

УДК 622.7

А.Д. ПОЛУЛЯХ, д-р техн. наук

(Україна, Дніпропетровськ, Придніпровська лабораторія "Укрніиуглеобогашення"),

Д.А. ПОЛУЛЯХ, канд. техн. наук

(Україна, Дніпропетровськ, Государственный ВУЗ "Национальный горный университет")

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ КАЧЕСТВЕННО-КОЛИЧЕСТВЕННЫХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ РАБОТЫ УГЛЕОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИК УКРАИНЫ

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами

В условиях непрерывного ухудшения качества добываемых углей обогащение – обязательная стадия в производстве топлива, удовлетворяющего по своему качеству требования потребителей.

Особое значение приобретает углеобогащение в связи с развитием рыночных отношений, когда получают непосредственное экономическое выражение не только потребительская ценность угольных концентратов, но и полнота извлечения полезных компонентов в товарные продукты при минимальных материальных издержках на их производство. В связи с этим важнейшим показателем углеобогачительных фабрик является технологическая оценка их работы.

Технологическая оценка работы углеобогачительной фабрики осуществляется путем сравнения годовых показателей базового и отчетного периода времени. Таким же образом технологическая оценка может быть дана работе группе фабрик или всего углеобогащения в целом.

За базовый период принимается год, в котором фабрика достигла максимальных качественно-количественных показателей. Например, для Украины берется 1990 год, когда фабрики работали с максимальной нагрузкой, с жесткими требованиями по качеству отгружаемой товарной продукции, удовлетворительном техническом состоянии основного и вспомогательного оборудования и без простоев из-за отсутствия железнодорожных вагонов или автотранспорта, а обеспечение материалами, реагентами и флокулянтами соответствовало нормам.

Постановка задачи

Критерием технологической оценки работы углеобогачительной фабрики является увеличение или снижение выхода товарной угольной продукции в рассматриваемом году в сравнении с базовым.

Элиминирование не зависящих от обогачительной фабрики колебаний качественных характеристик сырья достигается приведением указанных характеристик сырья и концентрата, присущих базовому периоду, к показателям сырья и концентрата того года, который рассматривается.

Загальні питання технологій збагачення

Пересчет качественных характеристик различен при получении трех и двух конечных продуктов обогащения и осуществляется в соответствии с известной Методикой [1].

Корректировка выхода концентрата при выпуске трех конечных продуктов обогащения

Корректировка выхода концентрата осуществляется по следующим формулам:

а) корректировка на изменение зольности рядового угля.

Определяется расходный коэффициент (B_1)

$$B_1 = \frac{100 - \gamma_{кб}}{A_{рб}^d - A_{кб}^d}, \quad (1)$$

где $\gamma_{кб}$ – выход концентрата в базовом году, %; $A_{рб}^d$ и $A_{кб}^d$ – зольность, соответственно, рядового угля и концентрата в базовом году, %.

Разность в зольности рядового угля в базовом и новом вариантах

$$\Delta A_p^d = A_{рб}^d - A_{рн}^d, \quad (2)$$

где $A_{рн}^d$ – зольность рядового угля в новом варианте, %.

Изменение выхода концентрата в %, скорректированное на изменение зольности рядового угля

$$\Delta \gamma'_к = B_1 \cdot \Delta A_p^d; \quad (3)$$

б) корректировка на изменение зольности концентрата.

Определяется расходный коэффициент (B_2)

$$B_2 = \frac{\gamma_{кб}}{A_{ппб}^d - A_{кб}^d}, \quad (4)$$

где $A_{ппб}^d$ – зольность промпродукта в базовом году, %.

Разность в зольности концентрата в новом и базовом вариантах

$$\Delta A_k^d = A_{кн}^d - A_{кб}^d, \quad (5)$$

где $A_{кн}^d$ – зольность концентрата по новому варианту, %.

Изменение выхода концентрата в %, скорректированное на изменение зольности концентрата,

$$\Delta\gamma''_к = B_2 \cdot \Delta A_k^d; \quad (6)$$

в) скорректированный выход концентрата в базовом варианте

$$\gamma_{кск} = \gamma_{кб} + \Delta\gamma'_к + \Delta\gamma''_к; \quad (7)$$

г) изменение выхода концентрата в новом варианте за счет внедрения НТП

$$\Delta\gamma'''_к = \gamma_{кн} - \gamma_{кск}. \quad (8)$$

Корректировка выхода концентрата при выпуске двух конечных продуктов обогащения

а) корректировка выхода концентрата на изменение зольности рядового угля.

Скорректированный выход концентрата в % на изменение зольности рядового угля

$$\gamma'_{кск} = \frac{A_{отхб}^d - A_{рн}^d}{A_{отхб}^d - A_{кб}^d} \cdot 100\%, \quad (9)$$

где $A_{отхб}^d$ и $A_{кб}^d$ – зольность, соответственно, отходов и концентрата по базовому варианту, %; $A_{рн}^d$ – зольность рядового угля по новому варианту, %.

Изменение выхода концентрата в % на изменение зольности рядового угля

$$\Delta\gamma' = \gamma'_{кск} - \gamma_{кб}, \quad (10)$$

где $\gamma_{кб}$ – выход концентрата по базовому варианту, %.

б) корректировка выхода концентрата на изменение зольности концентрата.

Скорректированный выход концентрата в % за счет изменения зольности концентрата

$$\gamma''_{\text{кск}} = \frac{A_{\text{отхб}}^{\text{d}} - A_{\text{рб}}^{\text{d}}}{A_{\text{отхб}}^{\text{d}} - A_{\text{кн}}^{\text{d}}} \cdot 100\% , \quad (11)$$

где $A_{\text{рб}}^{\text{d}}$ и $A_{\text{кн}}^{\text{d}}$ – зольность, соответственно, рядового угля по базовому варианту и концентрата по новому варианту, %.

Изменение выхода концентрата в % на изменение его зольности

$$\Delta\gamma''_{\text{к}} = \gamma''_{\text{кск}} - \gamma_{\text{кб}} . \quad (12)$$

в) скорректированный выход концентрата в % в базовом году за счет изменения зольности рядового угля и концентрата

$$\gamma'''_{\text{кск}} = \gamma'_{\text{кб}} + \Delta\gamma'_{\text{к}} + \Delta\gamma''_{\text{к}} . \quad (13)$$

г) изменение выхода концентрата в % в новом варианте

$$\Delta\gamma'''_{\text{к}} = \gamma_{\text{кн}} - \gamma'''_{\text{кск}} . \quad (14)$$

Если изменение выхода в концентрате в новом варианте получается со знаком "+", то работа фабрики в рассматриваемом периоде была улучшена, если со знаком "-" – то ухудшена.

Изложение материала и результаты исследований

В настоящем исследовании рассмотрены два вопроса: работа углеобогащения как подотрасли и работа конкретных углеобогащительных фабрик. По первому вопросу рассматривается обогащение коксового, энергетического угля и углеобогащения в целом; по второму – коксовая (ЦОФ "Дуванская"), энергетическая (ЦОФ "Кураховская") и антрацитовая (ЦОФ "Свердловская") фабрики.

Исходные данные для анализа взяты из справочников "Технико-экономический анализ работы углеобогащительных фабрик Украины" за 1990-2013 г.г., которые ежегодно выпускаются Укрнииуголеобогащением [2-25].

В табл. 1-3 и на рис. 1, 2 представлены результаты анализа технологических схем углеобогащительных фабрик Украины за 1990-2013 г.г.

Загальні питання технологій збагачення

Таблиця 1

Показатели работы углеобогатительных фабрик Украины (энергетика)

Год	Продукты															Ду, %	ДР, тыс. т
	Рядовой уголь		Концентрат			Промпродукт			Отходы			Потери					
	Выпуск, тыс. т	Зола, %	Выпуск, тыс. т	Выход, %	Зола, %												
1990	94237,4	39,4	60859,5	64,6	18,7	-	-	-	32934,0	34,9	77,8	443,9	0,5	30,5	-	-	
1991	65524,8	30,9	50933,4	77,3	19,4	-	-	-	14198,3	22,1	72,2	393,1	0,6	30,9	-3,3	-2162,3	
1992	60975,3	31,5	47077,8	76,6	19,8	-	-	-	13592,6	22,9	72,1	304,9	0,5	31,5	-3,3	-2012,2	
1993	53714,2	32,7	40348,9	75,1	20,1	-	-	-	12989,3	24,2	71,8	376,0	0,7	32,7	-3,2	-1718,9	
1994	42181,8	33,8	30877,0	73,2	20,3	-	-	-	1136,1	26,4	71,2	168,7	0,4	33,8	-3,5	-1476,4	
1995	34826,4	34,1	24961,5	71,7	20,3	-	-	-	9668,9	27,8	70,0	196,0	0,5	34,1	-4,4	-1532,4	
1996	27014,4	34,6	19261,3	71,3	20,5	-	-	-	7645,0	28,3	70,2	108,1	0,4	34,6	-4,2	-1134,6	
1997	26656,3	40,3	16900,0	63,4	20,9	-	-	-	9623,0	36,1	74,4	133,3	0,5	40,3	-3,0	-799,7	
1998	26677,5	40,1	16940,2	63,5	20,7	-	-	-	9577,2	35,9	74,4	160,1	0,6	40,1	-3,0	-800,3	
1999	27611,6	40,4	17726,6	64,2	21,8	-	-	-	9719,3	35,2	74,3	165,7	0,6	40,4	-3,1	-856,0	
2000	22981,2	39,7	16650,6	63,8	20,5	-	-	-	8189,0	35,6	74,2	141,6	0,6	38,7	-3,1	-867,4	
2001	26485,8	39,1	17393,7	65,7	20,7	-	-	-	8925,4	33,7	74,9	166,7	0,6	39,1	-2,5	-662,1	
2002	25274,0	38,6	16630,5	65,8	19,9	-	-	-	8472,4	33,5	75,6	171,1	0,7	38,1	-2,2	-556,0	
2003	24123,9	37,4	16391,7	67,6	19,8	-	-	-	7633,3	31,7	75,0	168,9	0,7	37,4	-2,4	-579,0	
2004	39278,0	39,9	25528,7	65,0	20,4	-	-	-	13484,6	34,3	76,7	264,7	0,7	38,9	-1,4	-550,0	
2005	39197,9	39,9	25817,8	65,9	20,9	-	-	-	13105,7	33,4	77,3	274,4	0,7	39,9	-1,1	-431,2	
2006	43003,5	39,6	28384,2	66,0	20,9	-	-	-	14342,4	33,4	76,6	276,9	0,6	38,7	-1,5	-645,1	
2007	40820,4	40,3	26130,2	64,0	20,5	-	-	-	14388,6	35,3	76,4	301,6	0,7	38,2	-1,9	-775,6	
2008	41355,0	41,1	25670,2	62,1	20,5	-	-	-	15379,0	37,2	75,8	305,8	0,7	40,4	-2,4	-992,5	
2009	38542,4	40,3	24384,5	63,3	20,1	-	-	-	13873,9	36,0	75,8	284,0	0,7	39,9	-2,2	-847,9	
2010	40065,8	41,2	24699,0	61,6	19,9	-	-	-	15082,3	37,6	76,9	284,5	0,8	40,8	-2,0	-801,3	
2011	44447,5	40,8	28042,2	63,1	20,0	-	-	-	16098,5	36,2	76,6	306,8	0,7	41,3	-1,3	-577,8	
2012	44479,4	40,8	27923,4	62,8	19,6	-	-	-	16240,7	36,5	77,2	315,3	0,7	41,0	-1,2	-533,8	
2013	45932,9	40,7	28690,0	62,5	19,2	-	-	-	16900,5	36,8	77,4	342,4	0,7	40,8	-1,2	-551,2	
Итого																-21863,7	

Таблиця 2

Показатели работы углеобогатительных фабрик Украины (кокс)

Год	Продукты															Ду, %	ДР, тыс. т
	Рядовой уголь		Концентрат			Промпродукт			Отходы			Потери					
	Выпуск, тыс. т	Зола, %	Выпуск, тыс. т	Выход, %	Зола, %												
1990	65026,0	37,8	35085,4	54,0	8,8	2952,1	4,5	37,0	26688,6	41,0	76,1	299,9	0,5	37,8	-	-	
1991	44023,7	30,2	27730,1	63,0	8,7	2356,9	5,4	37,2	13716,6	31,4	72,5	220,1	0,5	30,2	-2,9	-1276,7	
1992	42999,2	31,6	26622,3	61,9	10,0	2032,0	4,7	36,8	14129,9	32,9	71,6	215,0	0,5	31,6	-4,2	-1806,0	
1993	32269,3	31,8	19718,9	61,1	8,9	1367,9	4,2	36,2	11021,2	34,2	72,2	161,3	0,5	31,8	-2,6	-839,0	
1994	21957,6	31,8	13206,5	60,1	8,3	740,1	3,4	39,0	7901,2	36,0	70,4	109,8	0,5	31,8	-2,4	-527,0	
1995	19269,4	31,7	11665,5	60,5	7,9	622,8	3,2	39,2	6874,1	35,7	70,8	107,0	0,6	31,7	-1,5	-289,0	
1996	18552,9	33,4	10891,8	58,7	8,6	590,6	3,2	38,4	6959,2	37,5	71,8	111,3	0,6	33,4	-1,9	-352,5	
1997	26713,0	37,0	14843,3	55,5	8,7	741,1	2,8	38,4	10968,3	41,1	75,2	160,3	0,6	37,0	+0,4	+106,9	
1998	25945,9	35,7	15045,5	58,0	8,6	617,9	2,4	38,8	10126,8	39,0	75,8	155,7	0,6	35,7	+1,6	+415,1	
1999	21567,9	35,7	12528,1	58,1	8,9	359,7	1,7	40,6	8550,7	39,6	74,7	129,4	0,6	35,7	+0,6	+129,4	
2000	24901,4	37,2	13858,5	55,7	8,8	433,1	1,7	39,6	10446,0	41,9	74,9	163,8	0,7	37,3	+0,7	+174,3	
2001	25920,1	37,3	14318,9	55,2	8,8	442,3	1,7	37,5	10977,5	42,4	74,5	181,4	0,7	37,3	+0,4	+103,7	
2002	17540,1	39,0	9268,6	52,8	9,0	273,8	1,6	37,6	7878,1	44,9	74,3	119,6	0,7	38,9	+0,3	+52,6	
2003	16887,3	39,8	8715,0	51,6	8,0	262,1	1,5	38,1	779,2	46,2	75,4	118,2	0,7	39,8	+2,3	+388,4	
2004	41415,0	37,0	23688,1	57,2	8,3	641,8	1,6	37,4	16826,8	40,6	77,5	258,3	0,6	38,4	+2,9	+1201,0	
2005	34988,8	36,7	19843,8	56,7	8,1	603,3	1,7	37,3	14401,7	41,2	76,1	140,0	0,4	36,7	+2,3	+804,7	
2006	31426,8	35,8	18224,8	58,0	8,2	511,6	1,6	39,2	12532,5	39,9	75,9	157,9	0,5	36,0	+1,9	+597,1	
2007	29201,7	35,7	17193,5	58,9	8,2	371,7	1,3	35,8	11499,4	39,3	76,7	137,1	0,5	36,5	+2,7	+788,4	
2008	30203,1	36,8	17379,8	57,5	8,5	412,7	1,4	36,7	12262,7	40,6	76,9	147,9	0,5	36,3	+2,5	+755,1	
2009	26104,3	37,2	14937,5	57,3	8,6	190,1	0,7	34,6	10824,3	41,5	76,9	152,4	0,6	37,5	+2,7	+704,8	
2010	29043,5	37,2	16652,4	57,4	8,5	324,5	1,1	37,1	11918,5	41,0	76,2	148,1	0,5	37,8	+3,0	+871,3	
2011	29770,7	38,5	16695,8	56,1	8,8	369,3	1,2	38,4	12579,1	42,3	77,9	126,5	0,4	38,2	+3,2	+952,7	
2012	28483,0	37,8	16597,9	58,3	8,9	254,0	0,9	39,4	11518,7	40,4	79,5	112,4	0,4	38,4	+4,1	+1167,8	
2013	30244,2	39,9	16685,6	55,1	9,1	267,2	0,9	40,0	13178,7	43,6	78,9	112,7	0,4	40,7	+3,8	+1149,3	
Итого																+5272,4	

Показатели работы углеобогащительных фабрик Украины

Год	Продукты														Δγ, %	ΔР, тыс. т	
	Рядовой уголь		Концентрат			Промпродукт			Отходы			Потери					
	Выпуск, тыс. т	Зола, %	Выпуск, тыс. т	Выход, %	Зола, %	Выпуск, тыс. т	Выход, %	Зола, %	Выпуск, тыс. т	Выход, %	Зола, %	Выпуск, тыс. т	Выход, %	Зола, %			
1990	159263,4	38,8	93005,3	58,4	14,6	5370,6	3,4	38,2	60143,7	37,8	76,4	743,8	0,4	38,8			
1991	109548,5	30,6	77464,8	70,7	15,1	3231,6	3,0	37,5	28304,4	25,8	72,3	547,7	0,5	30,6	-3,0	-3286,5	
1992	103974,5	31,5	72275,1	69,5	15,5	2890,8	2,8	37,0	28184,8	27,1	71,9	623,8	0,6	31,5	-3,6	-3743,1	
1993	85983,5	32,3	59263,6	69,0	15,8	1748,3	2,0	36,6	24455,7	28,4	72,0	515,9	0,6	32,3	-2,8	-2407,5	
1994	64139,4	33,1	43771,2	68,2	16,5	891,3	1,4	39,2	19092,1	29,8	70,9	384,8	0,6	33,1	-4,7	-3014,6	
1995	54095,3	33,3	36522,1	67,5	16,4	727,2	1,3	39,2	16543,0	30,6	70,3	303,0	0,6	33,3	-4,9	-2650,7	
1996	45567,3	34,1	29951,4	65,8	15,9	602,4	1,3	38,4	14740,1	32,3	70,9	273,4	0,6	34,1	-3,9	-1777,1	
1997	53369,3	38,6	31437,1	58,9	14,6	746,7	1,4	38,4	20865,3	39,1	74,8	320,2	0,6	38,6	+0,2	+106,7	
1998	52623,4	37,9	31883,7	60,6	14,8	617,9	1,2	38,8	19806,1	37,6	75,1	315,7	0,6	37,9	+0,2	+105,2	
1999	49179,5	38,3	29989,9	61,0	15,9	360,4	0,7	40,6	18534,1	37,7	74,5	295,1	0,6	38,3	-1,5	-737,7	
2000	47882,6	38,4	28487,3	59,5	14,7	454,9	1,0	39,7	18635,0	38,9	74,6	305,4	0,6	37,9	+0,1	+47,9	
2001	52376,5	38,2	31696,1	60,5	15,3	463,2	0,9	37,6	19902,9	38,0	74,7	314,3	0,6	38,2	-0,6	-314,3	
2002	42814,1	38,7	25899,1	60,5	16,0	273,8	0,6	37,6	16350,5	38,2	74,9	290,7	0,7	38,4	-1,6	-685,6	
2003	41011,2	38,4	25036,7	61,1	15,7	262,1	0,6	38,1	15428,7	37,6	75,3	283,7	0,7	37,8	-0,7	-287,1	
2004	80693,0	38,4	49202,8	61,0	14,6	655,8	0,8	37,4	30311,4	37,6	77,1	523,0	0,6	38,4	+1,4	+1129,7	
2005	74186,7	38,4	45661,6	61,6	15,3	603,3	0,8	37,3	27433,6	37,0	76,7	447,0	0,6	38,3	+0,8	+593,5	
2006	74430,3	38,0	46609,0	62,6	15,8	511,6	0,7	39,2	26874,9	36,1	76,2	434,8	0,6	37,7	+0,3	+223,3	
2007	70022,1	38,1	43323,7	61,9	15,6	371,7	0,5	35,8	25888,0	37,0	76,5	438,7	0,6	37,6	-0,2	-140,0	
2008	71558,1	39,3	43050,0	60,2	15,7	412,7	0,6	36,7	27641,7	38,6	76,3	453,7	0,6	39,1	0	0,0	
2009	64646,7	39,1	39322,0	60,8	15,7	190,1	0,3	34,6	24698,2	38,2	76,3	436,4	0,7	39,1	+0,2	+129,3	
2010	69109,3	39,5	41349,5	59,8	15,2	326,4	0,5	37,1	27000,8	39,1	76,6	432,6	0,6	39,8	+1,1	+760,2	
2011	74218,2	39,9	44736,2	60,3	15,8	371,1	0,5	38,4	28677,6	38,6	77,2	433,3	0,6	40,4	+0,8	+593,7	
2012	72962,4	39,6	44521,3	61,1	15,7	254,0	0,3	39,4	27759,4	38,0	78,1	427,7	0,6	40,3	+1,4	+1021,5	
2013	76177,1	40,4	45375,6	59,6	15,5	267,2	0,3	40,0	30079,2	39,5	78,1	455,1	0,6	40,8	+1,8	+1371,2	
Итого																	-12961,4

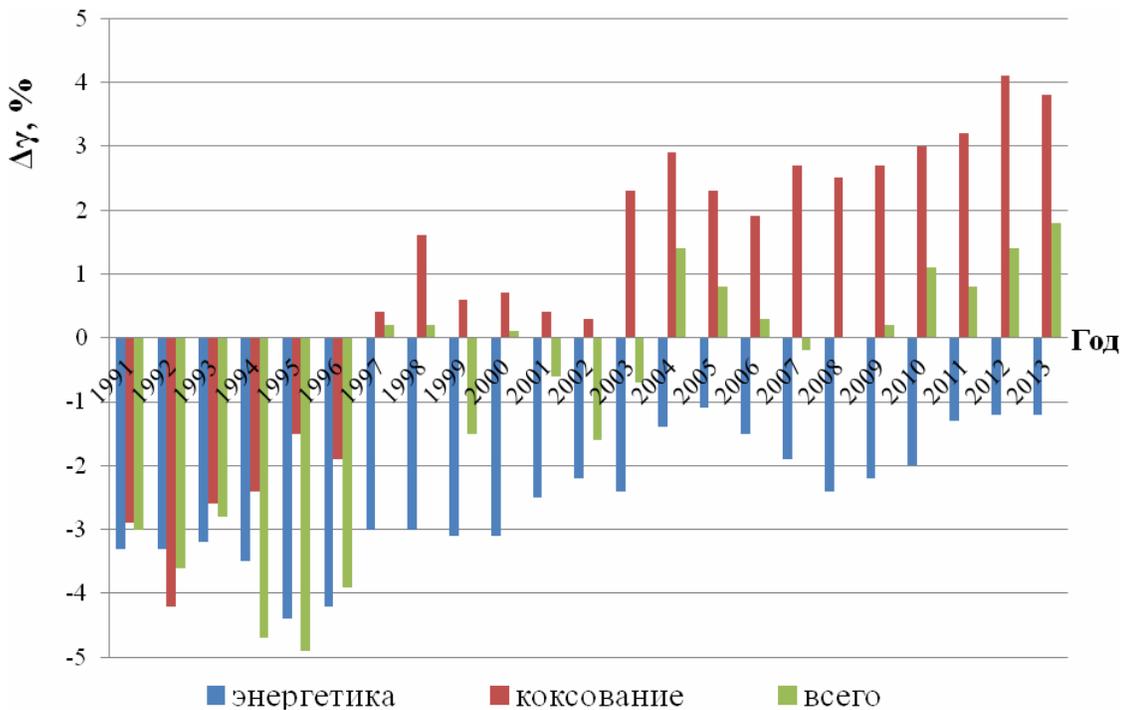


Рис. 1. Сальдо выхода концентрата энергетических, коксовых фабрик и отрасли в целом в сравнении с базовым 1990 годом

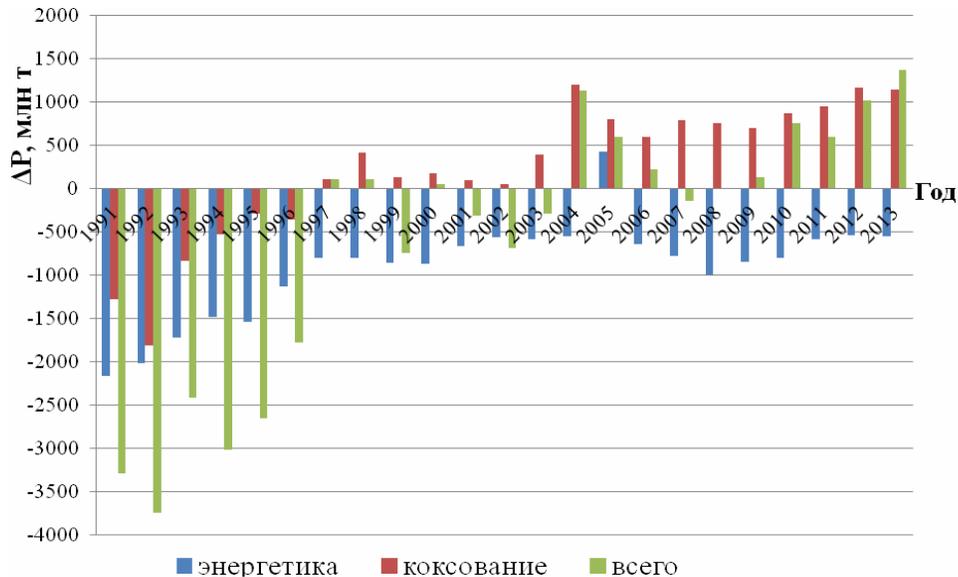


Рис. 2. Сальдо выпуска концентрата энергетических, коксовых фабрик и отрасли в целом в сравнении с базовым 1990 годом

Анализ данных табл. 1 и рис. 1, 2 показывает, что энергетический комплекс углеобогатительных фабрик Украины за последние 23 года постоянно (в сравнении с 1990 г.) работает с потерей выхода. Максимальное значение потерь в 1995 г. – 4,4%.

