

文章编号:1673-9981(2011)02-0145-05

某低品位石墨型钒矿的浮选研究

陈志强

广东省工业技术研究院(广州有色金属研究院)选矿研究所,广东 广州 510650

摘 要:针对江西某低品位石墨型钒矿的特点,采用优先浮石墨—石墨尾矿再选钒的工艺,在钒浮选作用,用GZS作抑制剂,用混合胺作捕收剂回收石墨和钒。在原矿碳品位6.71%、 V_2O_5 品位0.41%时,获得碳品位92.06%、回收率95.85%的石墨精矿和 V_2O_5 品位2.26%、回收率77.86%的钒精矿,实现了石墨和钒的综合回收。

关键词:低品位石墨型钒矿;含钒白云母;浮选

中图分类号:TD923

文献标识码:A

江西某石墨型钒矿是我国发现的除钒钛磁铁矿、石煤钒矿以外的一种新型钒矿资源。该矿石 V_2O_5 品位较低,直接采用湿法提钒成本高。一般回收石墨后随尾矿被废弃,造成钒资源的巨大浪费。为了使该矿钒资源得到综合回收利用,本研究在回收石墨的同时对钒进行了浮选富集研究。

1 矿石性质

江西某石墨型钒矿的岩石类型主要为含钒白云母石墨片岩、石英石墨片岩及白云母石墨片岩,它们

均属结晶片岩中的晶质石墨矿石。

该矿石中的主要矿物有石英、石墨、含钒白云母,次要矿物有黄铁矿、绿泥石、长石、白云石和绢云母。石墨呈细鳞片或微细鳞片状,鳞片片径一般为0.01~0.2 mm,石墨与含钒白云母紧密共生。含钒白云母呈鳞片状,鳞片片径一般为0.06~0.2 mm,钒主要以类质同象替换赋存于钒白云母石墨片岩中,有的含钒白云母中可见包裹石墨。石英嵌布粒度较粗,一般为0.1~0.4 mm,最大达1.2 mm,与含钒白云母和石墨毗连嵌布,有的石英中可见包裹石墨。原矿多元素分析结果见表1。

表1 原矿多元素分析结果

Table 1 Analytical results of the multi elements of the crude ore

元素	C	V_2O_5	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	MgO	TiO_2	K_2O	Na_2O	Mn	Mo	S	烧失
含量 w/%	6.71	0.41	75.12	4.23	2.03	0.51	0.62	0.45	1.02	0.31	0.03	0.005	0.86	8.84

2 浮选实验结果与分析

2.1 浮选工艺流程确定

该矿石中主要有价矿物为石墨和含钒白云母。石墨是一种天然疏水性矿物,具有良好的天然可浮性,因此,一般采用浮选法回收。石墨浮选的捕收剂为煤

油,起泡剂为松醇油。白云母的选矿方法有:手选、摩擦选、形状选、重选和浮选等方法,对于细粒嵌布的白云母主要采用浮选法,白云母浮选的捕收剂有阳离子捕收剂和阴离子捕收剂,通过探索实验确定采用阳离子捕收剂。针对本矿样的矿石性质,采用优先浮选石墨—石墨尾矿再选钒的浮选工艺回收石墨和钒。

收稿日期:2010-10-12

作者简介:陈志强(1964—),男,广东兴宁人,高级工程师,大学本科。

2.2 粗选磨矿细度

按图 1 所示流程进行磨矿细度实验,实验结果见表 2.由表 2 可知,随着磨矿细度的增加,石墨粗精矿碳回收率和品位、钒粗精矿 V_2O_5 回收率逐渐增加,钒粗精矿 V_2O_5 品位变化不大.这说明随着磨矿细度的增加,矿物的解离度增加,有利于石墨和钒矿物的回收.当磨矿细度为 -0.074 mm 占 70%时,石墨粗选碳回收率为 97.13%,钒粗精矿 V_2O_5 回收率为 72.28%;再提高磨矿细度,石墨和钒的回收率提高不多.因此,确定粗选磨矿细度为 -0.074 mm 占 70%.

