрат / Шубаркольский- 50/50 %	0-3/13-25	8,5	33,8	0,41	0,039
Кузбасский концентрат / Шубаркольский - 30/70 %	0-3/13-25	5,4	40,7	0,27	0,016
Шубаркольский уголь -100 %	50-150	2,3	39,8	0,33	0,006

По результатам начального периода отработки технологии коксования были установлены наиболее основные факторы, определяющие процесс коксования: дутьевой режим; состав шихты; количество печей, находящихся в работе.

Предварительные результаты показали техническую и технологическую приемлемость данного соотношения коксовой шихты.

Для оценки тепловой работы печи нам важно знать величину угара твердого углерода угля в процессе розжига, который можно определить расчетным путем.

Для расчёта зададимся рядом упрощений:

- представим угольный слой плотным вместо насыпи;
- представим, что тепловой суммарный эффект совокупности всех физико-химических процессов, связанных с выделением летучих из угля, равен нулю.

В данном случае происходит процесс излучения и конвективного теплообмена через двухслойную плоскую стенку, состоящую из слоя шамотного кирпича и непосредственно самого обрабатываемого материала – угля. Причём теплоотдача присутствует только с одной стороны – со стороны греющих газов (рис. 1).

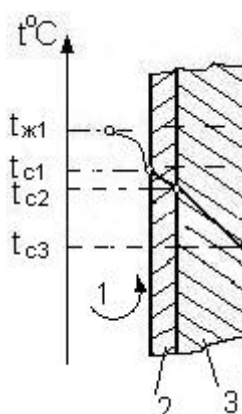


Рисунок 1 - Двухслойная стенка с распределением температур в толще: 1 - омывающие стенку летучие газы, 2 - слой шамотного кирпича, 3 - слой угля

Чтобы нагреть угольный слой до температуры, при которой начнёт осуществляться процесс выхода летучих, необходимо затратить следующее количество теплоты (процесс производится при розжиге), Дж:

$$Q_p = C_p M_y (t_{c3} - t_0) (1 - \varepsilon_0)^{-1}, \quad (1)$$

где C_p – уд. теплоёмкость угля, $\frac{\text{Дж}}{\text{кг} \cdot \text{K}}$;

M_y – масса угольного слоя, кг: $M_y = L A H d_{\text{нас}}$, кг;

L, A, H – геометрические размеры угольного слоя (длина, ширина, толщина), м;

$d_{\text{нас}}$ – насыпная масса угля, кг/м³;

t_{c3} – температура, которую необходимо достичь в центре угольного слоя, °С;

t_0 – начальная температура загрузки, °С;

ε_0 – коэффициент объёмной пористости, в долях.

Л.И. Гладков и А.Н. Лебедев [3, с. 69] на основании ряда теоретических и экспериментальных данных, полученных при исследовании теплоёмкости топлива, предложили определять среднюю теплоёмкость горючей массы угля в зависимости от температуры t_{c3} и

выхода летучих веществ V^{daf} по следующей формуле $\frac{\kappa D_{жс}}{\kappa_2 \cdot K}$:

$$c_p = 0,8 + 38 \cdot 10^{-6} (13 + V^{daf}) (130 + 0,25 t_{c3}). \quad (2)$$

Уравнением (2) можно пользоваться в интервале температур от 0 до 250 °С, отсюда и множитель перед температурой 0,25.

