

从包钢强磁尾矿中回收稀土和铌的研究

李英霞

摘要：采用以浮选为主的联合流程，从强磁尾矿中综合回收稀土和铌是比较有效的工艺。先用浮选方法，以 S_1 和 H_{205} 为组合捕收剂，选出稀土精矿。再采用浮-磁-重联合流程，从浮稀土的尾矿中选出铌。在强磁尾矿含REO 8.5%， Nb_2O_5 0.125%的情况下，采用该工艺获得稀土精矿含REO 36.70%，回收率57.34%；铌精矿1含 Nb_2O_5 1.66%，铌精矿2含 Nb_2O_5 0.59%，铌总回收率35.58%。

关键词：尾矿；稀土矿物；铌矿物；浮选

中图分类号：TD923；TD958 **文献标识码：**A

Study on recovering rare earth minerals and niobium mineral from strongly magnetic tailings in Baotou Mineral Processing Plant

LI Yingxia

(Guangzhou Research Institute of Non-Ferrous Metals, Guangzhou 510651, China)

Abstract: The combined process flow taking flotation as dominance to recover rare earth and niobium comprehensively from the strongly magnetic tailings is an effective process. Firstly, flotation is taken to separate out the rare earth concentrate with S_1 and H_{205} as combined collector. After that, the flotation-magnetic separation-gravity separation combined process flow is used to obtain niobium from the tailings. Under the condition that the strongly magnetic tailings contain REO 8.5%, Nb_2O_5 0.125%, the grade of so obtained RE concentrate is REO 36.70% with the recovery of 57.34%; the grade of Nb concentrate 1 is Nb_2O_5 1.66% and the grade of Nb concentrate 2 is Nb_2O_5 0.59%; the total Nb recovery is 35.58%.

Key words: tailings; rare earth minerals; niobium mineral; flotation

包头白云鄂博矿床是以铁、稀土、铌为主的大型多金属矿床，矿石性质非常复杂，特别是铌矿物，因其贫、细、杂，是选矿界公认的难选矿物。据流程查定，包钢选厂强磁尾矿的年排放量达到280万t，其中含REO 8.5%， Nb_2O_5 0.125%。按此计算，每年从强磁尾矿中流失的稀土氧化物约23.8万t，铌氧化物0.35万t。为提高包钢资源的综合利用，充分回收尾矿中的

稀土和铌,进行了从强磁尾矿中回收稀土和铌的试验研究.

1 矿石性质

试样取自包钢选厂一、三系列强磁尾矿,尾矿中主要金属矿物为氟碳铈矿、独居石、赤铁矿、褐铁矿,并有少量的磁铁矿、半假象赤铁矿、铌铁矿、铌铁金红石和黄铁矿等矿物;非金属矿物以萤石、石英、长石、白云石、方解石为主,并含有重晶石、霓石和钠闪石等矿物.强磁尾矿的多元素分析见表1,强磁尾矿铌物相分析结果见表2,强磁尾矿筛析结果见表3.

表1 强磁尾矿化学多元素分析结果

Table 1 Multi-elementary chemical analysis results of the strongly magnetic tailings

元素名称	REO	Nb ₂ O ₅	TFe	S	CaO	SiO ₂	F
含量/%	8.50	0.125	10.82	1.94	31.47	14.43	16.26

表2 强磁尾矿铌物相分析结果

Table 2 Mineral phase analysis results of Nb in the strongly magnetic tailings

	铌铁矿	铌铁金红石	易解石	分散相	合计
Nb ₂ O ₅ 含量/%	0.060	0.014	0.014	0.024	0.112
铌占有率/%	53.57	12.50	12.50	21.43	100.00

表3 强磁尾矿筛分分析结果

Table 3 Sieving analysis results of the strongly magnetic tailings

粒级/mm	产率/%	品位/%		占有率/%	
		REO	Nb ₂ O ₅	REO	Nb ₂ O ₅
+0.15	1.73	2.17	0.059	0.42	0.82
-0.15+0.08	27.54	4.60	0.11	14.26	24.21
-0.08+0.039	34.04	8.25	0.13	31.62	35.37
-0.039	36.69	13.00	0.135	53.70	39.60
合计	100.00	8.88	0.125	100.00	100.00

由表1、表2可知,在强磁尾矿中稀土品位较高,铈品位较低,铈在分散相中的占有率为21.43%,可回收铈的最高回收率为78.57%.由表3可知,尾矿粒度偏细,-0.039mm粒级产率为36.67%,稀土和铈主要分布在-0.08mm级别,占有率分别为85.32%和74.97%.