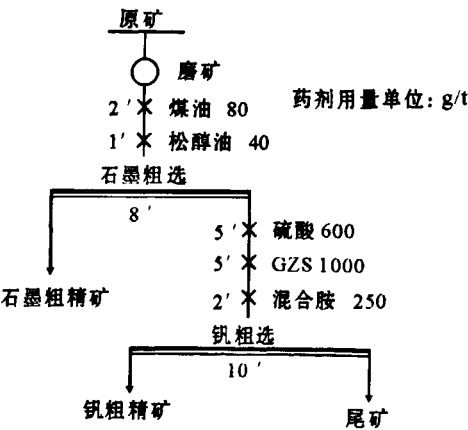


图 1 粗选磨矿细度的实验流程

Fig. 1 The flowsheet of grinding test

表 2 粗选磨矿细度的实验结果
Table 2 The results of grinding test

-0.074mm 粒级含量/%	产品名称	产率 w/%	品位/%		回收率/%	
			C	V_2O_5	C	V_2O_5
60	石墨粗精矿	22.49	25.72	0.43	88.85	23.48
	钒粗精矿	11.22	2.45	1.45	4.22	39.50
	尾矿	66.29	0.68	0.23	6.93	37.02
	原矿	100.00	6.51	0.41	100.00	100.00
65	石墨粗精矿	21.69	28.26	0.37	92.22	19.39
	钒粗精矿	16.66	1.40	1.41	3.51	56.77
	尾矿	61.65	0.46	0.16	4.27	23.84
	原矿	100.00	6.65	0.41	100.00	100.00
70	石墨粗精矿	18.83	34.26	0.30	97.13	14.16
	钒粗精矿	21.05	0.39	1.37	1.24	72.28
	尾矿	60.12	0.18	0.09	1.63	13.56
	原矿	100.00	6.64	0.40	100.00	100.00
75	石墨粗精矿	16.43	39.23	0.30	97.51	12.25
	钒粗精矿	22.85	0.32	1.28	1.11	72.67
	尾矿	60.72	0.15	0.10	1.38	15.08
	原矿	100.00	6.61	0.40	100.00	100.00

2.3 石墨粗精矿再磨细度

石墨与含钒白云母紧密共生且嵌布粒度较细,要想获得高碳石墨精矿,必须对石墨粗精矿进行再磨.石墨粗精矿再磨实验流程如图 2 所示,实验结果见表 3.由表 3 可知,随再磨细度增加,石墨精矿品

位和回收率提高,石墨精矿中钒品位及占有率降低;当磨矿细度为 -0.043 mm 占 90%时石墨精矿品位为 92.56%,再提高磨矿细度石墨精矿品位和回收率趋于稳定.因此,确定再磨细度为 -0.043 mm 占 90%.

表 3 石墨粗精矿再磨的实验结果

Table 3 The results of graphite rough concentrate regrinding

-0.043mm 粒级含量/%	产品名称	产率 w/%	品位/%		回收率/%	
			C	V ₂ O ₅	C	V ₂ O ₅
67(未磨)	石墨精矿	26.55	68.12	0.24	53.25	21.33
	中矿	73.45	21.62	0.32	46.75	78.67
	石墨粗精矿	100.00	33.97	0.30	100.00	100.00
80	石墨精矿	24.02	80.76	0.16	57.31	12.95
	中矿	75.98	19.02	0.34	42.69	87.05
	石墨粗精矿	100.00	33.85	0.30	100.00	100.00
90	石墨精矿	22.75	92.56	0.10	61.77	7.97
	中矿	77.25	16.87	0.34	38.23	92.03
	石墨粗精矿	100.00	34.09	0.29	100.00	100.00
97	石墨精矿	22.23	92.86	0.09	61.88	6.85
	中矿	77.77	16.35	0.35	38.12	93.15
	石墨粗精矿	100.00	33.36	0.29	100.00	100.00

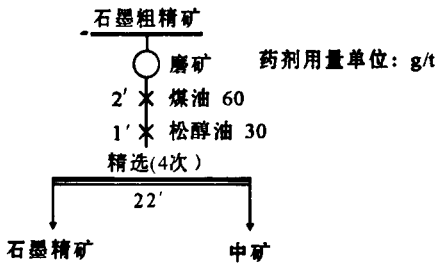


图 2 石墨粗精矿再磨的实验流程

Fig. 2 The flowsheet of graphite rough concentrate regrinding

2.4 钒粗选条件的确定

2.4.1 硫酸用量

为了加强钒与脉石的分选效果,可添加少量硫酸分散矿泥.在抑制剂 GZS 用量为 1000 g/t、捕收剂混合胺用量为 250 g/t 的条件下,进行钒粗选硫酸用量实验,实验结果见图 3.由图 3 可知,随硫酸用量增加,钒粗精矿品位和回收率提高.但硫酸用量过大,不仅使选矿成本增加,而且还会严重腐蚀设备.因此,确定钒粗选硫酸用量为 600 g/t.