Для обеспечения необходимой температуры можно сжечь часть угля в верхнем его слое (угар) либо по тепловому эквиваленту использовать иное топливо. Для определения величины угара, в случае розжига самим углём, необходимо знать низшую рабочую теплоту угля, $\frac{D_{жс}}{\kappa_2}$:

$$Q_n^y = 338C^p + 1025H^p - 108,5(O^p - S^p) - 25W^p. \quad (3)$$

Толщина слоя угара h_x определяется по формуле, м:

$$h_x = \frac{Q_p}{Q_n^y L A d_{\text{нас}}}. \quad (4)$$

Зная толщину слоя угара h_x , не сложно определить массу угара m_x , кг и его долю x в процентах от общей массы:

$$m_x = h_x L A d_{\text{нас}}. \quad (5)$$

Так как температуры рабочего процесса сравнительно велики (850 ÷ 1300 °С), то полезная плотность теплового потока установки в данном случае состоит из излучательной и конвективной части, Вт/м²:

$$q = q_p + q_k = \varepsilon_{\text{ПР}} C_0 \left[\left(\frac{T_{жс}}{100} \right)^4 - \left(\frac{T_{c3}}{100} \right)^4 \right] + \frac{(t_{жс1} - t_{c3})}{\frac{1}{\alpha_1} + \left(\frac{\delta_{\text{ш}}}{\lambda_{\text{ш}}} + \frac{\delta_y}{\lambda_y} \right)} (1 - \varepsilon_0)^{-1}, \quad (6)$$

где q_p, q_k – составляющие плотности теплового потока, соответственно радиационное и конвективное слагаемое уравнения;

$C_0 = 5,67 \frac{\text{Вт}}{\text{м}^2 \cdot \text{К}^4}$ – коэффициент излучения абсолютно чёрного тела;

$\varepsilon_{\text{ПР}}$ – приведённая степень черноты (от газов к шамотной кладке);

$$k = \frac{1}{\frac{1}{\alpha_1} + \left(\frac{\delta_u}{\lambda_u} + \frac{\delta_y}{\lambda_y} \right)} - \text{коэффициент теплопередачи, } \frac{Bm}{m^2 \cdot K};$$

$$\lambda_y, \lambda_u - \text{коэффициенты теплопроводности угля и шамота, } \frac{Bm}{m \cdot K};$$

$$\delta_y, \delta_u - \text{толщины слоев угля и шамотной стенки, м};$$

$$t_{ж1} - \text{температура горящих летучих газов, } ^\circ\text{C};$$

$$\alpha_1 - \text{коэффициент теплоотдачи от летучих газов к стенке, } \frac{Bm}{m^2 \cdot K}.$$

Здесь толщина угольного слоя принимается как среднеарифметическое значение половины ширины A и высоты H угольного слоя, так как тепло не подводится с фронта и тыла:

$$\delta_y = \frac{A + H}{4}. \quad (7)$$

Теплопроводность большинства твёрдых материалов определяется их насыпной плотностью. Это указывает на то, что в случае пористых тел главную роль играет твёрдая фаза, а поры, заполненные неподвижным воздухом, мало участвуют в теплопередаче. Для многих материалов [3, с. 81] средняя величина λ при 50 – 100 °С и отсутствии влаги с достаточной степенью точности может быть определена:

$$\lambda = 0,2d_{нас} + 0,05d_{нас}^2, \quad (8)$$

где $d_{нас}$ – насыпная масса угля, т/м³.

Коэффициент теплопроводности возрастает с увеличением температуры:

$$\lambda_y = \lambda + 0,00038t_{c3}, \quad (9)$$

где 0,00038 – среднетемпературный коэффициент, $\frac{Bm}{m \cdot K}$.

Коэффициент теплоотдачи от летучих к стенке α_1 либо считается по экспериментальным коэффициентам $\alpha_1 = C_s C_z C_\phi \alpha_H$ аналогично расчёту котельного агрегата, где α_H – нормативный коэффициент теплоотдачи; либо считается по приближённым формулам через критерии подобия на основе зависимости:

$$N_u = 0,037 Re^{0,8} Pr^{0,43}. \quad (10)$$

Однако метод критериев подобия требует наличие большого числа технических коэффициентов, относящихся к газовой фазе: $\lambda_\lambda, \nu_\lambda, \omega_\lambda, \rho_\lambda, c_\lambda$, определение значений которых связано с определёнными трудностями.