2 试验结果与讨论

由于强磁尾矿的粒度较细,矿石性质复杂,因此对有用矿物的回收采用以浮选为主的联合流程,选取2个方案回收稀土和铈:(1)优先浮萤石再选稀土和铈;(2)直接浮选稀土再选铈.通过试验发现,优先浮萤石时,由于采用的脂肪酸类捕收剂,选择性差,在浮萤石的同时,稀土和铈矿物易进入泡沫产物,影响稀土和铈的总回收率.在第二方案中采用羟肟酸类为捕收剂,由于与目的矿物直接作用,对回收稀土和铈的总指标有利,故采用第二方案,先回收稀土,再用浮选稀土的尾矿选铈.

2.1 稀土浮选

在强磁尾矿中,稀土含量较高,是主要回收对象,采用浮选法优先回收稀土是合理的.

2.1.1 调整剂试验

以NaOH为调整剂进行介质pH试验.试验表明,pH为9.5时,稀土回收率较高,而在高pH条件下,稀土粗精矿品位和稀土回收率都降低,可能是钙矿物和稀土矿物同时受到抑制的结果.以CMC、木质素、木质磺酸钙和水玻璃为抑制剂分别进行试验,发现稀土对CMC比较敏感,少量添加即受到抑制,从表4的试验结果也证实这一点.采用单一水玻璃可达到较好的抑制效果,水玻璃的合适用量为700g/t.

表 4 抑制剂试验结果
Table 4 Test results with differentdepressors

抑制剂名称	用量/(g·t ⁻¹)	粗精矿产率/%	粗精矿品位/ REO%	回收率/%
木质素	200	28.60	19.50	65.61
木质磺酸钙	500	35.35	18.71	77.81
CMC	50	30.66	18.57	66.98
水玻璃	300	41.21	17.11	82.98
水玻璃	700	41.84	17.56	86.45
水玻璃	1200	32.13	18.51	69.97
水玻璃	2000	31.95	18.25	68.60

2.1.2 捕收剂的选择

采用单一捕收剂,浮选效果不理想,故进行了组合捕收剂试验,提高选别效果.经筛选进行了J₁₀₂与H₂₀₅、S₁与H₂₀₅组合捕收剂试验.J₁₀₂起辅助捕收剂和起泡剂的作用,S₁是一种起泡性不强的辅助捕收剂.试验中发现,J₁₀₂易使泡沫发粘,而S₁可克服泡沫发粘的问题.试验结果见表5.从表5可看出,J₁₀₂为400g/t时,其稀土回收率比用S₁与H₂₀₅的回收率高,但品位

低;当J₁₀₂为300g/t时,在精矿产率相当的情况下,其品位和回收率都比用S₁与H₂₀₅的低,说明S₁与H₂₀₅组合对稀土矿物捕收力强,选择性高.从选矿效率也可看出,组合捕收剂H₂₀₅与S₁选别效果好.因此,在稀土浮选中采用S₁做H₂₀₅的辅助捕收剂,兼起泡剂,其用量为H₂₀₅400g/t, S₁100g/t.