В последние годы просматривается тенденция на снижение потерь. Средние потери выхода концентрата за 1991-2000 г.г. составляют -3,4%, за 2001-2010 г.г. – -2,0%, за 2011-2013 г.г. – -1,2%. Общие потери товарного энергетического концентрата составляет 21,8 млн т, в т.ч. за последние 3 года более 1,5 млн т или 0,5 млн т ежегодно. Полученные данные свидетельствуют о возможности получения дополнительного количества товарного энергетического концентрата за счет сокращения потерь горючей массы с отходами углеобогащения.

Рассматривая итоги анализа работы коксовых фабрик (табл. 2 и рис. 1, 2), можно сделать вывод, что их работа более эффективна. Потеря выхода этих фабрик наблюдалась с 1991 по 1996 г.г. С 1997 года фабрики работают с положительным сальдо.

Средние потери выхода концентрата за 1991-2000 г.г. составляют -1,2%, за 2001-2010 г.г. – +2,1%, за 2011-2013 г.г. – +3,7%. Приведенные данные свидетельствуют, что приведенная модернизация коксовых углеобогатительных фабрик позволяет усовершенствовать технологию обогащения углей, что привело к увеличению выхода коксового концентрата за счет сокращения его потерь с отходами углеобогащения. Дополнительный выпуск коксового концентрата составил более 5 млн т, в т.ч. за последние 3 года более 3,2 млн т или по 1 млн т ежегодно.

Анализ работы всех углеобогатительных фабрик Украины (табл. 3 и рис.1, **Збагачення корисних копалин, 2015. – Вип. 61(102)**

Загальні питання технологій збагачення

2) показывает, что в целом отрасль устойчиво снижает потери горючей массы. Если суммарные потери выхода концентрата с 1991 по 2000 годы составляли – 2,4%, то в период с 2001 г. по 2010 г. их почти не было ($\Delta\gamma_k = +0,1\%$), а за 2011-2013 г.г. выход концентрата уже увеличился на +1,3%. В целом за рассматриваемый период отрасль потеряла 12,9 млн т концентрата, однако за последние три года его прирост составил около 3 млн т или около 1 млн т в год.

Анализ качественно-количественных показателей работы конкретных углеобогащительных фабрик (ЦОФ "Дуванская" – кокс, ЦОФ "Кураховская" – энергетика, ЦОФ "Свердловская" – антрацит), которые приведены в табл. 4-6 и на рис. 3, 4, позволяет сделать следующие выводы.

ЦОФ "Дуванская", обогащающая угли марок К и Ж, постоянно совершенствует свою технологическую схему. Если за период 1991-2000 г.г. потеря выхода концентрата в среднем составляла – 2,5%, то в следующем десятилетии потерь угля уже не было ($\Delta\gamma_k = +0,4\%$). За период 2011-2013 г.г. прирост выхода концентрата составил +4,8%. Прирост выпуска концентрата за 23 года составил 215 тыс. т, в т.ч. за последние 3 года он составил 168,6 тыс. т или 56,2 тыс. т в год.

ЦОФ "Кураховская", обогащающая угли марок ДГ, Г, постоянно совершенствует свою технологическую схему и наращивает выход концентрата за счет снижения потерь горючей массы с отходами производства. Из табл. 5 следует, что средний прирост выхода концентрата за период 1991-2000 г.г. составил +1,7%, за 2011-2010 г.г. – +6,3%, за 2011-2013 г.г. – +10,3%. За 23 года фабрика получила дополнительно около 2 млн. т концентрата, в т.ч. только за последние 3 года – 717,8 тыс. т или около 240 тыс. т в год.

Как следует из табл. 6 и рис. 3, 4, ЦОФ "Свердловская", обогащающая угли марки А, постоянно увеличивает потери горючей массы с отходами углеобогащения, снижая при этом выход и выпуск концентрата. Так, если в период 1991-2000 г.г. средняя потеря выхода концентрата составила -2,2%, то в 2001-2010 г.г. – -3,5%, а в 2011-2013 г.г. – уже -6,5%. Общие потери выпуска концентрата за 23 года составила около 2,4 млн т, в т.ч. за последние 3 года – 746,3 тыс. т или около 250 тыс. т ежегодно.

Здесь следует отметить следующее. На всех указанных фабриках выполняются в большей или меньшей степени работы по совершенствованию технологии и ее приспособлению к изменяемому сырью и различным требованиям потребителей. Однако многие из них являются контрпродуктивными, потому что основываются на ненаучном подходе к решению поставленных задач.

Вышеизложенное обуславливает необходимость технического перевооружения действующих предприятий на основе научного обоснования, поиска и применения новых прогрессивных процессов, высокопроизводительного, эффективного и с минимальной энергоемкостью оборудования, позволяющих сократить потери горючей массы с отходами производства.

Загальні питання технологій збагачення

Результаты анализа теории и практики углеобогащения в Украине и за рубежом, а также материалы последних Международных конгрессов по обогащению углей свидетельствуют, что в настоящее время эффективность обогащения угля в основном повышается за счет совершенствования технологических схем и их аппаратного оформления, и в первую очередь – за счет улучшения подготовительных и вспомогательных процессов, а также различных компоновочных решений технологических операций. Изложенное связано, прежде всего, с тем, что за последнее 20 лет принципиально новых или более-менее оригинальных способов обогащения твердых горючих ископаемых обогащательная наука не создала. Однако некоторые новые технологические тенденции в практике углеобогащения все-таки просматриваются. К ним следует отнести:

– повсеместный переход на обогащение рядового угля более узкими машинными классами. Ныне существует пять типов оборудования, созданных под обогащение зернистых материалов различной крупности. Тяжелосредние сепараторы – для машинного класса +13 мм, гидравлические отсадочные машины – для машинного класса 3-13 мм, винтовые сепараторы – для машинного класса 1-3 мм, винтовые шлюзы – для машинного класса 0,5-1 мм, флотомашинны – для машинного класса менее 0,5 мм. Применение такой технологии даст годовой экономический эффект, в зависимости от производственной мощности фабрики, от 0,5 до 1,5 млн грн;

– применение тяжелосредних гидроциклонов вместо гидравлических отсадочных машин на операции обогащения мелкого машинного класса;

Таблиця 4

Показатели работы углеобогащательной фабрики "Дуванская"

Год	Рядовой уголь			Концентрат			Продукты			Отходы			Потери			Δу, %	Δр, тыс. т
	Выпуск, тыс. т		Зола, %	Выпуск, тыс. т		Зола, %	Промпродукт		Выход, %		Зола, %	Выход, %		Зола, %			
	тыс. т	%		тыс. т	%		тыс. т	%	тыс. т	%		тыс. т	%		тыс. т		
1990	2271,2	32,6	1330,8	58,6	7,5	147,5	6,5	34,7	781,5	34,4	74,9	11,4	0,5	32,6	+0,7	+11,8	
1991	1684,5	33,5	970,6	57,6	7,4	97,3	5,8	34,2	608,1	36,1	75,0	8,4	0,5	33,5	+0,8	+13,5	
1992	1682,9	33,3	982,6	58,4	7,6	93,6	5,5	35,7	598,3	35,6	75,3	8,4	0,5	33,3	+0,4	+4,2	
1993	1041,9	34,0	594,9	57,1	7,7	55,5	5,3	35,4	386,2	37,1	74,2	5,3	0,5	34,0	-5,9	-26,9	
1994	456,1	35,0	234,0	51,3	8,7	18,6	4,1	37,1	201,2	44,1	65,4	2,3	0,5	35,0	-3,7	-14,4	
1995	388,5	33,7	214,8	55,3	8,5	18,5	4,8	41,8	153,3	39,5	68,0	1,9	0,4	33,7	-5,5	-10,0	
1996	181,7	34,7	95,9	52,8	9,0	7,4	4,1	36,4	77,5	42,6	66,4	0,9	0,5	34,9	-3,1	-11,5	
1997	372,4	44,2	146,7	39,4	8,9	27,5	7,4	42,2	196,3	52,7	70,9	1,9	0,5	44,2	-0,6	-1,5	
1998	252,7	45,9	101,4	40,2	9,4	15,2	6,0	43,0	134,8	53,3	78,7	1,3	0,5	45,9	-4,8	-18,8	
1999	391,2	36,8	196,6	50,3	9,1	26,4	6,7	35,6	165,9	42,4	69,9	2,3	0,6	35,5	-2,9	-14,5	
2000	500,5	41,8	214,5	42,9	8,6	41,2	8,2	38,0	241,4	48,2	72,0	3,4	0,7	41,8	-3,3	-16,6	
2001	503,5	42,2	213,0	42,3	8,8	41,5	8,2	36,5	245,7	48,8	72,1	3,3	0,7	42,2	-7,3	-20,6	
2002	281,8	40,7	115,7	41,1	9,0	21,8	7,7	34,5	141,5	50,2	67,7	2,8	1,0	40,7	+0,1	+0,6	
2003	624,7	39,0	308,6	49,4	8,1	33,8	5,4	39,4	278,8	44,6	73,2	3,5	0,6	39,0	+1,6	+15,8	
2004	985,9	39,4	499,7	50,7	8,3	53,6	5,4	42,3	427,6	43,4	75,2	5,0	0,5	39,4	-1,9	-19,9	
2005	1045,5	39,7	493,3	47,2	8,5	53,9	5,1	39,7	490,6	46,9	71,2	7,7	0,8	39,7	-1,2	-13,5	
2006	1125,7	39,7	529,5	47,0	8,1	46,3	4,1	42,1	540,6	48,0	70,4	9,3	0,8	39,7	+3,9	+40,1	
2007	1028,9	37,4	575,5	55,9	8,1	1,5	0,1	41,3	444,3	43,2	75,4	7,6	0,7	37,4	+3,7	+42,8	
2008	1156,6	34,6	702,5	60,7	8,3	–	–	–	446,0	38,6	76,0	8,1	0,7	34,6	+4,5	+48,0	
2009	1065,8	37,3	604,9	56,8	8,2	–	–	–	453,4	42,5	76,1	7,5	0,7	37,3	+3,9	+46,2	
2010	1185,5	35,4	706,6	59,6	8,3	–	–	–	470,6	39,7	76,2	8,3	0,7	35,5	+3,6	+43,5	
2011	1208,3	33,4	753,7	62,4	8,2	–	–	–	446,1	36,9	76,1	8,5	0,7	33,4	+4,3	+54,4	
2012	1264,6	38,6	684,0	54,1	8,0	–	–	–	571,8	45,2	75,3	8,8	0,7	38,6	+6,4	+70,7	
2013	1229,5	41,5	623,1	50,7	7,7	–	–	–	597,8	48,6	76,6	8,6	0,7	41,5	+6,4	+215,0	
Итого																	

Загальні питання технологій збагачення

Таблиця 5

Показатели работы углеобогатительной фабрики "Кураховская"

Год	Продукты															Ду, %	ДР, тыс. т
	Рядовой уголь			Концентрат			Промпродукт			Отходы			Потери				
	Выпуск, тыс. т	Зола, %	Выпуск, тыс. т	Выход, %	Зола, %												
1990	1832,0	33,7	1531,0	83,5	26,5	-	-	-	286,7	15,7	72,2	14,3	0,8	33,7	-1,8	-26,6	
1991	1476,4	34,6	1207,1	81,8	26,8	-	-	-	257,6	17,4	71,8	11,7	0,8	34,8	-1,4	-22,4	
1992	1601,2	34,6	1295,5	80,9	26,1	-	-	-	293,9	18,4	71,8	11,8	0,7	34,6	-0,6	-8,5	
1993	1417,5	33,6	1172,9	82,7	25,4	-	-	-	233,5	16,5	74,7	11,1	0,8	33,6	-0,9	-8,5	
1994	944,0	34,9	752,8	79,8	25,6	-	-	-	183,3	19,4	73,1	7,9	0,8	34,9	-0,7	-5,1	
1995	731,6	37,3	552,1	75,5	26,0	-	-	-	175,0	23,9	72,5	4,5	0,6	37,3	+2,1	+11,1	
1996	528,6	40,4	381,3	72,1	26,3	-	-	-	144,3	27,3	77,7	3,0	0,6	40,4	+8,0	+65,1	
1997	814,3	49,6	480,6	59,0	26,9	-	-	-	329,6	40,5	82,7	4,1	0,5	49,6	+4,9	+32,6	
1998	665,3	48,9	376,6	56,6	26,5	-	-	-	285,4	42,9	78,4	3,3	0,5	48,9	+3,2	+23,5	
1999	734,9	44,9	454,3	61,8	25,5	-	-	-	277,1	37,7	76,8	3,5	0,5	44,9	+4,3	+29,0	
2000	674,5	48,4	380,2	56,4	26,1	-	-	-	291,5	43,2	77,5	2,8	0,4	48,4	+2,5	+35,8	
2001	1431,6	46,8	841,3	58,8	26,5	-	-	-	584,6	40,8	76,1	5,7	0,4	46,8	+4,0	+62,5	
2002	1562,8	46,1	931,4	59,6	25,3	-	-	-	623,6	39,9	77,2	7,8	0,5	46,1	+5,4	+91,5	
2003	1694,0	45,5	1021,9	60,3	24,1	-	-	-	663,6	39,2	78,4	8,5	0,5	45,5	+6,4	+114,9	
2004	1795,0	43,5	1141,0	63,6	22,8	-	-	-	645,0	35,9	80,1	9,0	0,5	43,5	+5,9	+65,6	
2005	1112,0	38,7	762,0	68,5	19,3	-	-	-	345,0	31,0	81,9	5,0	0,5	38,7	+6,5	+99,3	
2006	1528,2	40,5	1055,6	69,1	22,0	-	-	-	464,9	30,4	82,5	7,7	0,5	40,5	+6,7	+121,1	
2007	1806,8	41,3	1230,7	68,1	22,4	-	-	-	567,1	31,4	82,5	9,0	0,5	41,3	+7,4	+163,3	
2008	2207,3	43,1	1462,0	66,2	23,2	-	-	-	734,3	33,3	82,5	11,0	0,5	43,1	+7,6	+147,9	
2009	1946,0	43,1	1282,6	65,9	22,9	-	-	-	654,1	33,6	82,7	9,3	0,5	43,1	+10,1	+223,9	
2010	2217,0	44,8	1457,6	65,7	23,5	-	-	-	748,2	33,7	83,2	11,2	0,5	44,8	+11,5	+278,6	
2011	2423,0	46,5	1535,3	63,4	23,6	-	-	-	875,4	36,1	82,8	12,3	0,5	46,5	+12,5	+162,6	
2012	2323,5	44,8	2213,4	58,8	21,1	-	-	-	833,5	35,9	84,3	12,5	0,5	44,8	+12,3	+276,6	
2013	2248,6	44,2	1496,1	66,5	21,8	-	-	-	740,9	32,9	85,8	11,6	0,5	44,2	+1933,8		
Итого																	

Таблиця 6

Показатели работы углеобогатительной фабрики "Свердловская"

Год	Продукты															Ду, %	ДР, тыс. т
	Рядовой уголь			Концентрат			Промпродукт			Отходы			Потери				
	Выпуск, тыс. т	Зола, %	Выпуск, тыс. т	Выход, %	Зола, %												
1990	4840,9	28,5	3662,9	75,7	12,7	-	-	-	1130,4	23,3	79,8	47,6	1,0	28,5	-1,7	-64,2	
1991	3776,3	28,3	2868,8	76,0	13,0	-	-	-	882,6	23,4	78,1	24,9	0,6	28,3	-2,2	-69,0	
1992	3137,0	28,3	2378,6	75,8	13,3	-	-	-	734,6	23,4	76,7	23,8	0,8	28,3	-2,9	-85,8	
1993	2956,9	28,8	2193,0	74,2	13,0	-	-	-	739,1	25,0	75,7	24,8	0,8	28,8	-2,5	-51,2	
1994	2046,9	29,6	1506,5	73,6	13,2	-	-	-	521,3	25,5	77,1	19,1	0,9	29,6	-1,7	-28,3	
1995	1666,0	29,8	1245,4	74,7	13,7	-	-	-	407,9	24,5	79,2	12,7	0,8	29,8	-1,9	-14,8	
1996	778,2	30,4	572,5	73,6	13,7	-	-	-	199,1	25,6	78,4	6,6	0,8	30,4	-2,5	-21,0	
1997	840,6	41,8	479,8	57,1	14,6	-	-	-	353,4	42,0	78,7	7,4	0,9	41,8	-2,0	-27,4	
1998	1369,9	38,1	849,0	62,0	13,7	-	-	-	509,4	37,2	78,7	11,5	0,8	38,1	-2,2	-35,7	
1999	1622,7	38,9	979,0	60,3	13,4	-	-	-	628,4	28,7	78,6	15,3	1,0	38,9	-2,5	-39,8	
2000	1593,0	36,9	982,2	61,7	12,3	-	-	-	594,8	37,3	77,6	16,0	1,0	36,9	-3,1	-75,4	
2001	2433,2	35,3	1537,1	63,2	12,0	-	-	-	871,3	35,8	76,5	24,8	1,0	35,3	-2,5	-63,8	
2002	2550,1	36,8	1572,1	61,7	13,1	-	-	-	952,2	37,3	75,9	25,8	1,0	36,8	-3,0	-83,7	
2003	2791,2	36,8	1759,6	63,0	13,7	-	-	-	1003,0	36,0	77,4	28,6	1,0	36,8	-2,1	-69,9	
2004	3328,5	35,4	2175,7	65,4	13,2	-	-	-	1119,4	33,6	78,3	33,4	1,0	35,4	-2,8	-91,3	
2005	3261,1	34,6	2143,4	65,7	13,0	-	-	-	1085,1	33,3	77,4	32,6	1,0	34,6	-2,7	-94,1	
2006	3483,5	35,0	2237,0	64,2	12,3	-	-	-	1211,6	34,8	77,1	34,9	1,0	35,0	-3,5	-118,0	
2007	3370,6	35,4	2120,6	62,9	12,2	-	-	-	1216,3	36,1	76,6	33,7	1,0	35,4	-6,1	193,7	
2008	3175,0	37,5	1932,3	60,9	15,4	-	-	-	1210,9	38,1	73,4	31,8	1,0	37,5	-5,2	-197,9	
2009	3805,1	35,9	2415,6	63,5	14,9	-	-	-	1351,5	35,5	73,3	38,0	1,0	35,9	-4,4	-158,1	
2010	3592,9	38,5	2157,2	60,0	14,5	-	-	-	1399,8	39,0	75,6	35,9	1,0	38,5	-6,3	-235,8	
2011	3743,3	42,2	2079,7	55,6	16,9	-	-	-	1626,2	43,4	74,5	37,4	1,0	42,2	-6,0	-225,4	
2012	3756,1	40,7	2081,2	55,4	14,7	-	-	-	1637,3	43,6	73,8	37,6	1,0	40,7	-7,3	-285,1	
2013	3905,1	43,9	1947,0	49,9	15,2	-	-	-	1919,1	49,1	73,1	39,0	1,0	43,9			
Итого																	

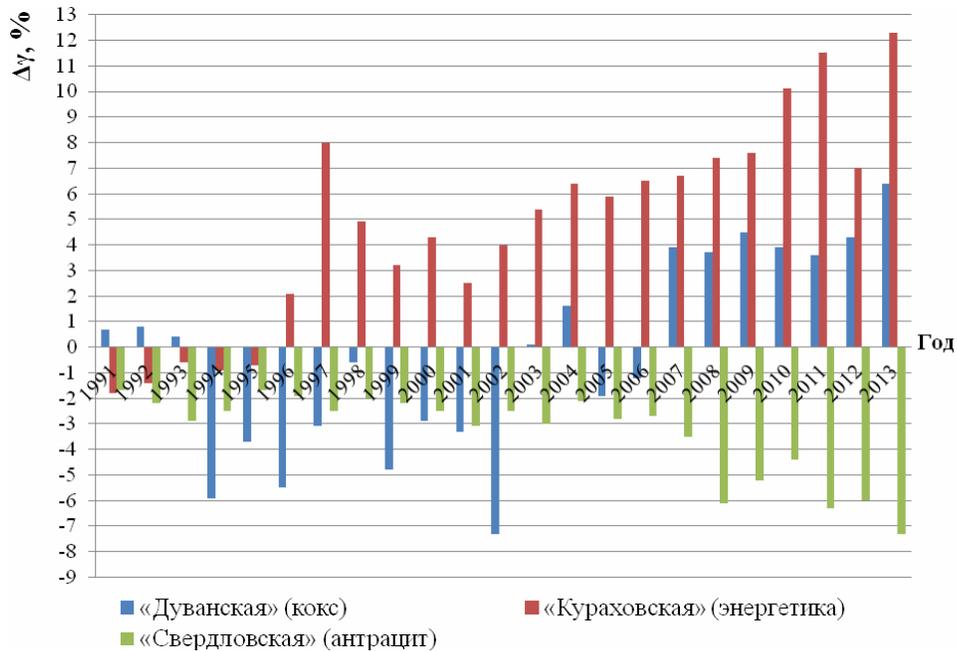


Рис. 3. Сальдо выхода концентрата углеобогачительных фабрик "Дуванская", "Кураховская", "Свердловская" в сравнении с базовым 1990 годом

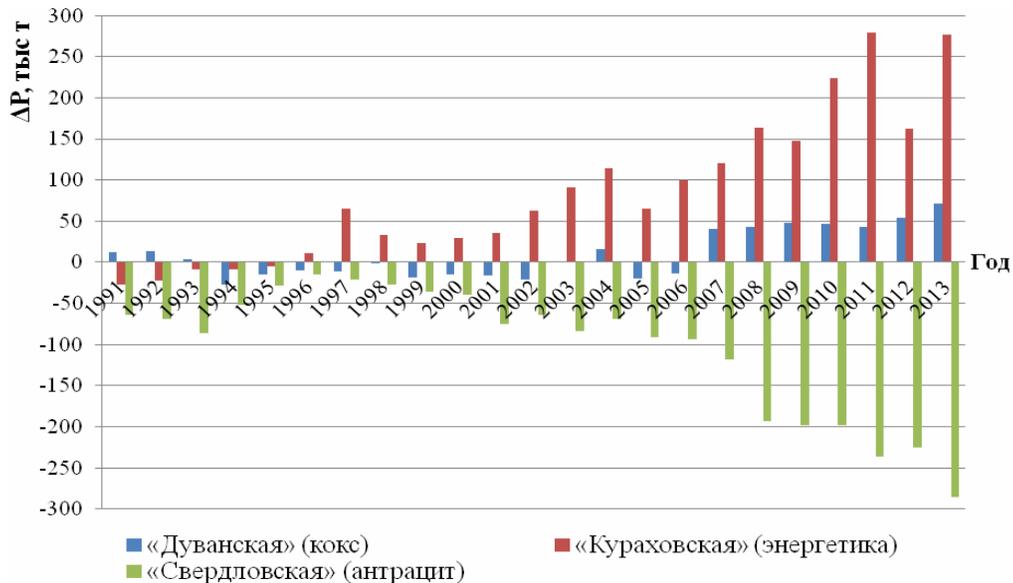


Рис. 4. Сальдо выпуска концентрата углеобогачительных фабрик "Дуванская", "Кураховская", "Свердловская" в сравнении с базовым 1990 годом

– повышение роли флотации при обогащении тонкозернистых шламов. Следует отметить, возврат пневматической флотации, т.е. снижение нижней границы крупности обогащаемого этим процессом материала. Кроме того, процесс флотации осуществляется дифференцированно (по узким классам крупно-

Загальні питання технологій збагачення

сти), причем каждый класс крупности обогащается в отдельной флотомашине со своим реагентным и гидродинамическим режимом;

– переход на компьютерное управление качеством выпускаемой продукции, причем создаются модели управления (исследования) не только технологическим процессом, но и всем технологическим комплексом углеобогащительной фабрики, включая прием и дозировку рядовых углей и погрузку готовой продукции;

– подготовку углеобогащительных предприятий к проведению технологического аудита с целью подтверждения соответствия качественно-количественных показателей работы их технологических схем исходному сырью на основе разрабатываемого технологического регламента углеобогащительной фабрики;

– увеличение средств, направляемых на решение экологических аспектов переработки полезных ископаемых, связанных с решением вопросов охраны окружающей среды, утилизации отходов, выбросов в атмосферу и техники безопасности.