$$\text{Здесь критерий Нуссельта } N_u = \frac{\alpha_1 \cdot (H + A)}{\lambda_\lambda},$$

где λ_λ – коэффициент теплопроводности летучих газов, $\frac{Bm}{m \cdot K}$.

$$\text{Критерий Рейнольдса } R_E = \frac{\omega_L \cdot (H + A)}{\nu_L},$$

где ν_L – кинематическая вязкость летучего газа, м²/с;

ω_L – линейная скорость обтекания газами кирпичной кладки, м/с.

$$\text{Критерий Прандтля } P_r = \frac{\nu_L \rho_L c_L}{\lambda_L},$$

где ρ_L – плотность газа, кг/м³;

$$c_L \text{ – удельная теплоёмкость, } \frac{\text{кДж}}{\text{кг} \cdot \text{К}}.$$

В итоге, подставив критерии в уравнение (10), можно получить выражение для коэффициента теплоотдачи.

Далее необходимо определить величину потерь в окружающую среду через кирпичную стенку. Представим, что излучающий поток тепла частично отражается, а частично проникает в толщу шамотного кирпича, и теплообмен протекает только путём конвективного обмена.

Тепловой поток на потери Q_n Вт определится как:

$$Q_n = \frac{(t_{ж1} - t_{ж0})}{\frac{1}{\alpha_1} + \frac{\delta_{ш}}{\lambda_{ш}} + \frac{1}{\alpha_2}} S_n, \quad (11)$$

где S_n – площадь поверхности внешней кирпичной кладки;

$t_{ж0}$ – температура окружающего печь воздуха, °С;

α_1 – коэффициент теплоотдачи от внешней стенки печи к окружающему воздуху,

$$\frac{\text{Вт}}{\text{м}^2 \cdot \text{К}}.$$

Чтобы определить количество полезной теплоты Q Вт на преодоление тепловых сопротивлений, достаточно плотность теплового потока, рассчитанную по формуле (6), умножить на активную площадь поверхности угольного слоя S м:

$$Q = q_p + S_p + q_k \cdot S_k + Q_{\Pi} = q_p (LA) + q_k 2(LA + LH) + Q_{\Pi}, \quad (12)$$

где S_p, S_k – активные площади поверхности, соответственно, радиационного и конвективного теплообмена.

Отметим, что активную площадь передачи тепла излучением S_p составляет в основном верхняя грань рассматриваемого нами угольного слоя. Радиационной составляющей теплообмена через боковые стены и пода печи мы пренебрегаем, в силу того, что здесь происходит активная циркуляция газов, и имеются сравнительно малые пространства для теплового излучения. Площадь передачи тепла путём конвективного теплообмена S_k состоит практически из всех граней угольного параллелепипеда за исключением его тыльной и фронтальной стороны.

Определим какое количество тепла можно получить, сжигая летучие. Выделим отдельно летучую фракцию угля и посчитаем её низшую теплоту сгорания, МДж/м³:

$$Q_H^n = 0,108H_2 + 0,126CO + 0,234H_2S + 0,358CH_4 + 0,638C_2H_6 + 0,913C_3H_8 + (13) \\ + 1,187C_4H_{10} + 1,461C_5H_{12} + 0,591C_2H_4 + 0,86C_3H_6 + 1,135C_4H_8.$$

Приведём Q_H^n к абсолютному значению, умножив на объём газов V_n :

$$Q^n = Q_H^n V_n = Q_H^n \frac{(100 - (W^P + A^P))}{100} \cdot \frac{(V_H^{daf} - V_K^{daf})}{100} \cdot \frac{M_y}{\rho_{II} \cdot t} \cdot \frac{(100 - x)}{100}, \quad (14)$$

где V_H^{daf} – начальный выход летучих веществ в угле, %;

V_K^{daf} – остаточный выход летучих веществ в восстановителе, %;

t – время обработки данного угольного слоя, с;

$\frac{(100 - x)}{100}$ – последний множитель учитывает отсутствие в угле доли угара x , затраченного на разогреть угольный слой.