表 5 组合捕收剂试验结果
Table 5 Test results with the combined collector

药剂用量/ (g·t ⁻¹)	产物名称	产率/%	品位/REO%	回收率/%	选矿效率/%
H ₂₀₅ 400 J ₁₀₂ 400	粗精矿	41.21	17.11	82.98	41.77
	尾矿	58.79	2.46	17.02	
	给矿	100.00	8.50	100.00	
H ₂₀₅ 400 J ₁₀₂ 300	粗精矿	32.13	18.51	69.97	37.84
	尾矿	67.87	3.76	30.03	
	给矿	100.00	8.50	100.00	
H ₂₀₅ 400 S ₁ 100	粗精矿	35.55	19.33	80.38	54.83
	尾矿	64.65	2.58	19.62	
	给矿	100.00	8.50	100.00	

2.1.3 稀土精选

对稀土进行多次精选试验发现,空白精选效果较好.由于给矿粒度偏细,矿泥量较高,可能造成粗选泡沫机械夹带脉石矿物,通过空白精选,可丢弃机械夹带的脉石.精选三次,稀土精矿品位为36.70%,回收率为57.34%,达到了该项目稀土精矿品位不低于35%的要求.

2.2 选别铌的工艺

2.2.1 铌浮选

浮稀土尾矿用来选铌.由于浮选稀土时添加了NaOH,矿浆的pH较高,故用H₂SO₄调浆.pH为6时,铌选别效果较好, H₂SO₄用量约为1000 g/t.浮铌时以Pb(NO₃)₂为活化剂,D-1为钙矿物的抑制剂,用量分别为400g/t和200g/t.

由于强磁尾矿中的铌矿物有铌铁矿、铌钙矿、铌铁金红石和易解石,它们均属氧化矿类,可浮性差异很大,如果采用单一捕收剂,浮选效果不佳.故进行了S₂,SYZ和BH三种组合捕收剂的试验,其中S₂是以羟肟酸类为主的三种药剂的组合,试验结果见表6.由表6可知,采用组合捕收剂S₂的选矿效率最高,Nb₂O₅的富集比最高.故选S₂作为浮选铌的捕收剂,其用量为800g/t.

表 6 选铌组合捕收剂的试验结果
Table 6 Test results with thecombined collector used in Nb separation

组合捕收剂	产物名称	产率/%	品位/ Nb ₂ O ₅ %	回收率/%	选矿效率/%
S ₂	浮铌精矿	11.90	0.55	49.80	37.9
	尾矿	88.10	0.074	50.20	
	稀土浮尾	100.00	0.131	100.00	
SYZ	浮铌精矿	21.85	0.34	56.56	34.71
	尾矿	78.15	0.073	43.44	
	稀土浮尾	100.00	0.131	100.00	
BH	浮铌精矿	19.20	0.35	51.29	32.09
	尾矿	80.80	0.079	48.71	
	稀土浮尾	100.00	0.131	100.00	

在铌浮选的粗选条件确定之后,进行了铌精选、扫选试验.通过多次精选发现,铌粗精矿采用常规的精选方法,精选效率很低,即使在铌作业回收率损失较大的情况下,富集比也不高.原因可能是铌矿物嵌布粒度细且连生体含量高.由于在铌粗精矿中含有一定量的黄铁矿,而黄铁矿的可浮性较好,因此,采用反浮选浮出黄铁矿,可提高铌粗精矿的品位.

2.2.2 磁选、重选工艺

经浮选铌之后,铌粗精矿中的磁铁矿有一定程度的富集.由于磁铁矿磁化系数高,可用较低场强的磁选机脱除.除铁之后,用重选摇床精选,铌矿物得到进一步富集,获得铌精矿1和铌精矿2,其中铌精矿1品位Nb₂O₅ 1.66%,达到了该项目铌精矿品位不低于1.5%的要求.

2.3 回收稀土和铌的工艺流程

根据以上试验研究,最后确定回收稀土和铌的原则流程如图1.试验总指标见表7.