К современным технологическим особенностям обогащения углей на Украине можно отнести следующее:

– в связи со строительством на шахтах обогатительных установок на некоторые обогатительные фабрики поступает рядовой уголь, в котором практически отсутствует крупный машинный класс. При одной и той же нагрузке водно-шламовое хозяйство фабрики (в первую очередь процессы обезвоживания и сушки) не справляется с обработкой возросшего количества шлама, что приводит к повышению влажности отгружаемой продукции;

– с ужесточением норм качества и нормативных потерь горючей массы с отходами производства, назревает проблема выделения крупного и мелкого промпродуктов и получения из него коксового концентрата. Для этого необходимо возвратиться к дроблению не только крупного, но и мелкого промпродукта до крупности 13 и 6 мм, а если надо, и до 3 и 1 мм с последующим переобогащением дробленого продукта в гидравлических отсадочных машинах, винтовых сепараторах и флотомашинах;

– с целью рационального использования природных ресурсов на фабриках, обогащающих коксовые угли, необходимо применять принцип: одна фабрика – одна марка угля. На соблюдении этого принципа, позволяющего сохранять частоту марки угля, настаивают коксохимики. Если и в этих условиях не выдержаны требования по зольности коксового концентрата и потерям горючей массы с отходами, предусмотреть выпуск энергетического концентрата в ограниченном количестве;

– повсеместное распространение павлоградских углей приводит к тому, что на многих фабриках ухудшились показатели работы флотации. Это снижает

зольность общей породы. Исследования показали, что при содержании в сырьевой базе фабрики павлоградских углей до 10% следует менять реагентный режим, 10-30% – менять реагенты, более 30% – изменять технологию флотации, в первую очередь, за счет введения дополнительной операции по обезвоживанию питания флотации или выделения двух машинных классов флотационной крупности;

– из-за снижения крупности флотоконцентратов на многих фабриках ухудшились показатели работы дисковых вакуум-фильтров. Для восстановления качественно-количественных показателей работы фильтровальных отделений предусмотреть выделение соответствующей по гранулометрическому составу и зольности зернистой присадки к флотоконцентрату. Количество зернистой присадки предусмотреть на уровне 20-50% от количества флотоконцентрата и с зольностью менее 20%;

– для увеличения срока службы илонакопителей в технологических схемах фабрик устанавливается дополнительное оборудование (ленточные классификаторы, осадительные центрифуги и фильтр-прессы) для улавливания твердой фазы из суспензий, сбрасываемых в илонакопитель. Основное требование к получаемому продукту – влажность, позволяющая транспортировать его ленточными конвейерами в продукты обогащения или отходы (в зависимости от зольности);

– разработка технических мероприятий, направленных на изменение технологии обогащения, должна основываться на положительных результатах анализа предлагаемой технологии, сырья и требований потребителя угольной продукции. Техничко-экономическое обоснование таких проектов выполняют, как правило, специализированные организации. После внедрения проектов изменения в технологической схеме должны быть внесены в технологический регламент фабрики.

Таким образом, современные технологии и тенденции их развития позволяют в случае их применения нейтрализовать негативные особенности переработки рядового угля, сложившиеся на углеобогатительных фабриках Украины, увеличив при этом выход товарной продукции и ее реализационную стоимость.

Список литературы

1. Полулях А.Д. Технологические регламенты углеобогатительных фабрик: Справ. информ. пособие. – Днепропетровск: Национальный горный университет, 2002. – С. 855.
2. Техничко-экономические показатели работы углеобогатительных фабрик Украины за 1990 год. – Луганск: Укрнииуглеобогащение, 1991. – 192 с.
3. Техничко-экономические показатели работы углеобогатительных фабрик Украины за 1991 год. – Луганск: Укрнииуглеобогащение, 1992. – 133 с.
4. Техничко-экономические показатели работы углеобогатительных фабрик Украины за 1992 год. – Луганск: Укрнииуглеобогащение, 1993. – 140 с.

Загальні питання технологій збагачення

5. Техничко-економическiе показателi работы углеобогатительных фабрик Украины за 1993 год. – Луганск: Укрнииуглеобогашение, 1994. – 143 с.
6. Техничко-економическiе показателi работы углеобогатительных фабрик Украины за 1994 год. – Луганск: Укрнииуглеобогашение, 1995. – 166 с.
7. Техничко-економическiе показателi работы углеобогатительных фабрик Украины за 1995 год. – Луганск: Укрнииуглеобогашение, 1996. – 173 с.
8. Техничко-економическiе показателi работы углеобогатительных фабрик Украины за 1996 год. – Луганск: Укрнииуглеобогашение, 1997. – 152 с.
9. Техничко-економическiе показателi работы углеобогатительных фабрик Украины за 1997 год. – Луганск: Укрнииуглеобогашение, 1998. – 138 с.
10. Техничко-економическiе показателi работы углеобогатительных фабрик Украины за 1998 год. – Луганск: Укрнииуглеобогашение, 1999. – 122 с.
11. Техничко-економическiе показателi работы углеобогатительных фабрик Украины за 1999 год. – Луганск: Укрнииуглеобогашение, 2000. – 109 с.
12. Техничко-економическiе показателi работы углеобогатительных фабрик Украины за 2000 год. – Луганск: Укрнииуглеобогашение, 2001. – 105 с.
13. Техничко-економическiе показателi работы углеобогатительных фабрик Украины за 2001 год. – Луганск: Укрнииуглеобогашение, 2002. – 116 с.
14. Техничко-економическiе показателi работы углеобогатительных фабрик Украины за 2002 год. – Луганск: Укрнииуглеобогашение, 2003. – 115 с.
15. Техничко-економическiе показателi работы углеобогатительных фабрик Украины за 2003 год. – Луганск: Укрнииуглеобогашение, 2004. – 95 с.
16. Техничко-економическiе показателi работы углеобогатительных фабрик Украины за 2004 год. – Луганск: Укрнииуглеобогашение, 2005. – 95 с.
17. Техничко-економическiе показателi работы углеобогатительных фабрик Украины за 2005 год. – Луганск: ГП "Укрнииуглеобогашение", 2006. – 104 с.
18. Техничко-економическiе показателi работы углеобогатительных фабрик Украины за 2006 год. – Луганск: ГП "Укрнииуглеобогашение", 2007. – 125 с.
19. Техничко-економическiе показателi работы углеобогатительных фабрик Украины за 2007 год. – Луганск: ГП "Укрнииуглеобогашение", 2008. – 119 с.
20. Техничко-економическiе анализ работы углеобогатительных фабрик Украины за 2008 год. – Луганск: ГП "Укрнииуглеобогашение", 2009. – 114 с.
21. Техничко-економическiе анализ работы углеобогатительных фабрик Украины за 2009 год. – Луганск: ГП "Укрнииуглеобогашение", 2010. – 122 с.
22. Техничко-економическiе анализ работы углеобогатительных фабрик Украины за 2010 год. – Луганск: ГП "Укрнииуглеобогашение", 2011. – 124 с.
23. Техничко-економическiе анализ работы углеобогатительных фабрик Украины за 2011 год. – Луганск: ГП "Укрнииуглеобогашение", 2012. – 118 с.
24. Техничко-економическiе анализ работы углеобогатительных фабрик Украины за 2012 год. – Луганск: ГП "Укрнииуглеобогашение", 2013. – 114 с.
25. Техничко-економическiе анализ работы углеобогатительных фабрик Украины за 2013 год. – Луганск: ГП "Укрнииуглеобогашение", 2014. – 119 с.

© Полулях А.Д., Полулях Д.А., 2015

*Надiйшла до редколегiї 12.06.2015 р.
Рекомендовано до публiкацiї д.т.н. П.І. Пiловим*

УДК 622.73

А.С. ДРЕШПАК

(Украина, Днепропетровск, Государственное ВУЗ "Национальный горный университет")

АНАЛИЗ ПАРАМЕТРОВ ОБОГАЩЕНИЯ ИЗВЕСТНЯКОВ ИЗ НЕОДНОРОДНЫХ КАРБОНАТНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

В Украине разведано большое количество карбонатных месторождений. Высококачественные флюсовые известняки для металлургии традиционно разрабатывались и расположены во временно недоступных регионах материковой Украины и Крымском полуострове. Общее годовое потребление щебня из кондиционных известняков для металлургии составляет 8-10 млн т/год. Остальные карбонатные месторождения, находящиеся на территории Украины, имеют низкие физико-механические свойства и химический состав. Особенностью залегания пластов таких известняков является наличие глинистых частиц в верхних и средних слоях месторождений. Такая структура месторождений при проведении традиционных горно-добычных работ и технологических производственных линий обуславливает неэффективность использования недр и низкое извлечение в товарные фракции известнякового щебня при его добыче и последующей переработке.

Флюсы – природные соединения, добавляемые при металлургическом переделе руд с целью образования легкоплавких шлаков для более лёгкого удаления посторонних примесей. Они вводятся в доменную и агломерационную шихту для снижения температуры плавления пустой породы шихтовых материалов и придания доменному шлаку необходимого состава и физических свойств, обеспечивающих очистку чугуна от серы и нормальную работу печи. Наиболее широко и часто применяется основной флюс, т.е. породы и материалы, содержащие СаО и обладающие необходимыми физическими и химическими свойствами.

В доменном производстве практически единственным видом основного флюса является известняк, представляющий собой природную форму минерала кальцита – СаСО₃. Известняк в ряде случаев включает примеси глинистых минералов, доломита, кварца, реже – гипса, пирита и органических остатков, которые определяют название известняка. Доломитизированные известняки содержат 4-17% MgO, доломиты – свыше 17% MgO. Физико-механические свойства известняка очень неоднородны, но напрямую зависят от его структуры и текстуры. Плотность известняка 2,6-2,9 т/м³. Предел прочности при сжатии колеблется в пределах 0,4-300 МПа.

Кондиционными требованиями к известнякам устанавливаются нижние пределы содержания оксидов кальция и магния СаО + MgO, содержание нерастворимого остатка SiO₂ + Al₂O₃, верхний предел содержания фосфора Р и серы S, а также крупность фракции (для доменного флюса). Производство же офлю-

Загальні питання технологій збагачення

сованного агломерата різко змінило вимоги до фізическим властивостям флюса і дало можливість використовувати менше прочніе известняки в виде мелких фракцій. Поэтому в качестве флюса агломерационной шихты применяется известняк-ракушечник и отсеы дробленого известняка, требования к которым приведены в таблице.

Химический состав кондиционных марок флюсовых известняков.

Наименование показателя	Норма для марки, %							
	Ч-1	Ч-2	С-1	С-2	КДУ-1	КДУ-2	М-1	М-2
Массовая доля оксидов кальция и магния (CaO+MgO) в сумме, не менее	53,5	51,5	53,5	52,5	53,0	52,0	53,0	51,0
Массовая доля оксида магния (MgO):								
а) не менее, чем	–	–	–	–	7,0	5,0	–	–
б) не более, чем	5,0	5,0	5,0	5,0	9,0	10,0	5,0	5,0
Диапазон колебаний массовой доли оксида магния (MgO) в пробах от среднего содержания в партии	–	–	–	–	± 1,0	–	–	–
Массовая доля оксида кремния (SiO ₂), не более	1,50	2,00	1,50	2,00	1,50	2,50	1,50	3,00
Массовая доля серы (S), не более	0,06	0,15	0,06	0,15	0,09	0,15	0,06	0,15
Массовая доля фосфора (P), не более	Не норм.	Не норм.	0,06	0,06	0,06	0,06	0,06	0,06
Массовая доля нераств. остатка, не более	2,0	4,0	–	–	–	–	–	–

Примечание 1. Допускается увеличение массовой доли:

а) оксида магния (MgO) до 12 % в известняках марок КДУ-1 и КДУ-2;

б) серы (S) в известняках марок КДУ-1 та КДУ-2 до 0,09 та 0,15% соответственно.

Для известняков, загружаемых непосредственно в доменную печь, устанавливают верхний и нижний пределы крупности. Верхний предел составляет 80 мм (редко 130 мм), а нижний – 25 мм. Известняки, поставляемые на агломерационные фабрики, должны иметь крупность частиц 0-25 мм, поскольку они все равно подвергаются дроблению до фракции 0-3 мм [7].

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Традиционная технология состоит из дробления та классификации известняка. Дробление проводится преимущественно на щековых дробилках, реже применяются роторные или конусные дробилки. Классификация производится на вибрационных грохотах та характеризуется низкой эффективностью и высоким взаимоза-

сорением мелкими фракциями и глинистыми частицами более крупных товарных фракций известнякового щебня. Следствием такого нерационального использования карбонатного сырья становится низкий выпуск кондиционной готовой продукции, увеличение затрат на складирование некондиционной мелочи загрязненного известняка и отсева в отвалы, а также дополнительные затраты за использование недр. Отходами текущего производства становится фракция крупностью 0-40 мм из загрязненного известнякового щебня с частицами глины. Такие отвалы являются складом частично подготовленного сырья, которые требуют отдельных технологий для получения флюсового известнякового щебня. В случае несвоевременного извлечения глинистых частиц на начальных стадиях переработки, в последующем сложность обогащения известнякового щебня возрастает вместе с уменьшением размеров фракции.

Дополнительным фактором, который усложняет добычу и переработку известняка, становится влажность горной массы. Она приводит к снижению производительности основных машин технологического процесса, а в некоторых случаях к полной остановке производства. Сложность переработки влажной некондиционной мелочи загрязненного известняка и отсева на ситах вибрационных грохотов с размером ячейки менее 10 мм приводит к быстрому залипанию поверхности деки, зерна известняка обволакиваются песчано-глинистой пленкой.

Постановка задачи. Целью данной работы является обзор известных методов разделения и технологий переработки известняков для определения степени влияния качественных и количественных параметров на показатели обогащения известняка, а также определение наиболее значимых из них.

Анализ исследований и публикаций. При переработке известняков из неоднородных карбонатных месторождений применяют два метода разделения: в воздушной среде (с влажностью материала до 10%) и в водной среде (с влажностью свыше 30%).

Промываемость материала, определяемая временем дезинтеграции глинистых примесей, комплексно учитывает их основные характеристики: гранулометрический, минеральный и петрографический состав, пластичность, предел прочности на сдвиг.

К механическим методам разрушения песчано-глинистых смесей в водной среде относят промывочные машины известных типов, которые обеспечивают удовлетворительные качественно-количественные показатели избирательного обогащения путем диспергирования глинистых частиц. Дополнительно применяют ультразвуковые и акустические колебания среды, а также электрогидравлический эффект. Применение этих методов способно частично разрушать структуру в мелких глинистых частицах, нарушать связи песчано-глинистых оболочек щебня. Результаты, полученные при испытаниях, указали на необходимость усовершенствования данных способов. [1, 2].

В большинстве действующих карьеров, связанных с геологическими особенностями (слоистостью) карбонатных месторождений, спецификой ведения

Загальні питання технологій збагачення

горно-добычных работ, недостаточностью водных ресурсов и сложностью складирования глиносодержащей пульпы, возможность организации процесса промывки известнякового щебня является дорогостоящим и ограниченным. Кроме того, применение мокрого способа разделения ухудшает морозостойкие и прочностные свойства известнякового щебня, ограничивается сезонным периодом применения, повышает влажность товарного щебня вследствие высокой пористости (влагопоглощение 2-15%), а также усложняет выгрузку при транспортировке в осенне-зимний период. Вследствие чего возникает необходимость производить разделение известняка от глинистых частиц сухим способом.

Сухие способы выделения глины основаны на различных физических свойствах известнякового щебня и глинистых частиц. К ним следует отнести:

- 1) Различия упругих свойств;
- 2) Разнице в коэффициентах трения;
- 3) Принцип накалывания глины;
- 4) Принцип оттирки глины на вращающихся валках.

В сепараторе Д. Пирса по разделению заглиненных материалов была предложена конструкция на основе наклонной неподвижной плиты под углом 22,5° к горизонту. Материал поступал монослоем из питателя на плиту и, ударяясь об нее, куски глины и слабые марки щебня с малым модулем упругости практически не отскакивали от плиты. Прочные зерна щебня, наоборот, отскакивали от плиты на дальнейшее расстояние, а разделение происходило за счет отсекающей пластины. Основными недостатками такого способа было налипание глины на плиту и низкая производительность сепаратора.

Усовершенствованную конструкцию по разделению глинистых материалов предложил ВНИИНеруда, где в качестве рабочего элемента используется вибрирующая наклонная плита. На сепараторе разделяли смеси песка и гравия (влажностью до 6%), разнопрочных известняков, а также комовой глины и гравия.

Для разделения карбонатного щебня по прочности нашли применение классификаторы ДБК-20 конструкции СоюздорНИИ. Разделение на данном классификаторе осуществляется в результате различного отскока зерен от поверхности вращающегося металлического барабана. Основные параметры регулировки разделения – угол падения материала на барабан и окружная скорость барабана. Основным недостатком сепаратора является его низкая производительность при громоздкой конструкции.

Принцип разделения по пластичности основан на накалывании комков глины на острых иглах разделительного органа при отскоке прочных зерен или удержании пластичных комков глины на вращающейся поверхности при отскоке прочных зерен.

В сепараторах конструкции Оргэнергостроя питание на вращающийся барабан может подаваться и сверху, и снизу. В первом случае исходный материал в виде щебня (40-100 мм) с комовой глиной из бункера питателем равномерно подается на барабан с иглами на поверхности. Вращающиеся иглы представля-

ют собой проволоки стального троса. Зерна щебня отскакивают от барабана влево и падают на конвейер. Пластичные комки глины природной влажности нанизываются на концы игл и вращающимся барабаном увлекаются вправо. Глина ножом счищается с игл и поступает в сборник. В отходы извлекается до 90% комовой глины [3].

В технологических схемах сепаратор располагают в узлах перегрузки с одного конвейера на другой. Лучше разделяются узкие крупные фракции (40-70 мм, 70-150 мм), при этом иглы целесообразно располагать с шагом, равным $2/3$ размера зерен щебня. Поверхность барабана необходимо периодически очищать от налипшей глины.

Глиновыделитель более совершенной конструкции с убирающимися иглами на нерабочей стороне (с целью их очистки) создан ВНИИстройдормашем. На поверхности барабана располагают металлические штыри с заостренными концами. Данный глиновыделитель рассчитан для удаления глины из гравия крупнее 70 мм. Снаружи игольчатого барабана эксцентрично расположен кожух с прорезями, для штырей. При вращении рабочего барабана штыри, проникая через прорези кожуха освобождаются в нижнем положении от нанизанной глины.

ВНИИжелезобетон разработал сепаратор ВСГ для выделения глины из щебня под действием центробежных сил. Исходный материал по течке загружается на разбрасывающую тарелку и ее ребрами разбрасывается на внутреннюю поверхность вращающегося и вибрирующего с амплитудой A в вертикальной плоскости конуса. Упругие зерна гравия (коэффициент восстановления 0,5-0,7) отскакивают от жесткой поверхности конуса и попадают в сборник гравия, откуда высыпаются на конвейер. Комки глины под действием центробежной силы удерживаются на внутренней поверхности конуса, под действием направленных колебаний сползают вниз, через разгрузочные окна поступают в кольцевую течку и периодически удаляются из аппарата. Основным недостатком сепараторов является разделение материала с крупностью выше 40 мм [1, 2].

ПК ООО "Видис", осуществляющем переработку отвала флюсовых известняков ОАО "ДФДК", с целью разрушения конгломератов и удаления глинистой оболочки с поверхности известнякового щебня использован метод избирательного дробления с применением роторной метательной машины ММ-1. Роторная метательная машина ММ-1 представляет собой цельнометаллический ротор, на котором закреплены четыре съемные лопасти, помещенный в корпус из износостойкой стали. Метательная машина установлена между приводным барабаном ленточного конвейера (подающим питание на машину) и грохотом, на котором осуществляется извлечение из щебня фракцией 5-15 мм фракции 0-5 мм, образовавшейся при разрушении конгломератов и глинистой оболочки щебня. После удара о лопасть куски щебня, много раз ударяясь о стенки корпуса, разгружаются внизу на грохот. В результате удара малопрочные глинистые включения, комовая глина и конгломераты разрушаются, а известняк (более

Загальні питання технологій збагачення

прочный) при этом не разрушается. Щебень, выделенный при переработке текущих отходов, содержит 1-2% илисто-глинистых частиц, на его поверхности отсутствует глинистая оболочка. Влажность перерабатываемого материала не более 4-5% [8, 9].

Недостатком избирательного дробления является необходимость дополнительной сушки исходного материала до 4-5%, из-за сложности переработки известнякового щебня из отвалов с повышенной влажностью 10-12%.