Остаётся сравнить значения Q и Q^n . Если $Q^n - Q \geq 0$, то тепла летучих вполне достаточно для осуществления технологического процесса коксования. Иначе остаточный небаланс по теплоте $Q - Q^n$ компенсируется частичным угаром верхнего слоя угля (кокса) h_{x1} , величину которого можно определить из уравнения:

$$Q - Q^n = Q_H^y LAh_{x1} d_{nac} / t. \quad (15)$$

Используя формулу (15), мы можем получить толщину слоя h_{x1} , требуемого для частично угара, его долю x_1 либо массу этой части угля

$$m_{x1} = LAh_x d_{nac}.$$

Возможен иной способ ведения данного расчёта. Необходимо в формуле (14) задаться величиной времени t таким образом, чтобы небаланс (15) был близок к нулю либо вовсе отрицателен. Подобный шаг позволит нам определить: в течение какого времени мы можем поддерживать максимальные по температуре условия технологического процесса выдержки без сжигания твёрдой фракции угля.

Дополнительно может потребоваться расчёт периода коксования. В настоящее время на постсоветском пространстве для определения периода коксования в современных печах с разделительной стенкой из огнеупорного кирпича в основном пользуются методами И.В. Вирозуба и Н.К. Кулакова [3, с. 95]. Метод справедлив только для условий конца коксования. Не входя в подробности математического решения, окончательное уравнение для определения периода коксования по И.В. Вирозубу $\tau(ч)$ можно записать следующим образом:

$$\tau = \frac{2,303 \cdot \delta_y^2}{\mu^2 \cdot a} \cdot \lg \frac{A}{\theta}, \quad (16)$$

где a – коэффициент температуропроводности, м²/ч:

$$a \cdot 10^4 = 33,2 + 9,1 \cdot \left(\frac{|t_{c3} - 1000|}{100} \right) + 2,6 \cdot \left(\frac{|t_{c3} - 1000|}{100} \right)^2; \quad (17)$$

θ – безразмерная температура:

$$\theta = (t_{c3} - t_{жс1}) / (t_o - t_{жс1}); \quad (18)$$

μ , A – постоянные величины, зависящие от критерия Био (Bi): $Bi = \frac{\lambda_{ш} \cdot \delta_y}{\lambda_y \cdot \delta_{ш}}$, определяемые по таблице [3, с. 98].

Список литературы

1. Возрождение технологии производства кокса в печах без улавливания химических продуктов коксования. По материалам V Европейского конгресса по коксохимическому и доменному производствам // Кокс и химия. – 2006. – №1. – С. 26-31.
2. Хэмалян Д.М., Каган Я.А. Теория горения и топочные устройства. – М.: Энергия, 1986. – 488 с.
3. Камзина В.В, Никитина Т.Е. Тепловые процессы коксования. – М.: Металлургия, 1987. – 185 с.

Получено 13.03.07

УДК 622.27

Ю.Н. Шапошник, С.Н. Шапошник

Зыряновский центр ВКГТУ им. Д. Серикбаева, г. Зыряновск

МЕТОДЫ КОНТРОЛЯ ПРОЧНОСТИ ЗАКЛАДОЧНОГО МАССИВА НА ПОДЗЕМНЫХ РУДНИКАХ

Фактическую прочность закладки на подземных рудниках определяют прямым методом - путем испытания на сжатие образцов-керна закладки, выбуренных из искусственного массива, и косвенным образом - путем испытаний образцов-кубиков закладки, отобранных на поверхности в процессе приготовления закладочной смеси на бетоно-закладочных комплексах (БЗК). Однако из-за несовершенства дозирующих устройств и других обстоятельств составы закладочных смесей существенно отличаются от проектных. Наряду с этим разделение закладки по фракциям, ее расслоение в процессе транспортирования и укладки в выработанном пространстве, условия твердения не поддаются учету, хотя и оказывают существенное влияние на фактическую прочность сформированного закладочного массива.