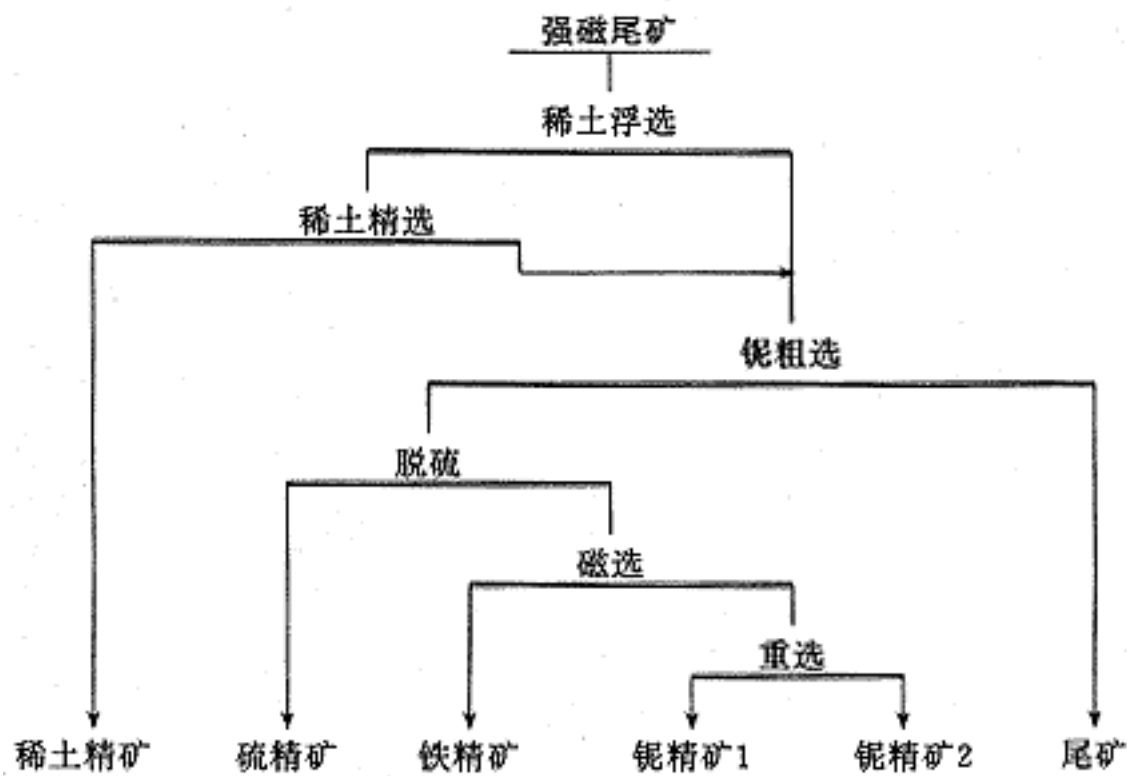


图1 从强磁尾矿中回收稀土和铌的原则流程

Fig.1 Principle flowsheet of recovering RE and Nb from strongly magnetic tailings

表 7 试验总指标
Table 7 Total test results

产物名称	产率/%	品位/%		回收率/%	
		REO	Nb ₂ O ₅	REO	Nb ₂ O ₅
稀土精矿	13.28	36.70	0.083	57.34	8.82
铌精矿1	1.19		1.66		15.80
铌精矿2	4.19		0.59		19.78
硫精矿	1.45		0.39		4.53
铁精矿	3.49		0.19		5.30
尾矿	76.40		0.074		45.77
强磁尾矿	100.00	8.50	0.125		100.00

3 结论

- (1)提高铌精矿品位的关键措施是用磁选脱除浮选铌精矿中的磁铁矿,用重选摇床精选.
- (2) S_1 和 H_{205} 是回收稀土有效的组合捕收剂, S_1 同时是起泡剂, S_2 是回收铌有效的组合

捕收剂.

(3)从包钢强磁尾矿中回收稀土和铈,稀土精矿品位36.70%,回收率57.34%;铈精矿1品位1.66%,铈精矿2品位0.59%,铈总回收率35.58%.

作者简介:李英霞(1965-),女,河北宁晋人,工程师,硕士.

作者单位:广州有色金属研究院,广东广州 510651

收稿日期:1999-07-23