Современные валковые грохота позволяют принимать заглиненную горную массу с крупностью до 1200 мм и деления ее на узкие фракции от 120 до 40 мм. Подача исходного материала производится в бункер, выполненный в виде одно- или двухкаскадного валкового грохота, с набором дискообразных эксцентриков. В настоящее время около 40 зарубежных фирм серийно выпускают валковые грохоты, которые хорошо себя зарекомендовали при переработке полезных ископаемых различной крупности и производительности. Анализ работы этих грохотов (классификаторов) показал, что их производительность в 2,0÷2,5 раза выше неподвижных колосниковых и вибрационных грохотов. К недостаткам изученных конструкций относится применение приводов в виде редуктора-двигателя на каждую пару валков, цепной передачи с консольной установкой звездочек на каждом валу, клиноременных передач. Эти дополнительные трансмиссии значительно увеличивают массу классификатора, требуют дополнительного энергопотребления и усложняют обслуживание.

Интенсификация деления осуществляется путем применения различных типов эксцентриковых валков, а также изменения цикла поступательных и возвратных вращений всего каскада валков [6, 10].

Недостатком валковых грохотов является недостаточная эффективность деления при делении узких фракций менее 50 мм, связанная с особенностью конструкции валков, низкий коэффициент живого сечения и высокая металло- и энергоемкость. Однако производительность такой классификации при делении по крупности от 50 до 120 мм может достигать 300-800 т/ч.

Также Институтом геотехнической механики им. Н.С. Полякова НАН Украины был создан вибрационный валковый грохот, по возможности максимально отвечающего требованиям производства и технологии переработки трудногрохотимых материалов. На основании выполненных исследований создана новая конструкция валкового вибрационного грохота.

Выполненный комплекс исследований показал, что использование вибровозбуждения рабочего органа и дебалансных валков в виде просеивающей поверхности, а в качестве привода – одного или двух мотор-вибраторов, позволяет значительно упростить конструкцию, снизить ее вес и энергопотребление без снижения производительности и эффективности классификации. Валки вращаются синхронно, в одну сторону, установлены в корпусе параллельно с регулируемым зазором, определяющим крупность деления горной массы. Грохот устанавливается горизонтально с отрицательным или положительным углом наклона в сторону транспортирования. Диаметры валков подбираются в зави-

симости от крупности разделения и угла захвата требуемого класса крупности разделения.

Экспериментальные образцы таких классификаторов позволили показать их высокие технологические и эксплуатационные качества, получить зависимости технологических показателей от режимных, конструктивных параметров и свойств горной массы и создать конструкции нового технического уровня, испытания которых проводились в промышленных условиях при классификации трудногροхотимых материалов.

К общим недостаткам вибрационных валковых грохотов следует отнести низкую эффективность просеивания по классу крупности ниже 20-30 мм, низкий коэффициент живого сечения и сложность длительного удержания материала на деке [4].

Анализ исследований и публикаций показывает, что обогащение мокрым способом имеет ряд существенных недостатков, а методы и технологии разделения влажного карбонатного сырья сухим способом ограничиваются выделением фракций очищенного известнякового щебня из текущей технологии или отвала не выше 20-30 мм или с влажностью менее 4-5%, что не удовлетворяет кондиционным требованиям как производству флюсов для доменных печей, так и для агломерационных фабрик.

Решение проблемы. Актуальная научно-практическая задача состоит в определении оценки степеней влияния как качественных (химический состав кондиционного флюсового щебня, содержание глинистых частиц, прочность, влажность, и т.д.), так и количественных (производительность, удельные затраты энергии) параметров на показатели обогащения известняка, а также определение наиболее влиятельных из них. Это позволит исследовать закономерности и теоретически обосновать рациональные диапазоны использования и режимы работы обогатительных машин технологической линии обогащения карбонатного сырья, а также повысит степень извлечения очищенного известняка в кондиционные флюсовые фракции для агломерационных фабрик.

Выводы

Внедрение такого процесса обогащения на практике позволит увеличить количество и качество мелких и средних кондиционных фракций известнякового щебня, снизить объем образуемых отвалов и уменьшит время простоев всей технологической линии на предприятиях, перерабатывающих известняки из неоднородных карбонатных месторождений.

Список литературы

1. Шлаин И.Б. Разработка месторождений карбонатных пород. – М.: Недра, 1968. – 293 с.
2. Шлаин И.Б. Разработка месторождений нерудного сырья. – М.: Недра, 1985. – 344 с.
3. Олюнин В.В. Переработка нерудных строительных материалов. – М.: Недра, 1988. – 232 с.
4. Надутый, В.П., Остапенко В.А., Ягнюков В.Ф. Синтез параметров валковых класси-

Загальні питання технологій збагачення

фикаторов вибрационного типа: Монография. – К.: Наук. думка, 2006. – 188 с.

5. Вайсберг Л.А., Картавый А.Н., Коровников А.Н. Просеивающие поверхности грохотов. Конструкции, материалы, опыт применения. – СПб.: Изд-во ВСЕГЕИ. 2005. – 252 с.

6. Электронный ресурс: <http://drobmash.ru/ru/oborudovanie/216/217/> .

7. Рогаченко А.М., Волкова Т.П. Исследование качества известняков с целью оптимизации отработки Родниковского месторождения // Научные труды ДонНТУ: Серия "Горно-геологическая". – 2011. – Вып. 13(178). – С. 15-20.

8. Назимко Е.И., Лазарева Т.А., Лазарев А.М. Комплексное использование известняков Еленовского месторождения //Збагачення корисних копалин. Наук.-техн. зб. – 2012. – Вып. 50(91). – С. 7-11.

9. Лазарева Т.А. Исследование технологии подготовки известняков с целью комплексного использования сырья: Реф. дипломного проекта. – Донецк: ДонНТУ. – 2011. Электронный ресурс: <http://www.uran.donetsk.ua/~masters/2011/igg/lazareva/diss/index.htm>

10. Электронный ресурс: <http://www.august-mueller.com/en/machine-construction/index.html> .

© Дрешпак А.С., 2015

Надійшла до редколегії 15.06.2015 р.

Рекомендовано до публікації д.т.н. П.І. Піловим

UDC 622.7

V.P. KRAVCHENKO, PhD

(Ukraine, Mariupol, "Era plus"),

V.F. GANKEVICH, PhD, A.A. PASHCHENKO, PhD

(Ukraine, Dnipropetrovs'k, National Mining University)

INFLUENCE OF PHYSIC-MECHANICAL PROPERTIES ON A CHOICE OF METALLURGICAL SLAGS PROCESSING TECHNOLOGY

The way of their primary processing has the main impact on a choice of technology of processing of metallurgical slags in products. Primary processing in this case is meant as cleaning of slags from slag units and all subsequent operations of thermal and mechanical impact on fusion of slag at its cooling and hardening.

Known ways of primary processing do not guarantee obtaining the most effective properties of slags, but have impact on their manifestation. In [1, 2] most perspective direction the furnace slag processing (granulation) with correction of fusion properties and the subsequent stabilization of necessary slags quality due to management of crystallization process is considered. Now the level of primary slag processing is defined by a type of metallurgical production and physic-mechanical properties of slag fusions.

The majority of slag fusions by blast furnace production have the "extended" pe-

riod of increase of viscosity in the range of temperatures 1450 – 800 °C. It promotes creation of conditions for impact on the mode of crystallization and receiving various slag productions (granulated slag, crushed stone, slag wool, etc.).

Unlike blast furnace, steel-smelting slags are characterized by intensive increase in viscosity and a narrow interval of cooling.

At such increase in viscosity possibility of fusions processing is at a loss.

Recently started applying to preprocessing of steel-smelting slags widely a thermoshock way of crushing which consists in intensive cooling of slag fusion after its pouring in tank on the prepared surface. The intensification of cooling is carried out by watering of fusion or compulsory cooling of receiving tank, a platform. Critical tension at sharp temperature difference for rather short period is artificially created.

It is experimentally established that isotropic, and also partially crystalized, rather fragile materials to which it is possible to carry also the hardening slags, certainly, in that case when in any of the directions in them some is reached the critical stretching tension. The deformations arising thus are a consequence of a rupture of interatomic communications.

Practical application of thermal shock when processing metallurgical slags does not exclude operation of crushing, classification, crushing for production of commodity slag production (crushed stone, sand, dust, etc.).

At a choice of the equipment for mechanical processing of solid metallurgical slags it is important to consider their physic-mechanical properties different from properties of minerals.

Metallurgical slags in the course of cooling and long storage are subject various look in the open air to structural transformations which are followed by change of volume, forms, weight and other physical properties. At silicate disintegration depending on a chemical composition to 85-90% of a slag monolith can turn into dust. Limy and ferrous disintegrations lead to emergence both micro and macro cracks and to destruction of separate grains of slag. Intensity of disintegration processes is various. Depending on temperature, a state of environment and a way of primary processing disintegration can proceed from several hours to several years.

The analysis of particle size distribution of slags of old dumps and tendency of releases confirms this situation (the tab.1 and fig. 1).

Distinctive feature of metallurgical slags is existence in them of metal inclusions in the form of shapeless pieces, joints of metal and slag. The slag reinforced by metal possesses qualitatively new properties in comparison with its components. It is possible to speak about slag as about composite material. Availability of metal in slag increases its volume weight, changes the mechanical durability, resistance to disintegration, etc.

Introduction in technology of primary processing of slags of a way of thermocrushing leads to stabilization in slags hydraulically of active phases. Together with it in blankets of slag there is a stabilization of a vitreous and fine-crystalline phase which possesses the high primary hardness and abrasivity.

Type of slag	Average particle size distribution of dump and current slags					
	The full remains on sets with sizes of openings (mm), %					
	300	120	70	40	20	10
Dump (mix blast furnace and steel-smelting)	3	4	5	10	32	46
The current martin	10	28	53	62	77	85
Current converter after crushing	10	47	55	67	78	88

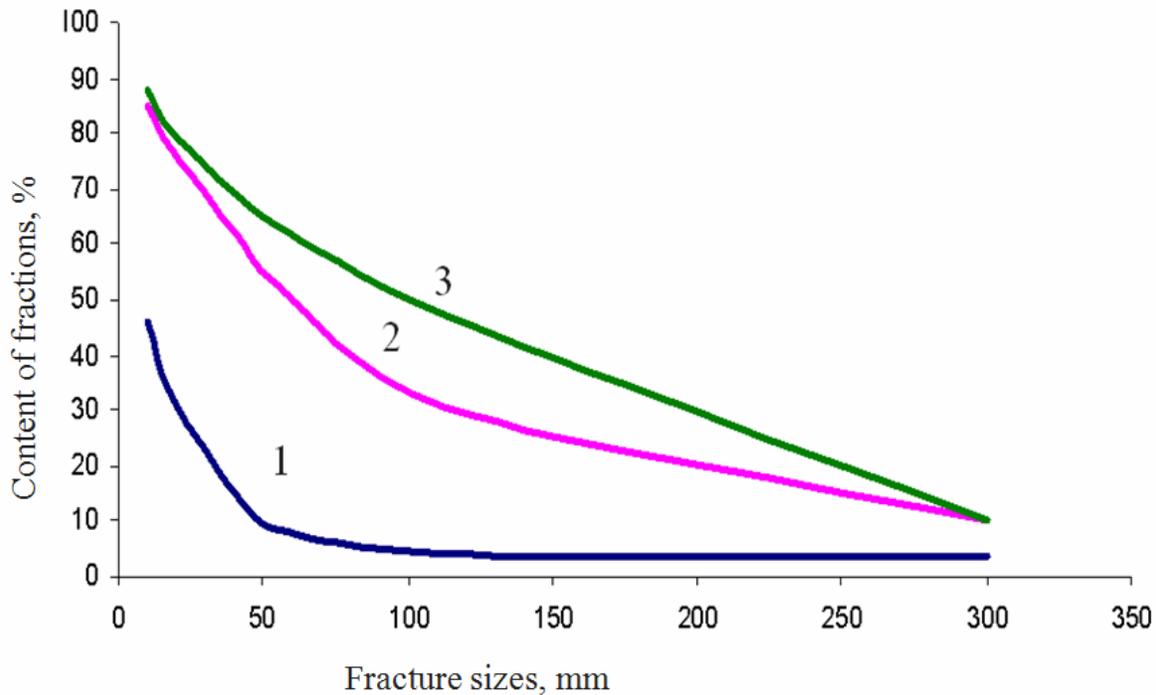


Fig. 1. Change of particle size distribution of dump slags rather current:
1 – dump slag; 2 – current martin; 3 – current converter

Noted factors along with other mining technological properties define a choice of the equipment and technology of processing of metallurgical slags.

The main operation when processing of the breaking-up metallurgical slags (disintegration of 70%) their separation into silicate and metal components is. It is for this purpose used gravitational and inertial or gravitational and centrifugal qualifiers, and also air-through and air-closed separators. In these units under the influence of centrifugal and gravitational forces and the directed streams of air separation of material according to fineness and density is made.

Thin, easy fractions are brought out of devices, on system of pneumotransport move in silage warehouses and are shipped to the consumer. Large and heavy particles are exposed to crushing and fractionation with passing metal extraction.

Depending on magnetic properties of metal inclusions in slags electromagnetic separators and iron separator with strong and weak magnetic fields are applied.

In technological schemes of processing of the breaking-up slags air qualifiers for extraction of not magnetic and low-magnetic metal inclusions found application.

The choice of the crushing equipment is made from calculation of fineness of slag, necessary productivity, and quality of products and existence of metal inclusions. The amount of metal inclusions in the current slag practically does not give in to exact definition. Therefore at a choice of head crushers apply additional measures to decrease in probability of metal hit and it's jamming in a crusher. For this purpose in a crusher obviously increase the size of an output crack.

Characteristics of grain composition of dump slags (see the tab.1) show that the sifting and extraction of metal have to be the main operations for their processing. One more distinctive feature of dump slags is smaller values of abrasivity in comparison with slags of the current exit. Indicators of abrasivity of dump slags are 1,5-2 times lower, than at slags of the current exit. Therefore when processing dump slags it is expedient to apply the domestic mobile crushing equipment on the basis of jaw and rotor crushers. The last differ in high extent of crushing and provide the admission of not split up metal inclusions.

Operation of extraction of metal inclusions from slags is used as accompanying processes of crushing and a sifting now.

In a source [3] it is provided the description of a way of processing of dump metallurgical slags which includes two stages of crushing, sifting and the subsequent dry magnetic separation after which large, average and small magnetic fractions arrive on a warehouse, and averages and large not magnetic fractions are also transferred to a warehouse for the subsequent use them as construction materials. The small not magnetic fraction is crushed to a fine state in a jet mill and divided into fraction with a specific surface $0,5 - 0,8 \text{ m}^2/\text{g}$ which is besieged in a cyclone and fraction with a specific surface $0,8 - 2,0 \text{ m}^2/\text{g}$ which is besieged in the filter. The first fraction is used as the independent knitting material and as an additive to cement, and the second is used as microfiller for receiving high-strength and dense concrete (fig. 2).

In the technological scheme (fig. 2) on the basis of results of research [4] fine jet crushing of slags is used at a final stage of processing. This new direction in technology of processing of metallurgical slags also has advantages in economic and ecological aspects in comparison with the existing technologies. According to this technological scheme it is possible to recycle also slags of the current exit.

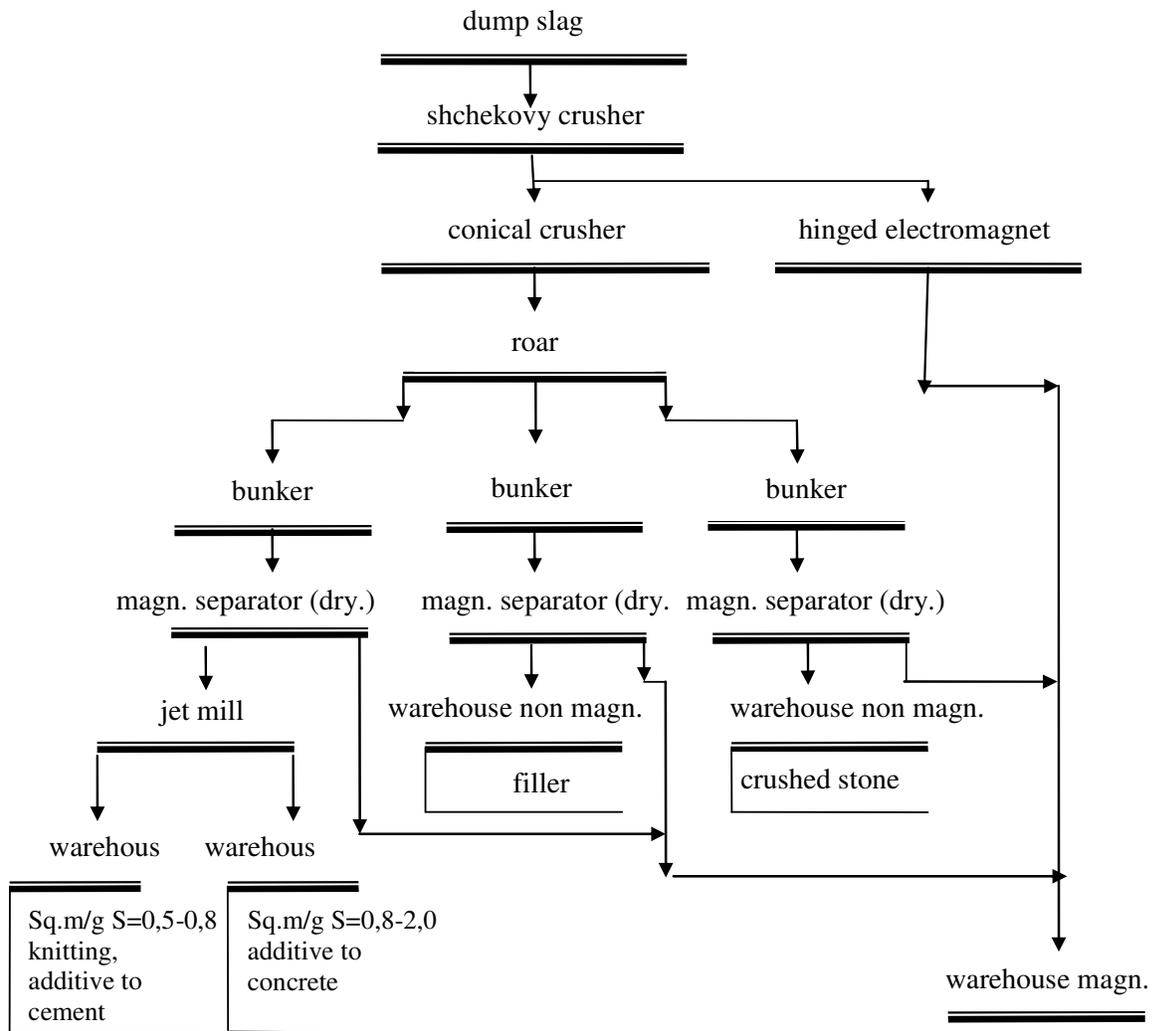


Fig. 2. Technological scheme of processing of dump metallurgical slags

Disintegration of slags of the current exit, their high abrasivity and drying of a surface of pieces of slag after operation of thermocrushing leads to formation of a large amount of dust in the course of processing. Known ways of aspiration do not provide the demanded sanitary conditions in the main technological bridges of slag processing installations. Therefore in new slag processing complexes it is necessary to provide dust removal of initial slag in the reception bunker at delivery it to the technological line, at transportation and in pour point, applying for this purpose intensive having blown in pieces of slag and use of such means for collecting dust, as pneumotransport, dust precipitators, cyclones, pneumoqualifiers, and. properties of dust-like fractions, their sizes, availability of metal, soaring speeds, other taking into account density.

Literature list

1. Панфилов М.И., Коломиец В.А., Орининский Н.В. Пути перевода доменных цехов предприятий ВПО "Союзметаллургпром" на работу без шлаковых отвалов // Сб. УралНИИЧМ. – Свердловск, 1982. – С. 5-12.
2. Панфилов М.И. Металлургический завод без шлаковых отвалов. –М.: Metallurgia, 1978.
3. Пат. 18107, Украина, В 03С 1/00. Способ переработки отвальных металлургических шлаков / В.П. Кравченко, И.Н. Фектисов, В.А. Струтинский, А.В. Черкасов; заявитель и патентообладатель ПАО "ММК им. Ильича". – № 200605806; заявл. 26.05.2006; опубл. 16.10.2006, Бюл. № 10, 2006.
4. Кравченко В.П., Струтинский В.А. Гидравлическая активность доменных шлаков. – М.: Сталь, 2007. – № 1. – С. 94-95

© Kravchenko V.P., Gankevich V.F., Pashchenko A.A., 2015

Надійшла до редколегії 20.08.2015 р.

Рекомендовано до публікації д.т.н. К.С. Заболотним

УДК 622.7

К.Л. ШПИЛЬОВИЙ

(Україна, Маріуполь, ТОВ "Азов-Мінералтехніка")

ОБҐРУНТУВАННЯ НАПРЯМКІВ ТЕХНОЛОГІЧНИХ ДОСЛІДЖЕНЬ ПО ЗБАГАЧЕННЮ БІДНОЇ РУДИ МАЗУРІВСЬКОГО РІДКІСНОМЕТАЛІЧНОГО РОДОВИЩА

Проблема та її зв'язок з науковими і практичними завданнями

Мазурівське родовище бідних рідкіснометалічних руд розроблялося до середини 1960-х років. Незважаючи на комплексний характер руд родовища – циркон, пірохлор, нефелін, польові шпати, – видобування їх велося лише з метою вилучення циркону. Низький вміст циркону в руді та високі витрати на його вилучення робили родовище неконкурентоспроможним в порівнянні з Малишевським цирконієвим родовищем в Дніпропетровській області, що й спричинило його консервацію.

Залучення руд родовища до переробки сьогодні є актуальним завданням з огляду на те, що Мазурівське родовище – єдине в Україні потенційне джерело ніобію, нефеліну та польових шпатів. Комплексне використання всіх корисних копалин дозволяє знизити собівартість виробництва та створює передумови економічно ефективної експлуатації родовища [1].

Аналіз досліджень і публікацій. Дослідження збагачуваності бідних і важко збагачуваних руд Мазурівського родовища проводилися з 50-х років минулого століття різними науковими організаціями СРСР [2-4]. Результатом численних досліджень по збагаченню руд родовища була розробка багатьох технологічних

Загальні питання технологій збагачення

схем збагачення, збудовані дослідні та промислові фабрики. Але з низки об'єктивних причин діючі виробництва були зупинені та закриті, а нові так і не збудовані та не введені в експлуатацію. Розроблені раніше технології переробки руд Мазурівського родовища виявилися малоефективними. Вони не забезпечували отримання якісних концентратів (особливо пірохлорового) при достатньо високому ступеню вилучення, або вимагали великих витрат на їх реалізацію [3].

Постановка задачі. Метою технологічних досліджень по збагаченню бідних рідкіснометалічних руд Мазурівського родовища є розробка раціональної та економічної схеми, яка забезпечує отримання високоякісного цирконового та польовошпатового концентратів, що відповідають вимогам євростандартів, та ніобієвого (піохлорового) промпродукту.

Викладення матеріалу та результати. При виборі перспективних напрямків досліджень по збагаченню цього виду сировини були враховані основні особливості речовинного складу руди.

Так, встановлено, що пірохлор Мазурівського родовища окрім низького вмісту в руді відрізняється дуже тонкою вкрапленістю (менше 0,10-0,06 мм) та високим ступенем розсіювання. Для отримання пірохлорових концентратів з відносно високим рівнем вилучення необхідне тонке подрібнення вихідної руди (0,1-0,09 мм, або 60-70% класу -0,074 мм).

Однак тонке подрібнення призводить до значних втрат як пірохлору, так і циркону зі шламами, вилучення мінералів рідкісних металів з яких є малоефективним. Одночасно тонке подрібнення сировини ускладнює та знижує ефективність вилучення залізовміщуючих мінералів з основного товарного продукту – польовошпатового концентрату.