Фактическую прочность закладочного массива на подземных рудниках АО «Казцинк», согласно [1], определяют путем отбора и испытаний образцов керна из скважин, пробуренных в закладочном массиве.

В период освоения новой технологии закладочных работ на закладочных комплексах, при переходе на новые составы закладочных смесей креновому опробованию подлежит не менее 30 % закладываемых единиц. В последующие периоды креновым опробованием должно охватываться не менее 10 % закладываемых единиц. Обязательное креновое опробование проводят при отработке смежных с закладочным массивом выемочных единиц ранее предусмотренных нормативных сроков. Бурение скважин кренового опробования производят станками вращательного бурения, оснащенного алмазными или победитовыми коронками диаметром не менее 76 мм на первой скорости укороченными рейсами с минимальным расходом промывочной жидкости.

Для определения прочности закладочного массива в зависимости от используемых

технологий применяют следующие методы контроля защитного слоя и дефектоскопии закладочного массива.

Магнитный метод контроля основан на взаимодействии магнитного или электромагнитного поля прибора со стальной арматурой железобетонной конструкции. Этот метод позволяет установить величину защитного слоя, выявить расположение верхнего ряда стержневой арматуры, а также при неизвестном защитном слое примерно оценить диаметр арматуры. Недостатком этого метода является влияние на показания прибора сильного электромагнитного поля, создавать которое могут силовые трансформаторы, антенны и другие устройства, расположенные вблизи участка проведения работ. Кроме того, возведение бетонных закладочных массивов со стальной арматурой при камерных системах разработки практически не используется. Однако при слоевых системах разработки с нисходящей выемкой руды и закладкой при формировании упрочненного слоя закладочного массива стальная арматура нашла широкое применение.

Ультразвуковой метод контроля основан на свойстве ультразвуковых (УЗ) волн по-разному отражаться от объектов различных плотностей.

В настоящее время используют три способа ультразвуковой диагностики защитного слоя: сквозное и поверхностное прозвучивание, а также эхо-метод.

Эхо-метод намного информативнее и требует лишь одностороннего доступа к обследуемой конструкции. При этом результаты контроля представляются в виде томограммы внутренней структуры объекта контроля, где различными уровнями яркости или цветом отмечены области, отражающие УЗ волны, то есть вероятные дефекты конструкции.

Дефектоскоп А1220 МОНОЛИТ (рис. 1) состоит из электронного блока с экраном и клавиатурой, а также 24-элементного (6х4) матричного антенного устройства (АУ). Конструкция элементов АУ прибора обеспечивает проведение контроля без применения контактной жидкости, т.е. с сухим точечным контактом. Элементы АУ подпружинены и дают возможность измерения на криволинейных и шероховатых поверхностях. Для сквозного прозвучивания используются дополнительные ультразвуковые преобразователи продольных и поперечных ультразвуковых волн. Прибор обеспечивает различные формы представления результатов измерений на встроенном жидкокристаллическом дисплее.



Рисунок 1 - Низкочастотный УЗ дефектоскоп А1220 МОНОЛИТ

Прибор А1220 МОНОЛИТ позволяет контролировать изделия из бетона толщиной до 1 м, обнаруживать дефекты в виде воздушного цилиндра диаметром от 50 мм на глубинах от 100 до 400 мм, погрешность измерения толщины и глубины залегания дефектов не превышает 10 %.