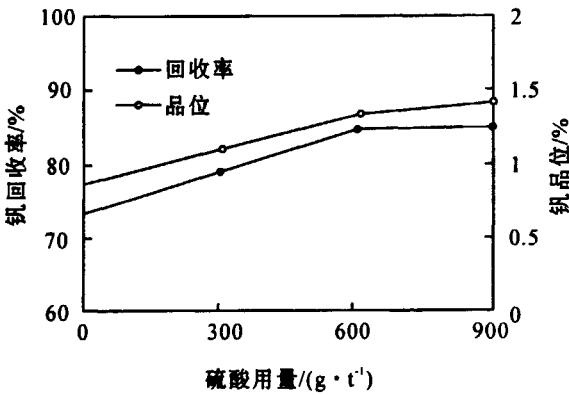


图 3 硫酸用量对钒浮选影响的实验结果

Fig. 3 The results of dosage of the sulfuric acid

2.4.2 抑制剂 GZS 用量

为加强对脉石矿物的抑制,选用 GZS 作抑制剂.在硫酸用量为 600 g/t、混合胺用量为 250 g/t 的条件下,进行钒粗选抑制剂 GZS 用量实验,实验结果见图 4.由图 4 可知,随 GZS 用量增加,钒粗精矿品位和回收率提高,但当 GZS 用量超过 1000 g/t 时钒粗精矿品位和回收率开始下降.这表明 GZS 用量过大会对钒矿物产生抑制作用.因此,确定 GZS 用量为 1000 g/t.

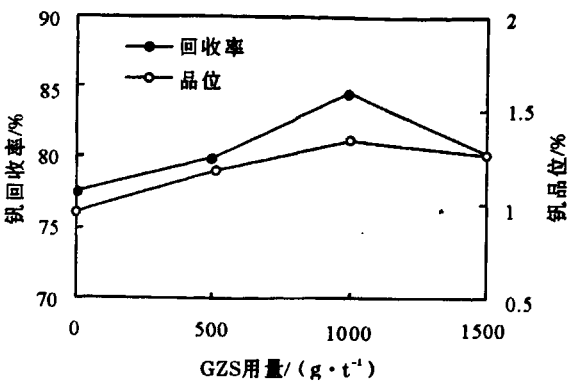


图4 GZS用量对钽浮选影响的实验结果
Fig.4 The results of dosage of the GZS

2.4.3 捕收剂种类及用量

在H₂SO₄用量为600 g/t、抑制剂用量为GZS 1000 g/t的条件下,对捕收剂十二胺、混合胺、醚胺进行实验,结果表明混合胺选钽效果较好.在此基础上,进行了钽粗选混合胺用量实验,实验结果见图5.由图5可知,随着混合胺用量增加,钽粗精矿回收率大幅提高,钽品位也有一定提高;当混合胺用量超过240 g/t时,钽回收率提高不明显,而钽品

位大幅下降.这说明混合胺用量达到一定量后继续增加,会降低其对钽捕收的选择性.因此,确定混合胺用量为240 g/t.