Результати багаторічних досліджень по збагаченню бідних пірохлор-цирконових руд Мазурівського родовища свідчать про те, що при використанні різних технологічних схем можуть бути отримані бідні пірохлорові продукти (5-10% Nb₂O₅), які є нестандартною сировиною для наступної металургійної переробки, з низьким вилученням ніобію [4].

Одночасно, достатньо високий вміст діоксиду цирконію (0,65-0,67%) в руді Мазурівського родовища в поєднанні з відносно крупною вкрапленістю циркону дають підстави вважати, що з цих руд можливим є отримання багатих цирконових концентратів (55-60% ZrO₂) з вилученням діоксиду цирконія на рівні 65-75%.

Таким чином, при виборі схеми збагачення складних пірохлор-цирконових руд Мазурівського родовища пріоритетним технологічним фактором стала можливість отримання високоякісного нефелін-польовошпатового концентрату, а також забезпечення випуску цирконового концентрату [5].

Бідні за вмістом пентоксиду ніобію і танталу пірохлорові продукти можна розглядати в якості супутньої продукції, отримання якої не вплине негативно на показники збагачення польовошпатового та цирконового концентратів [6].

Найбільш розповсюдженим методом збагачення нефелін-польовошпатових

та польовошпатових руд є гравітаційне збагачення із застосуванням концентраційних столів, гвинтових сепараторів, відсадочних машин. Доводка чорнових гравітаційних концентратів здійснюється в залежності від мінерального складу концентратів методами магнітної та електричної сепарації, флотації, флотогравітації [7]. При виборі схеми збагачення пірохлорових руд Мазурівського родовища корисно використовувати практику збагачення бідних польовошпатових руд Вишневогірського родовища (Середній Урал). Протягом багатьох років підприємство переробляло бідні пірохлорові руди з вмістом 0,09-0,10% пентаокси ніобію.

Крім пірохлору в руді присутні магнетит, циркон, сфен, ільменіт, сульфід, апатит. Основні супутні мінерали – польові шпати, біотит, егірин, карбонати.

На збагачувальній фабриці Вишневогірського рудоуправління застосовували гравітаційну схему збагачення руди з доводкою чорнових концентратів, яка включала вилучення з концентрату сульфідів та апатиту флотогравітацією та флотацією, магнітною та електричною сепарацією пірохлорових концентратів. Вилучення пентоксиду ніобію в концентрат з вмістом 37-40% Nb_2O_5 , складало 50-55% від вихідної руди [7].

Хвости гравітаційного збагачення після доздрібнення направляли в цикл отримання польовошпатових концентратів.

Хвости крупністю -0,15 мм піддавали послідовно флотації карбонатів (збирач-таллова олива), та біотиту. Флотацію біотиту здійснювали катіонними збирачами (АНП, ГПХ та іншими в лужному середовищі). Камерний продукт флотації після сушіння направляли на очисну магнітну сепарацію в сильному полі для вилучення залишків залізовміщуючих мінералів. В результаті польовошпатова секція ВРУ виробляє товарні польовошпатові концентрати марок ПШС-0,3-0,5. Вихід шпату складає 60-65% від вихідної руди .

Співробітниками Вишневогірського рудоуправління та Гиредмету в 1980-ті роки проведені лабораторні та дослідно-промислові дослідження, спрямовані на підвищення вилучення пірохлору з важкозбагачуваних промпродуктів та шламів. Дослідження проводили за двома основними напрямками:

1) довилучення пірохлору із шламів та тонкозернистих продуктів із застосуванням спеціального гравітаційного обладнання – шламових концентраторів та концентраторів фірми Бартлез-Кроссбелт (Великобританія);

2) флотаційна доводка важкозбагачуваних продуктів на основі прямої селективної флотації пірохлору в кислому середовищі катіонними збирачами.

В світовій практиці концентраційні столи Бартлез-Мозлі та сепаратори Кроссбелт успішно застосовують для вилучення тонких частинок із важкозбагачуваних продуктів, в деяких випадках разом з іншими гравітаційними процесами або флотацією. На фабриках СРСР працювало понад 200 установок такого типу, в основному для довилучення касситериту (Сонячний ГЗК).

Ефективна крупність частинок при збагаченні на концентраторах Бартлез-Мозлі та Кроссбелт складає 0,005-0,100 мм [8, 9].

Використання шлюзів Бартлез-Кроссбелт не дало очікуваних результатів.

Загальні питання технологій збагачення

Цей апарат виявився складним в експлуатації, його застосування вимагає ретельної підготовки вихідного живлення та підтримки стабільних параметрів по продуктивності (навантаженні), густині, гранулометричному складу. Отримані шламові концентрати відрізнялися низьким вмістом пірохлору при невисокому ступеню концентрації та низькому вилученні пентоксиду ніобію.

При збагаченні руд Мазурівського родовища отримані обнадійливі результати при використанні сучасного гравітаційного обладнання – відцентрового концентратора Нельсона. Відцентрові концентратори найбільш ефективні при збагаченні руд, що містять золото та платину, що забезпечує високу рентабельність процесу [10]. Тому доцільним є продовження досліджень в цьому напрямку.

Довилучення пірохлору з промпродуктів та шламів доводочного відділення Вишневогірського рудоуправління методом селективної флотації виявилось перспективним напрямком. З продуктів, що містять 1-2% Nb_2O_5 , були отримані флотаційні концентрати з вмістом 30-35% пентоксиду ніобію з вилученням 65-75% від операції. Схема флотації включала основну, контрольну операції та три перемішувальні флотації.

В якості колектора використовували катіонні реагенти на основі алкілпропілендіамінів канадської фірми "Армак" та російського виробництва Флон А і Флон Б, розроблені *Гиредметом*.

Дослідження реагентних режимів флотації пірохлору на основі діамінів може бути корисним при розробці технологічної схеми збагачення бідних ніобієво-цирконієвих руд Мазурівського родовища.

Вцілому, гравітаційній схемі для первинного збагачення бідних пірохлорових руд притаманна низка достоїнств: простота схеми, використання традиційного стандартного обладнання, що виробляється в межах СНД, високий рівень вилучення циркону, створення сприятливих умов для отримання нефелін-польовошпатових концентратів з хвостів гравітації внаслідок того, що частина залізовісуючих мінералів концентрується в гравітаційних концентратах. Крім того, при використанні гравітаційної схеми скорочується фронт доводки завдяки достатньо малому виходу чорного гравітаційного концентрату.

Основним недоліком гравітаційної схеми збагачення руд, що містять тонковкраплений пірохлор, є низький рівень вилучення пірохлору (до 50%).

При гравітаційному збагаченні крупних класів руди пірохлор не розкривається і втрачається з хвостами, при переробці більш тонких фракцій руди цей мінерал переходить в шлами і не піддається концентрації на стандартному обладнанні. Проблема збагачення нефелін-польовошпатових та польовошпатових пірохлор-цирконових руд з низьким вмістом рідкісних металів стояла перед технологіями вже достатньо давно. Особливо інтенсивно лабораторні дослідження по альтернативному гравітаційно-флотаційному методу збагачення цього виду сировини проводили в 50-70 роки минулого століття співробітники інститутів Минцветметзолото, МИСиС, ЦНИГРИ, Механобр, Уралмеханобр, ВИМС, Ир-гиредмет.

В роботах, присвячених флотації пірохлору з бідних ніобієво-цирконієвих

руд, встановлено декілька загальних закономірностей та отримані обнадійливі результати [7, 11].

Встановлено, що при флотації пірохлору з польовошпатово-егіринових та нефелін-польовошпатових руд можна отримати низькосортні концентрати, що містять 0,5-8,0% пентоксиду ніобію при вилученні ніобію від 50 до 85% та степеню концентрації 5-25.

Показники збагачення (ступінь концентрації та якість концентрату) залежать від вмісту в руді супутніх мінералів з близькими до пірохлору флотаційними властивостями, та від вмісту пірохлору у вихідній сировині.

Так, при флотації польовошпатових руд з вмістом 0,5-0,8% пентоксиду ніобію отримані концентрати з вмістом 27-33% Nb_2O_5 , а при вмісті у вихідній руді 0,1% Nb_2O_5 якість концентрату знижується до 0,5%.

Для нефеліно-польовошпатових руд з вмістом 0,08-0,11% Nb_2O_5 ступінь концентрації не перевищувала 2,5.

Крім того, на показники збагачення бідних пірохлорових руд флотаційним методом великий вплив має величина вкрапленості пірохлору, характер зрощення з мінералами пустої породи і, власне, флотаційні властивості пірохлору, різні для пірохлорів кожного з родовищ. Пірохлор з ніобієвих руд флотували різними колекторами: олеїноюю кислотою, алкілсульфатами, катіонними збирачами.

В літературі описано два основних види чисто флотаційних схем збагачення бідних Nb-Zr руд. Для здійснення кожної з них необхідно двостадійне подрібнення вихідної руди до крупності 70-85% класу -0,074 мм. По першому варіанту руда піддається колективній основній флотації, при цьому пірохлор та близькі йому за флотаційними властивостями мінерали вилучаються в чорновий флотаційний концентрат. В камерному продукті основної флотації залишається польовий шпат та нефелін.

З чорнового флотаційного концентрату послідовно флотували кальцит та біотит, потім після кислотної обробки вилучали пірохлор і циркон в колективний концентрат [7].

За другим варіантом подрібнена руда після знешламлення поступає на кальцитову флотацію, далі з камерного продукту флотації карбонатів флотували слюду, після чого здійснювали колективну пірохлор-цирконову флотацію, концентрат якої піддавали селективній флотації циркону та пірохлору з виділенням пірохлорового і цирконового продуктів [7].

При збагаченні руди за першим варіантом схеми, проведеному в напівпромислових умовах, отримані наступні технологічні показники. З польовошпатової руди з вмістом 0,128 % пентоксиду ніобію та 0,18% діоксиду цирконію, виділений пірохлор-цирконовий концентрат з вмістом 6% Nb_2O_5 та 9% ZrO_2 при вилученні відповідно 78 та 80% від вихідної руди, а також польовошпатовий концентрат с виходом 52-55% від руди. Польовошпатовий концентрат містив 10,4% Na_2O+K_2O , 62,0% SiO_2 , 23,7% Al_2O_3 , 0,5% Fe_2O_3 .

На жаль, розробки чисто флотаційних схем збагачення бідних пірохлор-

Загальні питання технологій збагачення

цирконових руд не отримали реального впровадження в промисловості.

Оцінюючи переваги та недоліки флотаційних схем переробки пірохлорових руд можна відмітити, що безсумнівною їх перевагою є високе вилучення рідкісних металів в бідні колективні пірохлор-цирконові або окремі пірохлорові та цирконові продукти.

В той же час вищезгаданим схемам притаманні і суттєві недоліки: необхідність тонкого подрібнення руди і, як наслідок, утворення великої кількості шламів, що порушує селективність флотації; багатоопераційність технологічної схеми, що, зокрема, включає кислотну обробку та операцію зміни рідкої фази, крім того – необхідний широкий асортимент і великі витрати флотаційних реагентів. На флотацію направлявся весь обсяг руди; очищення стічних вод флотації обов'язкове; слід констатувати низький вихід польовошпатового концентрату, а також низьку ефективність розділення колективних пірохлор-цирконових продуктів з отриманням кондиційного цирконового концентрату.

Разом з тим сьогодні флотація стає основним методом отримання пірохлорових концентратів за кордоном.

З появою нових ефективних колекторів пірохлору та розробкою реагентних режимів селективної його флотації з багатих карбонатитових руд і руд кори вивітрювання карбонатів стала можливою ефективна переробка цього типу ніобієвої сировини [12].

Однією з перших збагачувальних фабрик, на якій впровадили флотацію пірохлору з карбонатитів, стало збагачувальне виробництво по переробці руд великого родовища Ока (Канада) [13].

З руди з вмістом 0,8-2,0% Nb_2O_5 отримали пірохлоровий концентрат з вмістом 50-53% Nb_2O_5 , 0,06% P та 0,1% S при вилученні пентоксиду ніобію від вихідної руди 70-80%.

В якості колекторів пірохлору застосовували поєднання первинних амінів та діамінів. Аналогічні реагентні режими використовуються при збагаченні пірохлорових руд найбільшого в світі родовища Араша (Бразилія) та родовища Ніобес (Канада). На цих підприємствах виробляють багаті пірохлорові концентрати, придатні для витоплення марочного фероніобію, по схемі, що включає пряму селективну флотацію пірохлору [14-16].

Сьогодні реагентні режими флотації пірохлору на основі поєднання катіонних збирачів, розроблених *Гуредметом*, успішно використовуються при доводці чорнових гравітаційних концентратів Татарського родовища. Чорнові концентрати містять 6-7% Nb_2O_5 . З цієї сировини після флотації слюди та прямої флотації пірохлору виділяють флотаційні ніобієві концентрати з вмістом 60-62% Nb_2O_5 з вилученням 75-80%.

Важливим технологічним моментом, який має бути врахованим при виборі найбільш перспективної схеми збагачення рідкіснометалічних руд Мазурівського родовища, є та обставина, що пірохлору Мазурівського родовища притаманні магнітні властивості.

Результати досліджень речовинного складу руд Мазурівського родовища

свідчать про те, що пірохлор концентрується в магнітних фракціях при високій напруженості магнітного поля з вилученням до 55-65% від операції.

Магнітні властивості пірохлору успішно використовували дослідники ІМРУ та інших інститутів України при розробці схеми збагачення лежалих хвостів Мазурівського родовища. Мокра магнітна сепарація з високою напруженістю поля (до 20 кЕ) дозволяє суттєво підвищити вміст пентоксиду ніобію в магнітних фракціях збагачення гравітаційних концентратів та створює сприятливі умови для отримання цирконового концентрату, так як циркон концентрується в основному в немагнітних продуктах.

Висновки

На основі аналізу результатів досліджень речовинного складу і збагачувальності руди Мазурівського родовища та однотипних рідкіснометалічних руд були визначені найбільш перспективні напрямки технологічних досліджень по розробці схеми збагачення, яка передбачає отримання нефелін-польовошпатового і цирконового концентратів, та пірохлорового продукту.

Одним з напрямків може бути гравітаційна схема збагачення, що включає доводку чорного гравітаційного концентрату, як традиційними методами (гравітація, магнітна сепарація), так і з застосуванням флотації пірохлору. Основна частина польового шпату при такій компоновці схеми залишається в хвостах гравітації, з яких методами магнітної сепарації або флотації можна отримати кондиційний польовошпатовий концентрат.

Другим напрямком досліджень є перевірка в лабораторних умовах магнітно-флотаційної схеми збагачення руди Мазурівського родовища. Ця схема передбачає здійснення операції магнітної сепарації в голові процесу з виділенням відвальної магнітної фракції в слабкому полі (магнетит, біотит, егірін), концентрацію пірохлору в магнітній фракції при високій напруженості магнітного поля і отримання цирконово-польовошпатової немагнітної фракції.

Крім того, доцільним було б провести пошукові дослідження по прямій флотації пірохлору з вихідної руди та шламів дроблення і подрібнення.

При виборі схеми збагачення доцільно провести також попередній аналіз можливості вилучення з руди Мазурівського родовища супутніх цінних компонентів, які містяться в незначній кількості.

Для отримання якісних пірохлорових продуктів і цирконових концентратів необхідно передбачити операції вилучення сульфідів при доводці рідкіснометалічних концентратів, яка може здійснюватися методами флотації або електричної сепарації.

Список літератури

1. Зубков Л.Б., Прозорова М.В., Акоева Е.К. и др. Оценка минерально-технологических перспектив комплексной переработки ниобий-циркониевых руд Октябрьского месторождения: Отчет о НИР / Гиредмет. – М., 1984. – 124 с.

2. Тихонов С.А. и др. Изучение вещественного состава и технологических особенно-

Загальні питання технологій збагачення

стей 25 малообъемных проб руд Мазуровского месторождения: Отчет о НИР по теме 59/80-8 / ИМР. – Симферополь, 1985. – 125 с.

3. Шаповалов Г.М., Быков Ю.А. и др. Изучение вещественного состава и разработка схемы обогащения пироклоро-цирконовых руд Октябрьского месторождения: Отчет о НИР по теме / ИМР. – Симферополь, 1968. – 155 с.

4. Зив Е.Ф., Мамонтова Л.Н. Изучение вещественного состава и разработка схемы обогащения крепких комплексных руд Ждановского месторождения: Рукопись, фонды Гиредмета, 1957.

5. Попов Р.Л. Результати мінералогічних та технологічних досліджень руд Мазурівського родовища та рідкісноземельних руд України: Звіт про НДР по темі № 343. держ рег. 0197009822 / КВ УкрДГРІ – Симферополь, 2002. – 138 с.

6. Чистов Л.Б. Исследование и разработка технологии комплексной переработки коренных руд Мазуровского месторождения с получением полевошпатового и циркониевого концентратов, технических оксидов редких металлов, РЗЭ технической чистоты и сырья для производства поликремния: Отчет о НИР / ФГУП "ГИРЕДМЕТ" – М., 2004. – 126 с.

7. Полькин Е.И., Гладких Ю.Ф., Быков Ю.А. Обогащение руд тантала и ниобия. – М.: Госгортехиздат, 1963. – С. 105-111.

8. Технология минерального сырья на перепутье. Проблемы и перспективы / Сб. под ред. Б.А. Цилса, Р.В. Барлея. – М.: Недра, 1992. – С. 112.

9. Burt, R.O. and Mills, C., Gravity Concentration-Still Alive and Doing Well. CIM Bulletin, November, 1985.

10. Anon New Gravity Concentrator for Gold. CIM Bulletin, April. 1983.

11. Фишман М.А., Соболев Д.С. Практика обогащения руд цветных и редких металлов. – М.: Госгортехиздат, 1963. – Т. IV. – С. 539-542

12. Богданов О.С., Максимов И.И., Поднек А.К., Янис Н.А. Теория и технология флотации руд. – М.: Недра, 1980. – 384 с.

13. Небера В.П., Соболев Д.С. Состояние и основные направления развития флотации за рубежом. – М.: Недра, 1963. – С. 248-255.

14. Araxa niobium mine // Mining magazine. – 1982. – vol. 147, № 2. – P. 134-147.

15. Schabas W. Teck and Soquem cut ribbon on a unique // Canad. Min. J. – 1976. – vol. 97, № 7. – P. 10-17.

16. Biss BR Pyrochlore ore beneficcation at des services TMG Inc (Niobec) concentrator // Canadian Mining Journal. – 1982. – vol. 103, № 8. – P. 17-25.

© Шпильовий К.Л., 2015

*Надійшла до редколегії 21.08.2015 р.
Рекомендовано до публікації д.т.н. В.С. Білецьким*

УДК 622.73

В.И. ГОЛОВАНЬ,

Г.Г. ГУБИН, Л.В. СКЛЯР, канд. техн. наук

(Украина, Кривой Рог, Государственное ВУЗ "Криворожский национальный университет")

КОРОТКАЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ СХЕМА ДЛЯ ОБОГАЩЕНИЯ МАГНЕТИТОВЫХ РУД С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ТЕХНОЛОГИИ ДРОБИЛОК ТИПА HPGR

Общемировой спад, охвативший в последнее время рынок железорудного сырья, продолжается, так стоимость австралийского материала с 62% Fe_{tot} незначительно превышает отметку \$40-50 за т. Основным потребителем рудного сырья был Китай. Спрос на руду в этой стране сокращается вследствие уменьшения объемов выплавки стали, поэтому в обозримом будущем особого роста цен на железную руду и концентрат не предвидится.

Мировые цены на крупнокусковую руду и окатыши несколько выше, а на железорудный концентрат – ниже. Практически никто из лидеров по производству железорудного сырья: BHP Billiton, Vale, RioTinto – о сокращении добычи оглашать не спешат и не видят логики в снижении собственного производства [1, 2].

В связи с этими тенденциями, уже для выживания, а не для показателей, назрела необходимость сокращения затрат на производство концентрата. Для переоснащения фабрик спад на мировых рынках сырья – самое благоприятное время чтобы провести глубокую модернизацию.

Одним из существенных факторов, позволяющих снизить затраты на производство железорудных концентратов, по мнению авторов, является изменение топологии существующих "классических" технологических схем для обогащения магнетитовых руд в сторону сокращения всех основных операций и сведения их до необходимого и достаточного минимума [3].

Предлагаемые технологические схемы, как правило, включают в себя: крупное, реже среднее дробление, один прием измельчения и одну стадию магнитной сепарации.

Сегодня почти все основные производители горного оборудования такие, как: ThyssenKrupp, FLS, MetsoMinerals, Outotec и др. выпускают дробилки типа HPGR или ИВД – измельчающие валки высокого давления.

Все основные производители активно продвигают свои аппараты на рынке, внедряют в существующие и вновь строящиеся фабрики, разрабатывают и испытывают технологию HPGR. Сегодня модно считать, что измельчающие валки высокого давления (HPGR) представляют собой недостающее звено в цикле измельчения, что позволяет компаниям предложить клиентам несколько вариантов решений в соответствии с требованиями заказчиков к процессу измельчения.

Технология измельчения в валках высокого давления появилась в середине

Загальні питання технологій збагачення

80-х годов XX столетия. Приоритет ее создания принадлежит профессору Шонерту (Schonert, патент 1986 года). С середины 20-го века валковые прессы начали использовать в различных областях промышленности. Первоначальное применение в основном было сосредоточено на процессах в области брикетирования и компактирования сыпучих материалов.

Весьма важным является то, что дробилки HPGR имеют высокую производительность, достигающую до 2,5 тыс. т/ч, а это сравнимо с пропускной способностью мельниц полусамоизмельчения. Усиливается интерес к пресс-валковым дробилкам еще и потому, что они обеспечивают сокращение капитальных вложений и эксплуатационных расходов на рудоподготовку в сравнении с полусамоизмельчением. Сравнение капитальных и операционных затрат в циклах дробления для проектируемого предприятия производительностью 35 млн тонн руды в год. представлены в таблице 1.

Таблица 1

Сравнение капитальных и операционных затрат для циклов дробления

Схема	Капитальные затраты	Операционные расходы	Чистый дисконтированный доход
	(M\$USD)	(USD\$/t)	(M\$USD)
Сухой процесс дробилкой HPGR	860,00	44,30	3 579,00
Полусамоизмельчение замкнутый цикл	857,00	48,40	3 042,00

В сочетании с современными мощными конусными дробилками они могут составить серьезную конкуренцию технологии полусамоизмельчения. При незначительном превышении в капитальных затратах наблюдается снижение операционных расходов и повышение дохода в случае использования дробилок типа HPGR.

Одним из главных преимуществ данной технологии, в сравнении с традиционными методами дезинтеграции руд, является значительное сокращение энергопотребления до 0,9-3 кВт·ч/т. Кроме того, технология раздавливания рудных частиц в слое дает ряд существенных преимуществ для последующих процессов обработки по причине более щадящего раскрытия рудных зерен. Например, улучшение кинетики при выщелачивании и флотации, связанное с уникальным свойством пропагации трещин частиц материала после обработки на HPGR [4], снижение потерь магнетита в результате снижения количества сростков, которые в большом количестве образуются при преобладании ударного разрушения, например в барабанных шаровых мельницах.

Условно к недостаткам дробления в HPGR можно отнести то, что средний размер куска в питании не должен превышать 50-70 мм, т.е. в технологической схеме обязательно остается дробилка среднего дробления.