При методе радиолокации используют прибор радиолокационного подповерхностного

зондирования, в общепринятой терминологии - георадар. Работа георадара основана на использовании классических принципов радиолокации. Излучаемый в исследуемую среду импульс отражается от находящихся в ней предметов или неоднородностей среды, имеющих отличную от среды диэлектрическую проницаемость или проводимость, принимается приемной антенной, усиливается в широкополосном усилителе, преобразуется в цифровой вид при помощи аналого-цифрового преобразователя и запоминается для последующей обработки. После обработки полученная информация отображается на дисплее компьютера в виде так называемых радарограмм. Радарограмма, так же, как и УЗ томограмма, представляется на экране компьютера или прибора в виде областей, где различными уровнями яркости или разными цветами представлены области, имеющие разную диэлектрическую проницаемость.

Георадар позволяет контролировать сооружения из бетона толщиной от 1 м (прибор АБ-1700) до 1,5 м (прибор АБ-1200).

Отличия методов георадиолокации и УЗ эхо-метод заключаются в следующем:

- УЗ эхо-метод позволяет проводить контроль на «сырых» (с недавно снятой опалубкой) бетонах и густоармированных бетонах, в этих же случаях метод георадиолокации будет работать хуже;

- прибор УЗ эхо-локации, кроме дефектоскопии, можно использовать и для определения прочности бетона методом поверхностного либо сквозного прозвучивания;

- метод георадиолокации обладает значительно более высокой производительностью и позволяет осуществлять площадную съемку.

При механическом методе дефектоскопии для определения глубины трещин, выходящих на поверхность, используют щупы. Для определения ширины раскрытия трещин обычно применяются специальные оптические микроскопы с 20-30-кратным увеличением.

Электрохимический метод дефектоскопии основан на том, что в течение определенного периода времени происходит скрытая коррозия арматуры (без внешних признаков на поверхности). Дать качественную оценку состояния арматуры на этом этапе, кроме способа прямого вскрытия, позволяет метод измерения поля электрохимического потенциала арматуры в бетоне. Коррозия стали в бетоне представляет собой электрохимический процесс, при котором возникает эффект гальванического элемента. При этом возникающий внутри конструкции электрический ток можно померить на поверхности бетона. Поле потенциала может быть измерено при помощи электрода, известного как микрогальваническая пара. Проведя измерения по всей поверхности, можно определить участки, где протекает коррозия арматуры и где она отсутствует. Исследования производятся с помощью специального прибора модели CANIN фирмы «Pgoseq» (Швейцария). Результаты измерений могут быть представлены в виде карт с изолиниями равных напряжений.

Кроме перечисленных методов и аппаратных средств для дефектоскопии бетонных сооружений, существует и ряд других менее распространенных, таких, как инфракрасный, вибрационно-акустический, акустико-эмиссионный, применение которых находится в стадии опытной эксплуатации, либо очень сложно.

Таким образом, наиболее перспективным следует считать ультразвуковой импульсный метод. Этот метод имеет следующие достоинства: применяется для любых видов деталей или конструктивных элементов; может быть использован для любых толщин; применяется для испытания элементов при доступе с одной поверхности; обеспечивает информацией о качестве бетона во время производства работ; требует минимальную предваритель-

ную подготовку поверхности образцов для испытаний; измерения занимают незначительное время; результаты являются показательными для больших расстояний, проходимых ультразвуком; стоимость аппаратуры и самих испытаний умеренная. Условием успешного использования ультразвукового метода является установление достоверных качественных и количественных соотношений между акустическими характеристиками и физико-механическими свойствами вещества.

На практике этот метод можно реализовать следующим образом.

По образцам-кубам для различных составов закладочных смесей, испытываемых в различном возрасте, строится зависимость «скорость ультразвука - прочность закладки». В дальнейшем эти тарировочные графики используются для определения прочности закладочного массива. При измерениях излучатель устанавливается в начальной точке отсчета, а приемник последовательно перемещается в различные точки измерения, расстояние между которыми должно быть точно измерено. На экране ЭЛТ появляется сигнал, который должен быть усилен до амплитуды, которая воспринималась бы при измерениях. Для оценки качества испытываемого массива в целом целесообразно установить постоянную амплитуду порядка 2,5-3,0 см и проводить измерения по переднему фронту волны полученного сигнала. При необходимости определения динамических упругих констант массива целесообразно измерения производить по максимальной амплитуде, допускаемой схемой аппарата. По измеренному времени распространения ультразвуковых колебаний и известному расстоянию между излучателем и приемником определяется скорость распространения ультразвуковой волны, и по тарировочному графику устанавливается прочность искусственного массива.