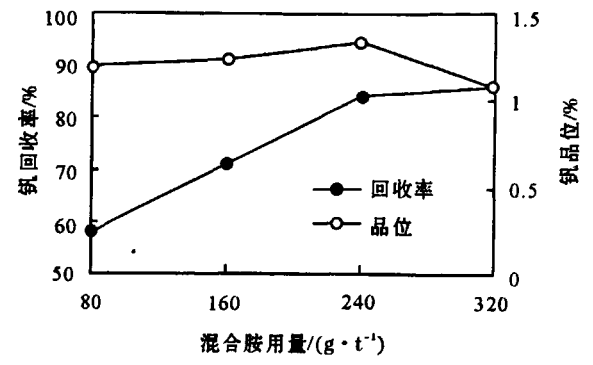


图5 混合胺用量对钽浮选影响的实验结果
Fig.5 The results of dosage of mixed amine

2.5 全流程闭路实验

在条件实验和开路流程实验的基础上,进行了闭路流程实验.闭路实验流程如图6所示,实验结果列于表4.实验结果表明,采用优先浮选石墨—石

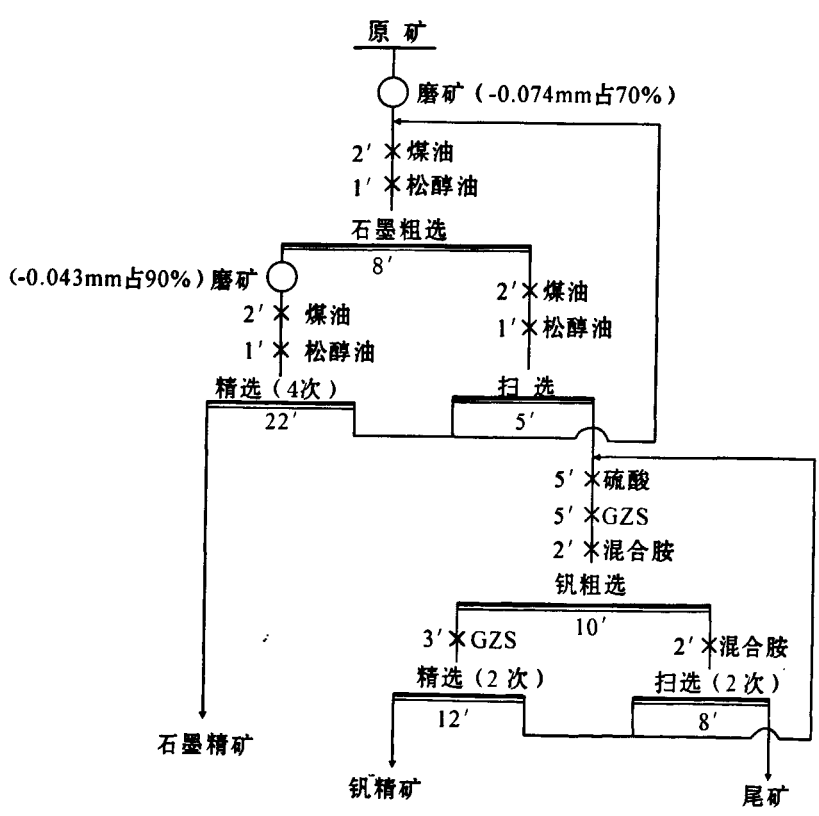


图6 闭路实验流程
Fig.6 The flowsheet of closed-circuit test

墨尾矿再选钒的浮选工艺,可获得C品位92.06%、回收率95.85%的高碳石墨精矿和V₂O₅品位2.26%、回收率77.86%的钒精矿,实现了石墨和钒的综合回收.钒精矿可作为湿法提钒原料,在湿法冶金中进一步回收.

表4 闭路实验结果
Table 4 The results of closed-circuit test

产品名称	产率/%	品位/%		回收率/%	
		C	V ₂ O ₅	C	V ₂ O ₅
石墨精矿	7.02	92.06	0.11	95.85	1.96
钒精矿	13.56	0.48	2.26	0.97	77.86
尾矿	79.42	0.27	0.10	3.18	20.18
原矿	100.00	6.74	0.39	100.00	100.00

3 结 论

针对该矿矿石性质,采用优先浮选石墨—石墨尾矿再选钒的浮选工艺,对碳品位6.71%、V₂O₅品位0.41%的原矿进行选别,获得碳品位92.06%、回收率95.85%的石墨精矿和V₂O₅品位2.26%、回

收率77.86%的钒精矿.在钒浮选时,添加少量硫酸分散矿泥,采用高效的GZS作脉石抑制剂,对提高钒精矿品位均有显著效果.

采用浮选工艺使钒获得了较好的富集,为湿法提钒提供了高品位原料,为该矿钒资源的综合利用提供了技术依据.

Experimental study on the flotation of a low-grade graphite vanadium ore

CHEN Zhiqiang
Guangdong General Research Institute of Industrial Technology (Guangzhou Research Institute of Non-ferrous Metals), Guangzhou 510650, China

Abstract: In view of the characteristics of a low-grade graphite vanadium ore in Jiangxi, the process of preferential flotation of graphite and then floating vanadium from the graphite tailings was adopted to recover graphite and vanadium. As a result, a graphite concentrate with carbon grade of 92.06% and recovery of 95.85% and a vanadium concentrate with V₂O₅ grade of 2.26% and recovery of 77.86% were obtained when the carbon grade and V₂O₅ grade of the original ore was 6.71% and 0.41% respectively, realizing the comprehensive recovery of graphite and vanadium.
Key words: low-grade graphite vanadium ore; white mica containing vanadium; flotation