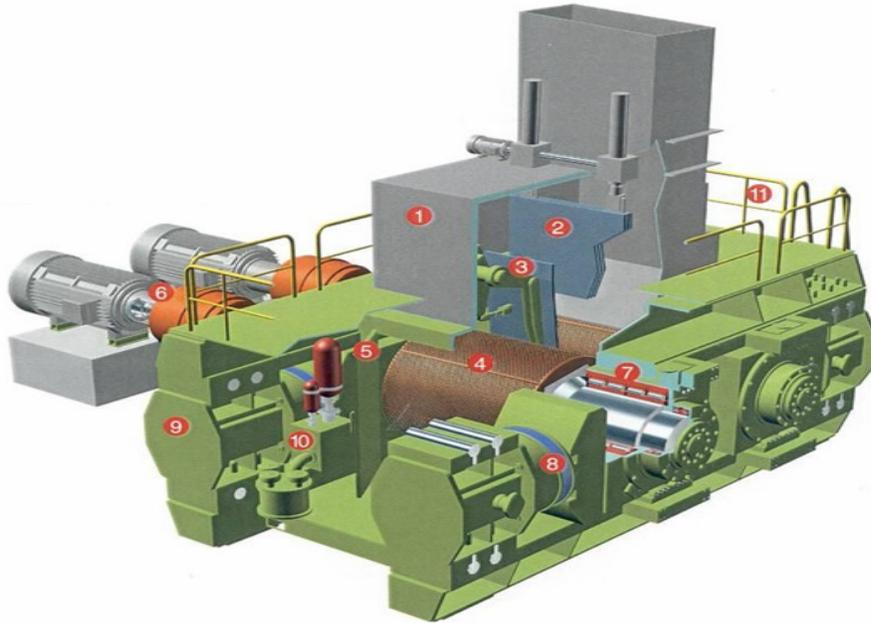


Рис. 1. Роллер-пресс фірми KHD:

- 1 – загрузочное устройство; 2 – дозирующая заслонка;
- 3 – регулирующая заслонка; 4 – валки роллер-пресса; 5 – инспекционная дверь;
- 6 – приводы валков через карданный вал и редуктор;
- 7 – цилиндрические роликовые подшипники;
- 8 – прижимные гидравлические цилиндры;
- 9 – рама; 10 – гидравлическая система сжатия;
- 11 – платформа оператора

Технологические схемы с использованием дробилок типа HPGR, там, где это применимо, имеют преимущества: более низкое удельное энергопотребление, сокращение расхода или исключение применения размольных тел, сокращение площади под размещение установки, более короткое время пуска-наладочных работ, более высокую эксплуатационную готовность оборудования в сопоставлении с эквивалентными схемами самоизмельчения, полусамозмельчения, шарового измельчения.

В процессе изучения процесса разрушения минеральной частицы между валками и между самими минеральными частицами доказано, что сжатие минеральной частицы между двумя рабочими органами (плитами, валками, и т.п.) приводит к измельчению только сжимаемой частицы, причем такой вид разрушения приводит к образованию различного типа сrostков, тогда как сжатие частицы между другими минеральными частицами приводит к разрушению всех находящихся в контакте частиц. В этом случае для достижения необходимой крупности продукта требуется значительно, почти на порядок, меньше энергии, расходуемой на такую же процедуру барабанными шаровыми мельницами [5].

Профессор Московского горного университета С.А. Гончаров, развивая

Загальні питання технологій збагачення

теорию разрушения твердых тел Гриффитса применительно к рудам, установил, что у железистых кварцитов со слоистой текстурой, отношение размеров минеральных зерен слагающих кварциты в направлении параллельном слоистости в 1,5 раза больше размера этих же зерен в направлении перпендикулярном слоистости. Следовательно, площадь срастания в направлении параллельном слоистости, будет в 2,25 раза больше площади срастания в направлении перпендикулярном их слоистости. Таким образом, чтобы при измельчении железистых кварцитов эффективно раскрыть зерна извлекаемого минерала на площадке срастания необходимо затрачивать разное, избирательное количество энергии, это трудно реализовать в шаровых мельницах и практически полностью реализуется при межчастичном, объемном разрушении в слое измельчаемого материала для дробилок HPGR.

Принцип измельчения в дробилках типа HPGR основан на эффекте межчастичного разрушения, раздавливания. Два валка вращающихся в противоположных направлениях, между которыми сжимается материал, являясь рабочими органами, на самом деле просто передают усилие, требуемое для разрушения минеральных частиц. Давление передается через вращающиеся валки на слой минеральных частиц и основная часть процесса разрушения происходит уже в слое частиц, т.е. непосредственно измельчающими рабочими органами в данном случае, можно считать сами частицы. Дробление одного хрупкого минерального зерна между двумя дробильными поверхностями означает дробление только этого зерна, в то время как дробление одного зерна между двумя другими зернами приводит к дроблению всех трех зерен [6].

Высокая степень сжатия слоя материала локально активизирует дифференциальные усилия на контактах рудных зерен с вмещающей породой в минеральных сростках. Это усиливает процессы высвобождения минералов при различных способах обогащения. Повышается извлечение полезного компонента. Снижается рабочий индекс Бонда BWi для большинства руд на 10-25%. Это утверждение успешно подтвердилось при проведении пилотных тестов на полупромышленной установке в лаборатории SGA (Studiengesellschaft für Eisenerzaufbereitung GmbH & Co. KG, Германия).

При проведении тестов на магнетитовой руде месторождения Кривого Рога в лаборатории SGA рабочий индекс Бонда(BWi), после дробления в открытом цикле в дробилке HPGR, снизился с 14,2 до 11,7 кВт·ч/т, что составляет почти 17% [7]. При значительных объемах переработки это серьезное снижение расхода электроэнергии, особенно в случае применения шаровых мельниц.

Максимальный размер подаваемого куска определяется диаметром валков. Как правило, он приблизительно равен 5% от диаметра валка и в 1,2-1,3 раза меньше рабочего зазора. Размер рабочего зазора приблизительно соответствует толщине слоя и определяется на основе свойств измельчаемого материала и установок самого пресса. Ниже приведен анализ параметров валкового пресса [8].

Удельная пропускная способность роллер-пресса, в основном, зависит от свойств материала: твердость, физическая плотность материала, гранулометри-

ческий состав исходного материала, содержание влаги, давления при дроблении, а также от типа поверхности используемых валков.

Однако, удельная пропускная способность зависит только в ограниченной степени от диаметра и скорости вращения валков, и, следовательно, является важным параметром для определения пропускной способности от тестового блока до полномасштабной промышленной установки.

Усилие, передаваемое через гидравлическую систему на валки и необходимое для дробления руды, выражается, как конкретная сила измельчения и дает количественную оценку силы измельчения, которая применяется к валкам, в виде удельной нагрузки. Это выражается как общее гидравлическое усилие, воздействующее на валки, деленное на площадь проекции валков в единицах и рассчитывается в Н/мм²:

$$\varphi = \frac{F}{1000 \cdot D \cdot L}, \quad (1)$$

где φ – усилие измельчения, Н/мм²; F – сила измельчения, кН; L – ширина валка, м; D – диаметр валка, м.

Удельная энергия потребляемой мощности $W_{(SP)}$ характеризует энергию, которая поглощается при дроблении одной тонны руды. Она пропорциональна приложенной конкретной силе дробления:

$$W_{(SP)} \sim c(\varphi, m) \cdot (\varphi / m), \quad (2)$$

где $W_{(SP)}$ – удельная потребляемая мощность, кВт·ч/т; φ – усилие измельчения, Н/мм²; m – удельная пропускная способность, (тс/(м³·ч)); $c(\varphi, m)$ – фактор (функция c от φ и m).

Схема дробления (рис. 2) для HPGR и традиционных конусных дробилок различаются. Так если для конусных дробилок рекомендуется предварительное грохочение, чтобы убрать рудную мелочь из питания дробилки, то для дробилок HPGR наоборот рекомендуется замкнутый цикл с поверочным грохочением, в данном случае мелочь необходима для оптимизации гранулометрической характеристики питания дробилок HPGR.

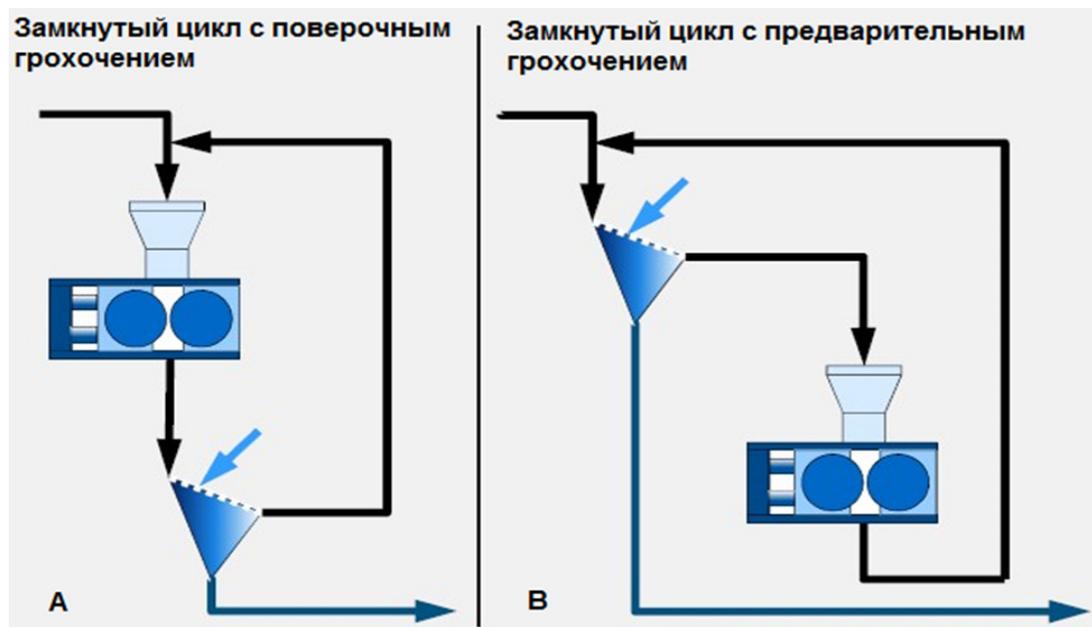


Рис. 2. Схеми дроблення:

А – схема дроблення с поверочным грохочением;

В – "классическая схема" дроблення с предварительным грохочением

Количество свежего (исходного) питания цикла дробления в варианте В для HPGR снижается, но с другой стороны, удельная пропускная способность (M_{dot}) является меньше. Это два противоположных эффекта. В случае варианта В также снижается срок службы ролл, это связано с тем, что в питании HPGR, по варианту В, содержится меньше мелких частиц по сравнению с вариантом А. Потребление энергии шаровой мельницей может быть выше после варианта В, это связано с загрузлением разгрузки HPGR. В случае компоновки схемы по варианту А в питание HPGR поступает более широко классифицированный материал, что способствует более полному и соответственно более плотному заполнению рабочей зоны. При этом снижается количество пустот между частицами одинакового размера это в свою очередь повышает эффективность работы дробилки т.к. снижаются затраты энергии на уплотнение дробимого материала в рабочей зоне.

Как пример приводится компоновка технологической схемы на руднике LosColorados. Роллер-пресс производства компании KHD, работающий на железорудной обогатительной фабрике на руднике LosColorados, был первой крупномасштабной установкой, заменившей третью и четвертую стадии дробления железных руд. Роллер-пресс был сдан в эксплуатацию в ноябре 1998 г. [9]. На руднике LosColorados перерабатываются различные типы руд, включая твердые и мягкие руды. Различные свойства руд означают и различное распределение размеров частиц после первой и второй стадий дробления, а также после прохождения материала через роллер-пресс. При средней твердости руды циркуляционная нагрузка надрешетного продукта грохота составляет около 35%.

Загальні питання технологій збагачення

Роллер-пресс заменил две стадии дробления: третью, на которой потребовалась бы установка конусных дробилок, и четвертую, на которой потребовалась бы установка гирационных конусных дробилок, а также ряда вспомогательного оборудования (конвейеров, бункеров, желобов, измерительной аппаратуры и т.д.). В результате имело место значительное снижение общей себестоимости измельчения. Роллер-пресс производительностью 2000 т/ч потребовал только около 100 м² площади.

Таблица 2

Технические и рабочие параметры роллер-пресса на руднике LosColorados	
Перерабатываемый материал	Крупная железная руда
Влажность питания, %	0-1
Крупность питания, мм	-63...+0
Крупность продукта, мм	55-70% <6,3
Производительность, т/ч	2000
Энергопотребление, кВт·ч/т	0,8-1,2
Наработка штифтованного бандажа, ч	14600

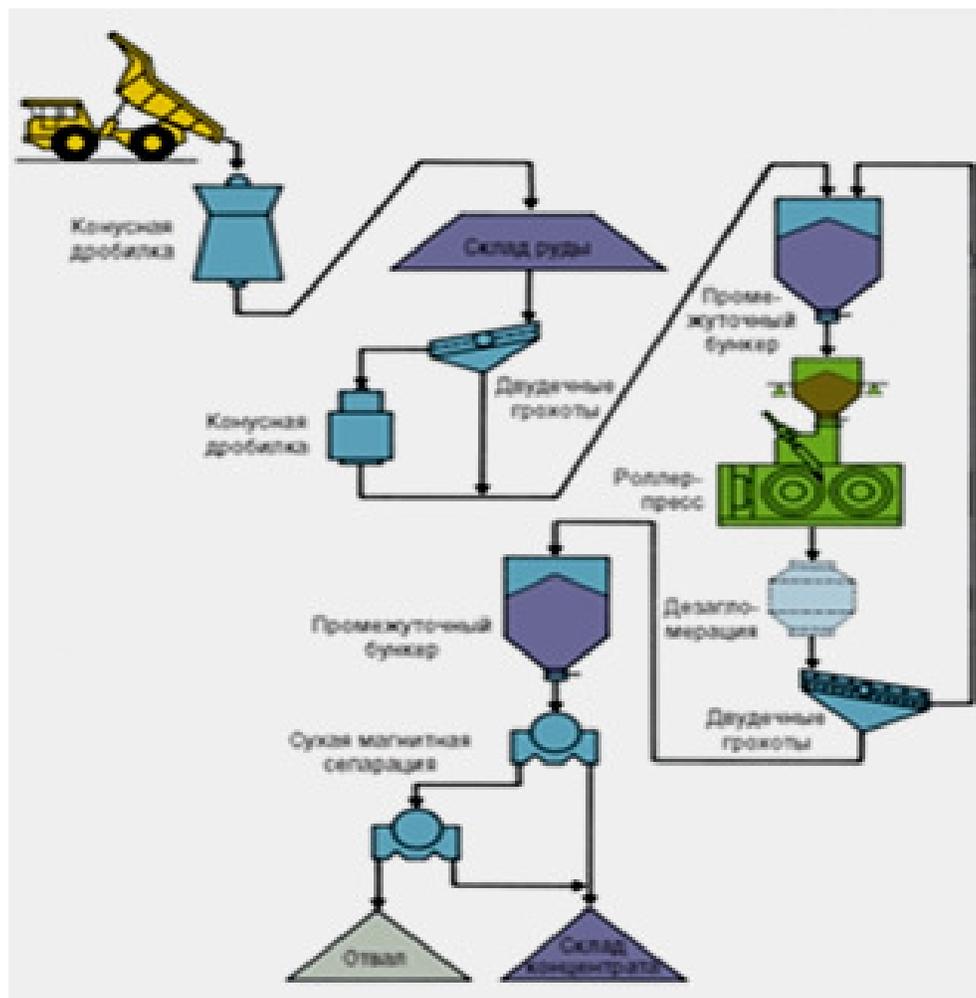


Рис. 3.Схема цепи аппаратов рудника LosColorados

Загальні питання технологій збагачення

Выход мелких фракций (крупность частиц <150 мкм), образуемых в роллер-прессе, был вдвое большим, чем при традиционной схеме третьей и четвертой стадий дробления. Это создало значительные преимущества для дальнейшего технологического процесса, включая улучшенное качество магнитного грубого концентрата, с равным или даже увеличенным выходом продукта. Кроме того, на фабрике HuascoPellet (заказчик рудника LosColorados), которая получает грубый магнитный концентрат, отмечено более низкое потребление энергии при мокром измельчении в барабанных мельницах до получения высококачественных окатышей, наряду с уменьшением циркуляционной нагрузки мельниц. Это позволяет увеличить производительность шаровой мельницы на 30% (с 210 до 280 т/ч).

Для определения технологических основных показателей проведены исследования по дроблению до разной заданной крупности магнетитовых кварцитов Криворожского бассейна в дробилке HPGR. Содержание класса минус 70 мкм в разгрузке дробилки HPGR, при заданной крупности дробления 80% класса минус 1,3 мм, составляет более 20%.

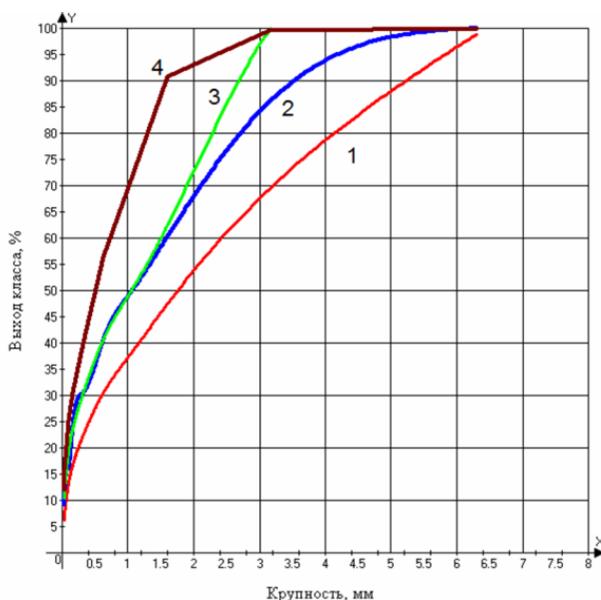


Рис. 4. Гранулометрическая характеристика дробленой магнетитовой руды:

- 1 – 80% класса -4,3 мм; 2 – 80% класса -2,7 мм;
- 3 – 80% класса -2,3 мм; 4 – 80% класса -1,3 мм

В первых стадиях шарового измельчения этот показатель изменяется от 30 до 50%. Усилия, создаваемые в рабочей зоне дробилки HPGR, значительно превосходят величины необходимые для разрушения рудных частиц [9]. Это дает основание для разработки короткой технологической схемы [10] с технологией сухого измельчения и классификации без применения барабанных шаровых мельниц. На примере фрагмента цикла измельчения (рис. 5) показана возможность работы дробилки HPGR в замкнутом цикле с сухим гибридным сепаратором.

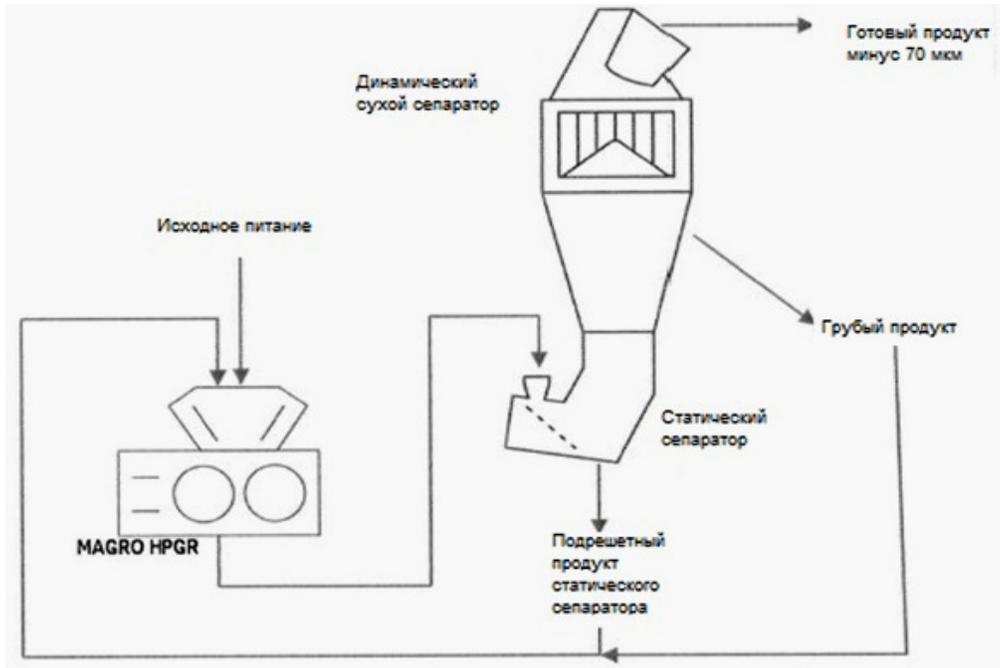


Рис. 5. Дробилка HPGR в замкнутом цикле с сухим гибридным сепаратором

Сухой гибридный сепаратор состоит из статической части для отделения крупного материала из дробленого продукта и динамической части для выделения готового по крупности продукта. Материал из дробилки подается в статическую часть гибридного сепаратора, в которой происходит отделение крупного материала, далее воздушным потоком тонкая фракция возносится к динамической части гибридного сепаратора. В динамической части гибридного сепаратора происходит разделение на готовый по крупности продукт и грубый продукт. Грубый и крупный продукты возвращаются в дробилку в виде циркуляционной нагрузки, а готовый по крупности продукт направляется в силосный бункер для накопления или дальнейшей переработки.

Сегодня фирма ThyssenKrupp предлагает использовать дробилки HPGRPOLYCOM собственного производства в системах конечного помола, в том числе и для магнетитовых руд.

Также ведутся исследования в области доизмельчения концентратов с целью повышения качества, получения оптимальной крупности для производства окатышей, флотационной доводки и т.п. Проведенные тесты показывают возможность увеличения поверхности железорудных концентратов до 300 ед. по Блэйну, за один проход через систему HPGR.

Использование завершающего помола в дробилках HPGRPOLYCOM позволяет максимально экономить электроэнергию. По сравнению с обычной шаровой мельницей измельчительные системы POLYCOM, экономят до 50% энергии. Дробилка HPGRPOLYCOM успешно работает при влажности материала до 6%.

Загальні питання технологій збагачення

На рис. 6 приведен пример короткой технологической схемы на базе дробилки HPGR производительностью 500 т/ч по сырой руде. Короткие технологические схемы, помимо замены существующих "классических" схем на действующих фабриках, возможно устанавливать в виде модульных обогатительных фабрик на борту действующих карьеров или в подземных выработках действующих рудников. В случае размещения такой фабрики под землей на поверхность, возможно, поднимать только готовый концентрат, а хвосты с соответствующими добавками, использовать, как закладочный материал. В этом случае наблюдается явное снижение затрат хотя бы на подъем, т.к. концентрата в разы меньше чем исходной руды.