Объем твердеющей закладки в 2006 году на одном из подземных рудников АО «Казцинк» составил 500 тыс. м³. Затраты на единицу работ кернового бурения представлены на рис. 2.

Стоимость дефектоскопа А1220 МОНОЛИТ колеблется в пределах от 11,2 тыс. дол. США (компания «Геодезия и строительство», Российская Федерация) до 12,9 тыс. дол. США (компания «Геостройизыскания», Российская Федерация).

С учетом объемов бурения скважин кернового опробования выявлена экономическая эффективность метода неразрушающего контроля прочности закладочных массивов на подземном руднике на основании потоков движения денежных средств «Cash flow» (рис. 3).

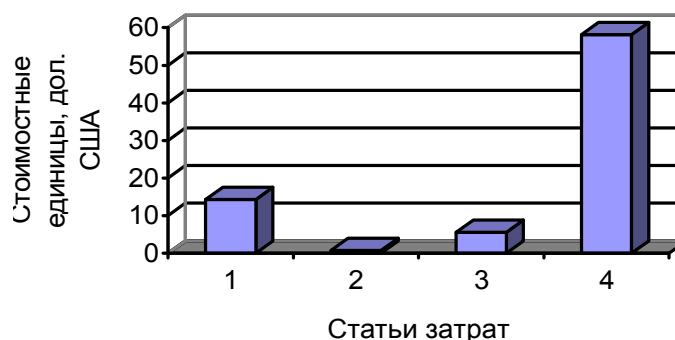


Рисунок 2 - Затраты на единицу работ кернового бурения на подземном руднике АО «Казцинк»: 1 - вспомогательные материалы; 2 - энергетические затраты; 3 - основная заработная плата; 4 - накладные расходы

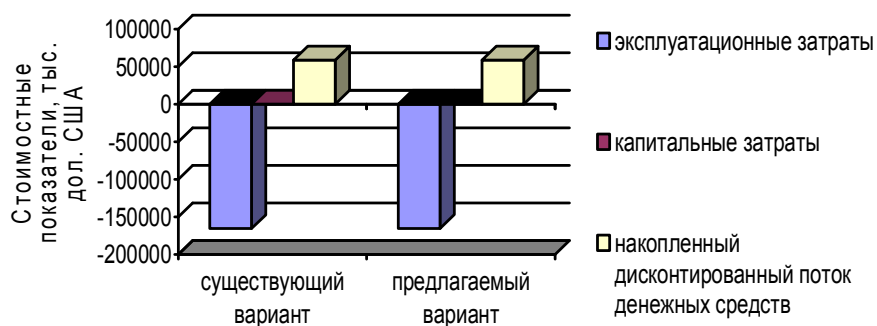


Рисунок 3 - Сводные технико-экономические показатели эффективности метода неразрушающего контроля прочности закладочных массивов на период 2007-2010 гг. при ставке дисконта 0,15

Таким образом, выполненные расчеты показывают, что даже при взятых в расчеты минимальных затратах на керновое опробование закладочных массивов на подземном руднике срок окупаемости затрат при реализации метода неразрушающего контроля прочности закладочных массивов не превышает одного года, а экономическая эффективность предлагаемого метода составит 55 тыс. дол. США.

Список литературы

1. Технологическая инструкция по производству закладочных работ на Малеевском руднике ЗГОК ОАО «Казцинк». – Зыряновск, 2002. – 48 с.

Получено 15.01.07