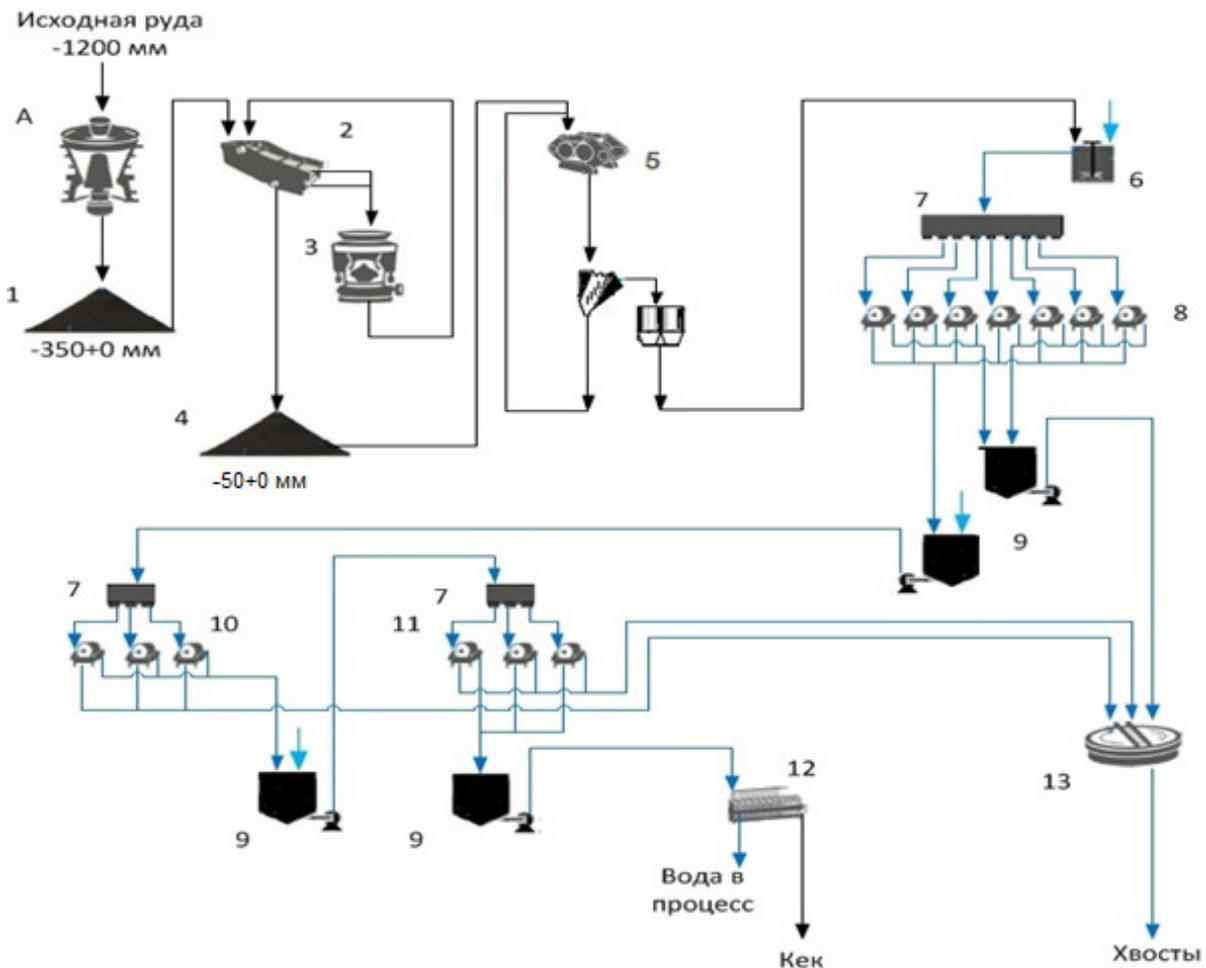


Рис. 6. Короткая технологическая схема на базе узла измельчения с дробилкой HPGR производительностью 500 т/ч по сырой руде:

- А – дробилка ККД; 1 – склад дробленой руды; 2 – грохот; 3 – дробилка КСД;
- 4 – склад дробленой руды; 5 – дробилка HPGR; 6 – смеситель;
- 8 – первый прием мокрой магнитной сепарации; 9 – зумпф с насосом;
- 10 – второй прием мокрой магнитной сепарации;
- 11 – третий прием мокрой магнитной сепарации; 12 – пресс-фильтр;
- 13 – сгуститель для хвостов

Производительность модульной фабрики на борту карьера 500 т/ч по исходной руде, дробление производится до $P_{80} = 0,8-1$ мм, образуется циркуляция до 300-400%, что соответствует 2000-2500 т/ч на один аппарат. Такую производительность выдает практически любой HPGR для железной руды с диаметром валков не менее 2,2-2,5 м (у MetsoMinerals имеется HPGR с диаметром валков 3 м). Максимальная установочная мощность для машин такого размера около 6000 кВт (2×3000), максимальная производительность до 3200 т/ч, что означает, при выходе 20-25% класса минус 70 мкм, 625 т/ч готового по крупности продукта. Удельный расход энергии 1,87 кВт·ч/т руды или 9,6 кВт ч/т на готовый продукт 98% класса минус 70 мкм. Это значительно меньше расхода энергии шарового измельчения (46-50 кВт ч/т).

Выводы

1. Дробилки HPGR имеют высокую производительность и обеспечивают сокращение капитальных вложений и эксплуатационных расходов на рудоподготовку в сравнении с полусамоизмельчением.

2. Технологические схемы с использованием дробилок типа HPGR имеют преимущества: более низкое удельное энергопотребление, сокращение расхода или исключение применения размольных тел, сокращение площади под размещение установки, более короткое время пуско-наладочных работ, более высокую эксплуатационную готовность оборудования в сопоставлении с эквивалентными схемами самоизмельчения, полу-самоизмельчения, шарового измельчения.

3. Высокая степень сжатия слоя материала в дробилках типа HPGR локально активизирует дифференциальные усилия на контактах рудных зерен с вмещающей породой в минеральных сростках, что приводит снижению рабочего индекса Бонда (BWi) для большинства руд на 10-25%. При проведении тестов на магнетитовой руде месторождения Кривого Рога на полупромышленной установке в лаборатории SGA, (Studiengesellschaft für Eisenerzaufbereitung GmbH & Co. KG, Германия) рабочий индекс Бонда (BWi), после дробления в открытом цикле в дробилке HPGR, снизился с 14,2 до 11,7 кВт·ч/т, что составляет почти 17%.

4. Для определения основных технологических показателей проведены исследования по дроблению до разной заданной крупности магнетитовых кварцитов Криворожского бассейна в дробилке HPGR.

5. Приведен пример короткой технологической схемы на базе дробилки HPGR производительностью 500 т/ч по сырой руде. Такие технологические схемы в виде модульных обогатительных фабрик возможно устанавливать на борту действующих карьеров или в подземных выработках действующих рудников.

Список литературы

1. Австралия уменьшила прогнозные цены на железную руду. Электронный ресурс: **Збагачення корисних копалин, 2015. – Вип. 61(102)**

Загальні питання технологій збагачення

<http://e-finance.com.ua/show/196204.html>.

2. Мировой рынок: Roy Hill не считает себя виновным в обвале цен на руду до \$40/тонну. (Uaprom.info/Металл Украины и мира). Электронный ресурс: <http://ukrmet.dp.ua/2015/12/04/mirovoj-rynok-roy-hill-ne-schitaet-sebya-vinovnym-v-obvale-cen-na-rudu-do-40tonnu.html#more-66864>.

3. International Mining, IRONORENEWS Ironoremining. – 2015. – № 5-8.

4. Maschinenfabrik Köppern GmbH & Co. KG

5. Губин Г.В., Головань В.И., Губин Г.Г. Исследования режимов работы шаровых мельниц с высокой степенью заполнения // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2014. – Вип. 58(99)-59(100). – С. 34-40.

6. Электронный ресурс: <http://www.mining-media.ru/ru/article/drobilka/558-melnitsa-polycom-firmy-krupp-polysius-ag-revolyutsiya-v-oblasti-drobilnogo-oborudovaniya>.

7. Report on Laboratory and pilot plant testing on drill core sample from Iron Ore Project, Ukraine. Liebenburg-Othfresen, 2013, September 30th.

8. Болтенгаген И.Л., Власов В.Н., Клишин В.И. Расчет параметров валкового пресса для дробления кимберлитовой руды // Институт горного дела СОРАН.

9. Давид Макстон, Генеральный Управляющий (Западная Австралия) KHD Humboldt Wedag GmbH Франк ван дер Меер, Стефан Кёрш, (Германия) KHD Humboldt Wedag GmbH // Горная промышленность. – 2005. – №5.

10. Головань В.И., Губин Г.В. Короткая технологическая схема обогащения магнетитовых руд, обеспечивающая высокую энергоэффективность при производстве концентрата // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2014. – Вип. 58(99)-59(100). – С. 60-70.

© Головань В.И., Губин Г.Г., Скляр Л.В. 2015

Надійшла до редколегії 19.07.2015 р.

Рекомендовано до публікації д.т.н. Т.А. Олійник

УДК 669.162

В.П. КРАВЧЕНКО, канд. техн. наук
(Украина, Мариуполь, "Эра плюс"),

В.Ф. ГАНКЕВИЧ, канд. техн. наук, **В.Я. КИБА**
(Украина, Днепропетровск, Государственное ВУЗ "Национальный горный университет")

ВСПЕНЕННЫЕ ШЛАКИ, ПОЛУЧЕНИЕ И ПРИМЕНЕНИЕ

1. Введение

Общеизвестно, что металлургические предприятия являются одним из значительных загрязнителей окружающей среды: атмосферы, серосодержащими выбросами, земельных площадей и водных источников своими отходами. Поэтому переработка отходов металлургического производства является актуальной и может решаться в комплексе технологических процессов переработки шлаковых расплавов, твердых шлаков (гранулированных и отвальных) и исследовании и использовании грануляционной (шлаковой) воды в лечебных целях. Получение и использование вспененных шлаков является одним из звеньев в комплексной цепи шлакопереработки.

Збагачення корисних копалин, 2015. – Вип. 61(102)

2. Получение вспененного шлака

Гранулированный шлак получают в виде более или менее мелкого материала путем быстрого охлаждения, при котором огненно-жидкая струя шлака (шлаковый расплав) распадается на мелкие частицы. При производстве вспененного шлака (термозит, искусственная пемза и др.) получают более крупное зерно, воздействуя на шлаковый расплав ограниченным количеством воды. Это осуществляется одним из следующих способов: шлак опускают в воду по возможности горизонтально, или же он стекает вместе с водой по желобу (способ Schol'я, рис. 1) или же он подвергается кратковременному воздействию воды на шейке медленно вращающегося колеса (способ Reiche-Giershachia), либо в секциях вращающегося колеса (способ Ohrt'a) и др.

С.Н. Schol первый установил, что для получения пенистого строения шлака расплав при грануляции не следует спускать с большой высоты в воду, так как при этом шлак сильно охлаждается и зернится, образуя обычного вида гранулы. Так как пенистый шлак в грануляционных бассейнах сильно поглощает воду, Schol стал производить вспенивание шлака в желобах (рис. 1).

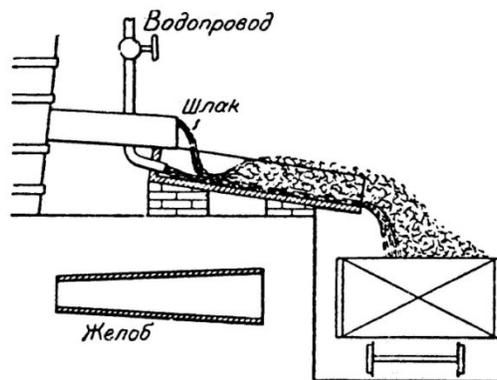


Рис. 1. Вспенивание шлака по Schol'ю

Вода в желоба вводилась в столь малом количестве так, что шлак не погружался целиком в воду и не мог образовать обыкновенный гранулят. Пар, образующийся при контакте расплавленного шлака вздувает шлак в пористую массу, состоящую из больших кусков. Так как при вспучивании масса шлака увеличивалась в объеме и загорживала желоб, Schol стал применять желоба конусообразного сечения к выпускному концу (рис. 1). Из опыта известно, что перегретый шлак легче образует пористую массу. Следовательно, очевидно влияние температуры, а значит и вязкости, шлакового расплава на способность вспениваться.

3. Особенности требований к материалам для жилищного строительства

Жилищное строительство предъявляет к строительным материалам иные требования, чем инженерные сооружения и заводское строительство. Если для последних решающим условием в большинстве случаев является прочность ма-

Загальні питання технологій збагачення

териала, то для жилищного строительства требуется в первую очередь материал безукоризненный с гигиенической точки зрения. Материал для жилища, при гарантии его достаточной прочности, должен быть плохим проводником тепла и звука, должен быть достаточно пористым, чтобы не затруднять обмена воздуха, на нем не должны осаждаться водяные пары жилого помещения. Кроме того, он должен быть гвоздимым и по возможности легковесным, чтобы избежать больших затрат на фундаменты и конструкции. Специальными мерами должна быть достигнута водонепроницаемость стенового материала под действием интенсивного дождя.

Из всех возможных способов работ и строительных материалов нас здесь наиболее интересует строительство из шлакового кирпича и шлакобетона, поскольку оба эти материалы допускают высококачественное выполнение работ по строительству жилых зданий при широком использовании доменных шлаков различных видов – гранулированных, кусковых и вспененных.

4. Микроструктура вспененного шлака

Различают пористый, легкий граншлак имеющий зерно, диаметром в несколько мм, и неоднородную шероховатую поверхность, и тяжелый граншлак разнообразного зернового состава, с кругловатыми блестящими и плотными зернами, величина которых достигает 5-6 мм. На рис. 2 и 3 показаны порошки тяжелого и легкого граншлака под микроскопом.



Рис. 2. Тяжелый стекловидный граншлак, размолотый в порошок с тонкостью, соотв. ситам 2500-4900 отв/см², под микроскопом (×50)

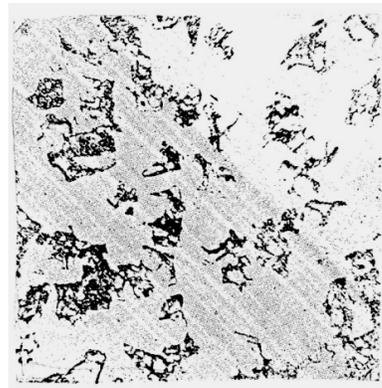


Рис. 3. Легкий стекловидный граншлак, размолотый в порошок с тонкостью, соотв. ситам 2500-4900 отв/см², под микроскопом (×50)

Тяжелый граншлак применяется преимущественно в качестве наполнителя в растворах и бетонах, легкий – главным образом в качестве добавок к портландцементу (ПЦ) и для производства ПЦ.

Путем дробления и просева получают зерна вспененного шлака различной величины. Они применяются также и как изолирующий материал. На микрошлифе (рис. 4) вспененного шлака отчетливо видны кажущиеся белыми

большие круглые замкнутые пустоты на темном фоне стекловидного и частично растеклованного шлака. На рис. 5 изображен тонкий шлиф пемзовой щебенки, на котором видны светлые пузырьки, часто соединенные ходами.



Рис. 4. Микрошлиф пенистого доменного шлака в обычном свете ($\times 60$).
Черные места растеклованные частицы.
Белые места замкнутые пустоты



Рис. 5. Микрошлиф пемзового песка в обычном свете ($\times 60$). Мелкие светлые пузырьки. Некоторые из них заполнены воздухом

Исследованиями установлено, что большие круглые замкнутые пустоты (рис. 4), как в доменных вспененных шлаках, в пемзе (рис. 5) встречается редко. Это различие в микроструктуре вспененного шлака и естественной пемзы обуславливает различную водопоглощаемость и отдачу влаги бетона, изготовленного на этих наполнителях.

Частичное растеклование вспененного шлака зависит от того, что быстро охлаждается только часть шлака, принимая стекловидную структуру. Другая часть шлака, не входящая в непосредственное соприкосновение с водой, проходит через стадию более медленного остывания или, получив стекловидную структуру, теряет его в следствие неравномерного охлаждения внутренних и внешних частиц, так как вязкий шлак остается подвижным и после воздействия на него воды, то из сильно пористой массы путем отливки получают легкие камни, которые после остывания в течение нескольких часов (при $t < 750^\circ$) могут быть пущены в кладку. На рис. 6 изображены полученные этим способом легкобетонные камни, уложенные с тонкими швами. Такие камни в зависимости от обычного веса имеют от $1/5$ до $1/8$ теплопроводности плотного кускового шлака и около $1/3$ теплопроводности обыкновенного кирпича.

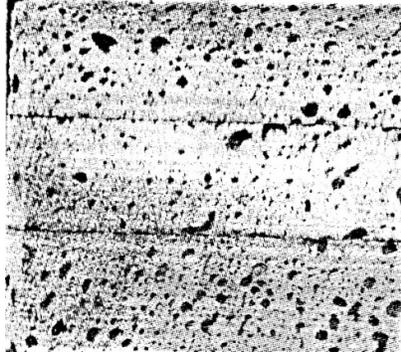


Рис. 6. Три притертых, связанных цементом, легковесных шлаковых камня (литых)

5. Способы производства и характеристика свойств легковесного шлакового кирпича

Производство и применение стенового кирпича из доменных шлаков известно давно. Свойства этого материала, в частности его прочность, различны и зависят как от способа производства, так и от структуры и других свойств применяемых шлаков. Для строительства жилья особенно предпочтителен легковесный шлаковый кирпич, вследствие хороших теплозащитных свойств.

Существуют различные способы производства легковесного шлакового кирпича: способ воздушного выпаривания; способ пропаривания; способ закрепления углекислым газом (основан на химическом взаимодействии углекислоты из газообразных продуктов горения со способными к реагированию известковыми соединениями молотых кусковых (не гранулированных) шлаков с образованием углекислой извести, которая в данном случае представляет основу прочности кирпича – метод Дреслера); метод повышения активности путем измельчения компонентов (метод Шенгефера); метод Шоля (рис. 7). Метод заключается в смешении крупнозернистого вспененного шлака с цементом в объемном соотношении 1:6 (цемент:шлак) и формование массы под небольшим давлением. Полученный легковесный кирпич выдерживается несколько дней в камере (процесс схватывания) и затем отвердевает на открытом воздухе. Кроме метода Шоля, по которому легковесные камни и кирпичи готовятся из бетона (раствора) возможен способ изготовления камней или блоков непосредственно из вспученной шлаковой массы, без применения цемента.

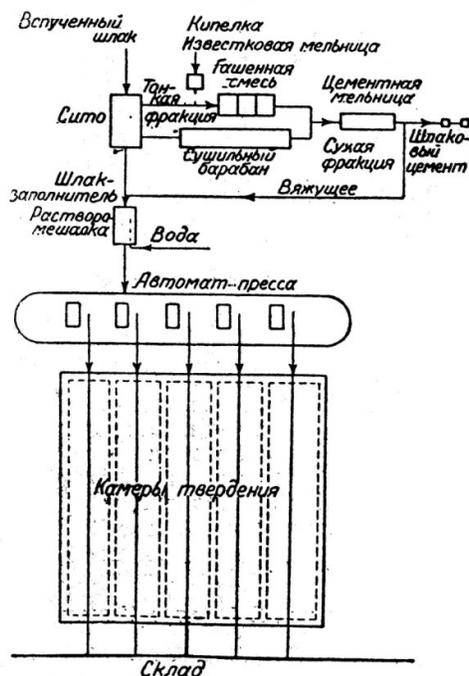


Рис. 7. Схема производства легковесного шлакового кирпича по Шюлю

Для этого необходимо провести экспериментальные исследования по повышению гидравлической активности вспученных шлаков методом тонкодисперсного измельчения или использовать бесклинкерное вяжущее из доменных граншлаков [2, 4].

На основании результатов исследований и практических данных, свойства шлакового кирпича различных способов производства можно характеризовать по следующим признакам:

1. Цвет. Серовато-белый, иногда, присутствующие в шлаках соединения железа и марганца сообщают шлаковому кирпичу синеватую или буроватую окраску.

2. Размеры. По размерам шлаковый кирпич отличается разнообразием и определяется потребностями строителей.

3. Сцепление со штукатуркой хорошее и обеспечивается пористостью легковесного кирпича.

4. Морозостойкость. Согласно исследованиям [3] стена из шлакового кирпича со стороны воздействия атмосферных факторов должна быть оштукатурена.

5. Огнестойкость такая же как и у бетона.

6. Теплопроводность. Легковесный шлаковый кирпич имеет низкий коэффициент теплопроводности λ , что обеспечивает ему значительное преимущество перед другими строительными материалами ($\lambda_{\text{шл.}} < \lambda_{\text{бет.}}$ в 5-6 раз).

7. Водопоглощаемость или пористость высокая и имеет большое значение

Загальні питання технологій збагачення

для обмена воздуха через стену и для сцепления кирпича со штукатуркой.

8. Гвоздимость и податливость обтеске.

9. Сцепление с раствором настолько велико, что выломать кирпич из кладки невозможно.

10. Стойкость против действия слабых кислот и щелочей.

11. Прочность. В таблице приведена прочность разного шлакового кирпича.

Результаты прочностных испытаний шлакового кирпича

Сорт кирпича	Минимальное сопротивление сжатию, кг/см ²	Допустимое напряжение в кладке, кг/см ²
Легкий кирпич из доменных шлаков	15	3
Обыкновенный шлаковый кирпич	30-60	3-6
Шлаковый кирпич	100	10
То же – 1 сорта	150	14
То же повышенного качества	250	18

6. Легкий бетон из вспененного шлака

Развитие легкобетонного жилищного строительства получило новый импульс в связи с расширением выпуска пенистых доменных шлаков (термозит, доменная пемза, искусственная пемза и т.п.).

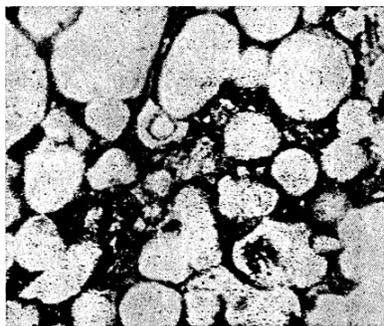


Рис. 8. Микрошлиф вспененного шлака (×60)

На рис. 8 показан микрошлиф вспененного шлака при 60-и кратном увеличении в обыкновенном свете. На снимке видны многочисленные пустоты от круглой до овальной формы, окруженные прозрачной (стекловидной) и непрозрачной массой шлака. Вспененный шлак обычно применяется с добавкой песка, отчасти для удешевления легкого бетона, отчасти для повышения его прочности. Песок используется от 0 до 2-3 мм.

При изготовлении легкого бетона рекомендуется увлажнять шлак определенным количеством воды за день до смешения с цементом и песком. Прочность легкого бетона при таком способе получается более высокой. Для защиты арматуры от ржавления, арматура перед укладкой покрывается цементным тестом.

Особенно эффективно использование вспененного шлака при строительстве 2-3-х зданий и домов поселкового типа. При этом будут хорошо сочетаться низкая себестоимость материала и отличные теплосберегающие свойства вспененного шлака. В качестве вяжущего вместо цементов можно использовать вяжущее из граншлаков по технологическим схемам разработанным в работах [4, 5].

Выводы

1. Существуют различные способы получения вспененного шлака. Критерием оценки их выгодности является качество получаемого материала и его экономичность (цена) для предприятий потребителя этого материала.

2. Материалы из вяжущего доменного шлака отвечают требованиям для жилищного строительства: звукоизоляции, теплоизоляции, гигиены. По прочности пригодны для строительства домов поселкового типа.

3. Микроструктура вспененного шлака, в отличие от граншлака, содержит пузырьки воздуха, которые обеспечивают вспененному шлаку достаточную легкость и низкую теплопроводность, что делает их хорошим строительным материалом.

4. Вспененный шлак, как показала отечественная и зарубежная практика, пригодный для строительства дешевого и экологического жилья. Для этого надо развивать строительство такого направления, чтобы обеспечить высокую потребность в дешевом и качественном жилье.

Список литературы

1. Гуттман А. Применение доменных шлаков. – М., 1935. – 310 с.
2. Кравченко В.П., Струтинский В.А. Гидравлическая активность доменных шлаков // Сталь – 2007. – №1 – С. 94-98.
3. O. Graf. №57, d. Deutsch Aussch.f. Eisenbeton. p. 39, 43.
4. Кравченко В.П. Рациональные технологии получения бесклинкерного вяжущего из доменных шлаков на основе измельчения и // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2009. – Вип. 46(87). – С. 41-46.
5. Кравченко В.П. Высокоактивные вяжущие материалы из доменных шлаков и способы их получения // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2011. – Вип. 46(87). – С. 120-127.

© Кравченко В.П., Ганкевич В.Ф., Киба В.Я., 2015

*Надійшла до редколегії 20.08.2015 р.
Рекомендовано до публікації д.т.н. К.С. Заболотним*

УДК 622.73

А.С. ДРЕШПАК

(Украина, Днепропетровск, Государственное ВУЗ "Национальный горный университет")

ОПРЕДЕЛЕНИЕ СТЕПЕНИ РАЗУБОЖИВАНИЯ ИЗВЕСТНЯКОВ ЗАПАДНО-ТЯГИНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

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

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

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

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

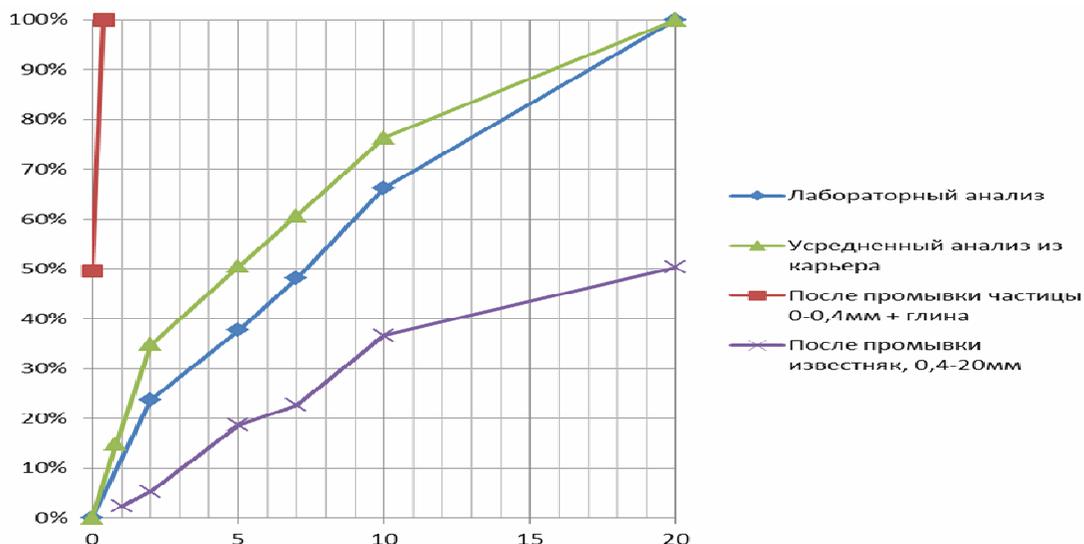
При визуальном осмотре из каждой узкой фракции были выбраны пластичные зерна, содержащие преимущественно глинистые частицы, твердые зерна, содержащие преимущественно известняк, а также твердые зерна, обволоженные пленкой из глинистых частиц, удельные изменения влажности для зерен трех типов приведены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

Таблиця 1

Класс крупности, мм	Удельное изменение влажности			
	Удельное изменение влажности твердые зерна известняка, %			
10-20	8,961	0,090	-0,162	0,123
7-10	9,091	0,241	-0,302	0,260
5-7	9,327	0,359	-0,350	0,332
	Удельное изменение влажности пластичные частицы, %			
10-20	15,888	0,248	-0,146	0,222
7-10	14,159	0,371	-0,243	0,200
5-7	17,606	0,035	-0,265%	0,560
	Удельное изменение влажности зерен, оболочечных глинистыми частицами, %			
10-20	12,452	0,103	-0,202	0,245
7-10	11,976	0,252	-0,266	0,239
5-7	12,214	0,265	-0,361	0,398
2-5	12,130	0,206	-0,323	0,295
0-2	11,275	0,168	-0,272	0,262

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

Для определения степени загрязнения известняка сопутствующими примесями было проведено мокрое грохочение уже имеющихся узких классов крупности (рисунок).



Оценка загрязнения известняка сопутствующими примесями

Выводы

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

© Дрешпак А.С., 2015

*Надійшла до редколегії 15.06.2015 р.
Рекомендовано до публікації д.т.н. П.І. Піловим*

УДК 622.7:622.333

В.Г. САМОЙЛИК, канд. техн. наук
(Украина, Донецк, Государственный ВУЗ "Донецкий национальный технический университет")

ОСНОВНЫЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПАРАМЕТРЫ ВОДОУГОЛЬНОГО ТОПЛИВА

Анализ исследований и публикаций. Эффективность использования водоугольного топлива (ВУТ) в теплоэнергетических установках существенно зависит от его технологических параметров: вязкости, седиментационной устойчивости, гранулометрического состава твёрдой фазы, калорийности. Разнообразные технические требования к параметрам ВУТ в зависимости от направления его использования существенно расширяют диапазон изменения его технологических параметров, соотношения между ними.

Кроме требований потребителей на технологические параметры ВУТ оказывают влияние исходные характеристики твёрдой фазы, минеральный состав и рН жидкой фазы, технология приготовления ВУТ.

Постановка задачи. Цель настоящей работы – определение влияния свойств твёрдой и жидкой фазы на основные технологические параметры водоугольных суспензий и анализ технических решений по приготовлению ВУТ.

Свойства водоугольного топлива

К основным технологическим параметрам ВУТ, определяющим его характеристики как жидкого топлива, относятся гранулометрический состав, теплотворная способность, динамическая вязкость и седиментационная устойчивость. Все эти параметры взаимосвязаны и зависят как от свойств твёрдой фазы

водоугольной суспензии, так и от характеристик дисперсионной среды.

Гранулометрический состав твёрдой фазы ВУТ в первую очередь определяется требованиями потребителей: минимальными размерами отверстий форсунок, длительностью выгорания частиц ВУТ в топке и др. В зависимости от направления использования топлива максимальная крупность частиц твёрдой фазы может составлять 250 мкм (угольные ТЭС), 150 мкм (мазутные ТЭС), 45 мкм (котельные), 25 мкм (двигатели внутреннего сгорания) [1]. Уменьшение крупности частиц твёрдой фазы способствует росту её удельной поверхности, что отрицательно сказывается на текучести суспензий и приводит к снижению максимально возможного содержания твёрдого в ВУТ, а, следовательно, и теплотворной способности топлива. В то же время, наличие большого количества тонких фракций в суспензии способствует повышению её седиментационной устойчивости.

Правильно подобранный гранулометрический состав твёрдой фазы позволяет снизить динамическую вязкость и увеличить стабильность суспензии. Многочисленными исследованиями были установлены эти зависимости для ВУТ из углей различного марочного состава. Так в технологии фирмы "SNAPROGETTI", которая легла в основу создания комплекса приготовления ВУТ из углей марки Г для опытно-промышленного трубопровода "Белово-Новосибирск", был принят бимодальный гранулометрический состав (100-250 мкм и 0-60 мкм в заданном соотношении), обеспечивающий оптимальные реологические параметры ВУТ.

Теплотворная способность ВУТ определяется свойствами поверхности, элементным и петрографическим составом исходных углей, содержанием в них минеральных примесей, концентрацией твёрдой фазы в суспензии.

Свойства поверхности угля характеризуются пористостью, наличием полярных групп. Эти свойства зависят от стадии химической зрелости углей. Условий их образования. Пористая структура углей обусловлена наличием пустот в кусках в виде пор, капилляров, каналов, трещин и т.п. В зависимости от диаметра входного отверстия поры углей подразделяются на: микропоры с $d = 0,5-1,5$ нм; переходные поры с $d = 2-7$ нм; макропоры с $d > 10$ нм. Поры размером $> 10^{-4}$ м различимы невооруженным глазом.

На ранних стадиях углеобразования угли содержат много полярных групп и имеют разветвлённую систему крупных пор, с чем связана их высокая влагоадсорбционная способность. С ростом химической зрелости содержание полярных групп и крупных пор уменьшается, образуется система переходных и микропор. В углях высокой химической зрелости и в антрацитах преобладают микропоры.

Размер и объем пор в углях существенно влияют на реологические свойства ВУТ. При высоком содержании угля в суспензии даже небольшое поглощение воды в поровом пространстве угля приводит к уменьшению ее содержания в межчастичном объеме, что приводит к значительному увеличению вязкости. Чем меньше в углях сорбционный объем, тем ниже вязкость суспензий. Следо-

Загальні питання технологій збагачення

вательно, при заданном уровне вязкости увеличение сорбционного объема угольных частиц будет отрицательно сказываться на теплотворной способности ВУТ.

Наличие активных функциональных групп на угольной поверхности, способных образовывать водородные связи с молекулами воды, также влияет на теплотворную способность водоугольного топлива. В работе [2] на водоугольных суспензиях из 30 различных китайских углей были выполнены исследования влияния функциональных групп (-COOH и -OH) угольных частиц на тепло-технические параметры этих систем. Исследования показали, что с увеличением количества указанных групп снижается и стабильность и низшая теплота сгорания ВУТ.

Элементный состав органической массы угля непосредственно связан со стадией его химической зрелости. В ряду гумитов с повышением степени химической зрелости наиболее резко изменяется содержание кислорода – от 29-40% в торфах до двух и менее процентов в антрацитах, т. е. в 15-20 раз; в 2-3 раза уменьшается содержание водорода, а содержание углерода увеличивается почти в 2 раза – от 53-62 до 91-96%.

Многочисленными исследованиями [3, 4] установлена связь между марочным составом исходных углей и реологическими параметрами ВУТ. Суспензии, приготовленные из углей низкой степени углефикации, характеризуются повышенной вязкостью, седиментационной устойчивостью и пониженной теплотворной способностью. Для суспензий, приготовленных из углей высшей степени углефикации, характерно повышенное содержание твердой фазы при заданном уровне вязкости, высокая теплотворная способность, низкая седиментационная устойчивость, предопределяющая необходимость использования реагентов-стабилизаторов.

В таблице приведены характеристики исходных углей и полученных на их основе ВУТ при заданных параметрах вязкости и седиментационной устойчивости [5].

Свойства ВУТ из бурых и каменных углей

Марки угля	Исходный уголь			ВУТ		
	$W^r_t, \%$	$A^d, \%$	$Q^r_i, \text{МДж/кг}$	$W^r_t, \%$	$A^d, \%$	$Q^r_i, \text{МДж/кг}$
Б1	53	17	8,6	60	17	6,9
Б2	33	7	17	50	7	11,3
Б3	25	18	16,9	48	19	11
Д	11	12	24	35	12	16,9
Г	8	16	25,3	33	16	17,8
ОС	6	15	27,4	30	15	19,8
СС	8	17	26	35	17	17,6
Т	7	20	25,1	30	20	18,3
А	10	13	26	35	13	18,1

Проведенные исследования [6] с различными типами углей (от антрацита

до лигніта) из разных частей мира позволили авторам вывести соотношение между химическим составом угля и концентрацией твердой фазы в суспензии. Максимальное содержание угля в суспензии прямо пропорционально содержанию углерода и обратно пропорционально внутренней или равновесной влаге угля, содержанию кислорода и летучих. Авторы рекомендуют рассматривать эти факторы в качестве основных критериев при выборе углей для приготовления ВУТ.

Петрографический состав исходных углей также влияет на теплотворную способность ВУТ. Многообразие свойств органической массы углей определяется главным образом их микрокомпонентным (мацеральным) составом. Мацералы – органические составляющие угля, различимые под микроскопом, с характерными морфологическими, структурными признаками, цветом и показателем отражения. Мацералы могут быть объединены по близким химико-технологическим свойствам в группы: группу витринита (или гуминита для бурых углей), группу липтинита, группу инертинита. Различие их свойств особенно интенсивно проявляется на низких стадиях метаморфизма. По сравнению с другими микрокомпонентами инертинит отличается повышенной плотностью, пониженной сорбционной способностью и незначительным выходом летучих веществ в процессе термической деструкции. Различное количественное соотношение углерода, водорода и кислорода объясняет различия в теплоте сгорания микрокомпонентов углей. Для углей одной стадии углеобразования наибольшей теплотой сгорания обладает липтинит, наименьшей – инертинит, а витринит занимает промежуточное значение.

По данным исследований [7] эффективность сжигания угля находится в обратной зависимости от содержания микрокомпонентов группы инертинита. Мацералы группы инертинита полностью не выгорают в топках и дают содержание горючего в летучей золе свыше 40 %. По сравнению с углями, представленными в основном мацералами групп витринита и липтинита, сжигание угля с высоким содержанием фюзенированных компонентов должно проводиться при более высоких температурах с повышенным коэффициентом избытка воздуха и при увеличении времени пребывания углей в топке.

Содержание минеральных примесей оказывает существенное влияние на технологические параметры ВУТ. Теплотворная способность ВУТ обратно пропорциональна уровню зольности твердой фазы. Кроме того, реологические параметры ВУТ также зависят от состава минеральных примесей. К основным минеральным примесям в каменных углях относятся глинистое вещество, сульфиды железа, карбонаты, кварц. Особенности химического состава и колебание их содержания в угле существенно сказываются на текучести и стабильности водоугольного топлива. Присутствие в твердой фазе глинистых минералов, особенно монтмориллонита и гидрослюда, отрицательно влияет на текучесть суспензий. Для всех глинистых минералов характерно набухание за счет капиллярных сил всасывания. Склонность глинистых веществ к набуханию отрицательно сказывается на реологических характеристиках суспензий из ка-

менных углей. Однако присутствие глинистых минералов повышает устойчивость ВУС к расслаиванию за счет образования коагуляционных структур [8, 9]. Наличие на глинистой поверхности катионов кальция и магния делает ее сорбционно-активной к анионактивным реагентам, которые применяются в качестве химических добавок в высококонцентрированных водоугольных суспензиях. Закрепление ПАВ на глинистых минералах приводит к сокращению доли реагента. Водорастворимые неорганические составляющие в минеральной части угля (катионы кальция, магния, алюминия, марганца, железа, калия и анионы SO_4^{-2} , Cl^-) отрицательно влияют на текучесть водоугольных суспензий. Было обнаружено, что валентность катионов оказывает большое влияние на реологию ВУТ, причем степень влияния увеличивается с валентностью катионов [10].

Отсюда следует, что максимальной концентрации твердой фазы при требуемых реологических характеристиках водоугольных суспензий можно достичь снижением содержания в них минеральных примесей до определенного минимального уровня. Этот минимальный уровень содержания минеральных примесей в твердой фазе ВУТ в каждом конкретном случае должен определяться исходя из требований потребителей к качеству ВУТ, степени обогатимости углей, технологических возможностей методов обогащения и удельных затрат на приготовление топлива.

Концентрация твердой фазы прямо пропорционально связана с теплотворной способностью водоугольного топлива. Увеличение содержания твердого в суспензии повышает теплоту сгорания ВУТ. В то же время, повышение концентрации твердой фазы и, соответственно, снижение содержания дисперсионной среды приводит к увеличению вязкости суспензии. При определенных значениях максимальной концентрации твердого (вторая критическая концентрация структурообразования) происходит резкий рост вязкости суспензии и система теряет текучесть.

Для получения ВУТ с максимальным значением концентрации твердой фазы при заданных реологических параметрах исследователи, учитывая свойства органической и минеральной части углей, подбирают оптимальный гранулометрический состав, уровень зольности твердой фазы, необходимые химические добавки и их расход, допустимый диапазон изменения характеристик дисперсионной среды, технологию приготовления водоугольного топлива.

Технологии приготовления водоугольного топлива

В настоящее время в мировой практике разработано множество различных технических решений, обеспечивающих получение ВУТ с высокой концентрацией, низкой вязкостью и хорошей седиментационной стабильностью. Однако, универсального варианта технологии приготовления ВУТ не существует, поскольку для каждого конкретного вида угля требуется строго определенный подбор ряда параметров, в число которых входят: необходимость предварительной обработки угля (обогащение, сушка и др.); последовательность техно-

логічних операцій; время и условия помола; тип и количество химических добавок, снижающих вязкость и повышающих седиментационную стабильность; содержание твердой фазы и пр. Кроме того, технология приготовления ВУТ определяется требованиями потребителей к качеству суспензии.

В случае трубопроводного гидротранспорта высококонцентрированных водоугольных суспензий, предназначенных для прямого сжигания в котлоагрегатах тепловых электростанций, необходимым условием является максимальная текучесть ВУТ. Увеличение содержания и дисперсности твердой фазы в жидкой среде при сохранении необходимой текучести и седиментационной устойчивости позволяют повысить эффективность эксплуатации углепроводов. При сжигании ВУТ на угольных ТЭС зольность твердой фазы не должна превышать 12%, крупность частиц угля – менее 250 мкм, седиментационная устойчивость – не менее 120 суток. В случае сжигания водоугольного топлива в котлах мазутных ТЭС, не оборудованных системой золоудаления, требования к зольности твердой фазы ужесточаются ($A^d < 5\%$), размер угольных частиц не должен превышать 150 мкм [1].

При приготовлении ВУТ, предназначенного для сжигания в котельных, помимо калорийности топлива, основное внимание уделяется его седиментационной устойчивости. Измельчение твердой фазы до крупности менее 45 мкм позволяет получать суспензии, устойчивые к расслоению в течение 180 суток, в отдельных случаях даже без применения химических добавок. Оптимальный уровень зольности твердой фазы в данном случае $A^d = 2-5\%$.

Снижение зольности твердой фазы ВУТ до уровня 2-12 % возможно при использовании традиционных методов обогащения: гравитационных, флотационных, масляной селекции. Обогащение исходного угля можно проводить на обогатительных фабриках с последующей транспортировкой концентрата железнодорожным или автомобильным транспортом до места приготовления ВУТ. Однако, более рационально совмещать операции по обогащению угля и приготовлению ВУТ в единую технологическую цепочку, исключив тем самым дорогостоящие операции по сушке угольного концентрата.

К технологиям, совмещающим в единой схеме операции обогащения и измельчения, относятся "Carbogel", "Denscoal", "Nycol", "Fluidcarbon". Имея несущественные различия, все эти технологии предусматривают измельчение исходного угля до крупности менее 0,2 (0,3 мм), флотационное обогащение измельченного продукта, обезвоживание флотоконцентрата до требуемой влажности и смешение его с реагентами-пластификаторами в гомогенизаторах. Такие технологические схемы позволяют получать ВУТ с зольностью твердой фазы до 2-4%.

Использование для обогащения твердой фазы ВУТ флотации или масляной селекции во многих случаях может быть нецелесообразным. Во-первых, эти процессы являются наиболее затратными, по сравнению с гравитационными, радиометрическими и другими традиционными методами обогащения. Частичное обогащение угля другими методами в процессе приготовления твердой

фаза может существенно снизить затраты на получение ВУТ. Во-вторых, наличие на поверхности угольных частиц аполярных реагентов, будет способствовать повышению ее гидрофобности. Установлено [11, 12], что омасливание поверхности угольных частиц флотационными реагентами-собирателями способствует агрегативной неустойчивости дисперсий угля в воде. Это будет сказываться на реологических свойствах суспензий, особенно в области концентраций твердой фазы, близких к значениям второй критической концентрации структурообразования, характерных для водоугольного топлива. При этом уменьшение свободной поверхности частиц в результате образования углемасляных агрегатов будет отрицательно сказываться на эффективности действия реагентов-пластификаторов.

Следовательно, при разработке схем приготовления ВУТ помимо технических решений, связанных с получением требуемого гранулометрического состава твердой фазы, дозированием химических добавок, необходимо должное внимание уделять и технологиям обогащения с учетом влияния их на реологические параметры топлива и его экономичность.

Получение требуемого гранулометрического состава твердой фазы ВУТ обеспечивается операциями дробления и измельчения угля. Практически во всех известных на данный момент времени технологиях для крупномасштабного приготовления ВУТ, реализуемых на промышленном или полупромышленном уровне, для измельчения угля используются шаровые, стержневые, вибрационные мельницы. Может применяться как сухой, так и мокрый помол угля в одну или две стадии. В технологии приготовления ВУТ, разработанной фирмой "SNAPROGETTI", для достижения бимодального гранулометрического состава твердой фазы используется двухстадийный помол в стержневых и шаровых мельницах. Разработки фирмы "SNAPROGETTI" легли в основу создания комплекса приготовления ВУТ для опытно-промышленного углепровода "Белово-Новосибирск" протяженностью 262 км.

Для котлов малой и средней мощности при приготовлении ВУТ могут быть использованы вибромельницы, кавитаторы, гидроударные установки мокрого помола (ГУУМП). Особо необходимо выделить последние. По данным разработчиков гидроударной установки [13] энергозатраты на приготовление ВУТ в ГУУМП составляют 8-10 кВт·ч/т, что существенно ниже, чем при использовании других видов помольного оборудования. На выходе из установки получается ВУТ, не требующее дополнительного контроля крупности твердой фазы и использования операции гомогенизации.

Выводы

В настоящее время нет не решаемых технических проблем с приготовлением водоугольного топлива. Установленные зависимости между технологическими параметрами водоугольного топлива и свойствами его твердой и жидкой фазы; накопленный опыт в разработке технических решений по приготовлению ВУТ позволяют получать топливо с заданными параметрами, удовлетворяю-

щими вимогами потребителів, для конкретних, в тому числі діючих, теплогенераторів будь-якої потужності.

Список літератури

1. Ходаков Г.С. Водугольные суспензии в энергетике // Теплоэнергетика. – 2007. – №1. – С. 35-45.
2. Cheng-Gong, Sun // Proc. Eig. Int. Conf. on Coal Science. Elsevier. – 1995. – V. II. – P. 1589-1592.
3. Хилько С.Л., Самойлик В.Г. Реологические характеристики водугольных суспензий из углей ряда метаморфизма // Наукові праці ДонНТУ. Серія: Хімія і хімічна технологія. – 2012. – Вип. 19(199). – С. 142-146.
4. Баранова М.П. Технологии получения и использования топливных водугольных суспензий из углей различной степени метаморфизма: Дис. ... д-ра техн. наук. – М., 2014. – 275 с.
5. Электронный ресурс: <http://vodougol.ru/технология/сжигание/особенности-сжигания-вуг/>
6. Watanabe S., Katabe K. Effekt of several factors on high concentrated coal-water slurry reological properties // Symp. On Coal Slurry Combastion. Florida. – 1984. – P. 467-478.
7. Nandi B., Brown T., Lec G. Inert coal macerals in combustion // Fuel. – 1973. – V. 52, N 2. – P. 125-130.
8. Самойлик В.Г. Теоретические основы процесса структурообразования в высококонцентрированных водугольных суспензиях // Вісті Донецького гірничого інституту. – 2013. – Вип. 2(33), Ч.1. – С. 57-65.
9. Самойлик В.Г., Елишевич А.Т., Макаров А.С. Влияние состава минеральных примесей на реологические свойства водугольных суспензий // Химия твердого топлива. – 1990. – № 5. – С. 76-81.
10. Ya-Xiong, Xie. Effect of mineral matters on the properties of coal water slur-ry / Xie Ya-Xiong, Li Bao-Qing, Sun Cheng-Gong // Coal Science. – 1995. – P. 1593-1596.
11. Самойлик В.Г., Назимко Е.И. Исследование воздействия аполярных реагентов на текучесть водугольных суспензий // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2012. – Вип. 50(91). – С. 147-153.
12. Самойлик В.Г. Исследование влияния омасливания угольной поверхности на эффективность действия реагентов-пластификаторов // Вісник Криворізького національного університету: Збірник наукових праць. – 2012. – Вип. 33. – С. 128-131.
13. Морозов А.Г., Коренюгина Н.В. Гидроударные технологии для получения водугольного топлива // Новости теплоснабжения. – 2010. – № 07(119). – С. 18-21.

© Самойлик В.Г., 2015

Надійшла до редколегії 25.06.2015 р.

Рекомендовано до публікації к.т.н. О.М. Корчевським