

文章编号: 1673-9981(2014)04-0254-04

某石煤型钒矿选矿新工艺研究

陈志强¹, 罗传胜¹, 刘超^{1,2}

1. 广东省工业技术研究院(广州有色金属研究院), 广东 广州 510650;

2. 中南大学资源与生物工程学院, 湖南 长沙 410083

摘要: 针对江西某石煤型钒矿中的钒主要赋存于钒云母、含钒云母及褐铁矿中, 且部分含钒矿物具有弱磁性的特点, 采用磁-浮联合工艺, 浮选中使用高效抑制剂抑制 GZS 及胺类捕收剂 TAN 回收钒。在给矿钒品位为 0.86% 的条件下, 获得钒品位 1.41%、回收率 84.01% 的钒精矿, 为冶金提钒预先抛弃了 50.80% 的脉石矿物, 大大降低了生产成本, 有效地提高了钒资源的利用率。

关键词: 石煤; 含钒矿物; 抑制剂; 磁浮联合流程

中图分类号: TD951

文献标识码: A

石煤型钒矿是我国独特的钒矿资源, 储量极为丰富, 此类钒矿没有独立矿物, 主要以类质同象形式赋存于含钒云母、电气石、石榴石等硅铝酸盐矿物中^[1], 品位多数在 0.3%~1.0% 之间。目前, 国内主要的提钒工艺是化学法直接提取, 该工艺存在生产成本高、回收率低、环境污染严重等问题^[2]。因此, 研究开发经济效益好、回收率高、环境污染低的新型提钒工艺显得十分必要。运用选矿方法预先使矿物中的钒富集到一定程度, 可减少后续冶金的处理量, 降低生产成本等。李洁^[2]等人针对湖北某黑色岩系钒矿石, 采用螺旋选矿机重选-浮选联合流程抛尾, 可抛弃产率 46.97%、钒品位 0.30%、金属损失率 14.96% 的尾矿, 使冶金提钒品位从 0.95% 提高到 1.49%, 显著降低了成本。孙伟、王丽^[3]等人利用浮选方法处理某含钒石煤矿, 以胺类阳离子为捕收剂, 水玻璃为抑制剂, 对钒品位 1.10% 的原矿, 通过浮选闭路实验得到品位 3.2%、回收率为 74.50% 的钒精矿, 实现了钒矿湿法冶金前的预先富集, 大大降低了钒浸出成本, 提高了钒资源的利用效率。

本文针对江西某石煤型钒矿含钒矿物具有弱磁性的特点, 采用磁选-浮选新工艺流程, 获得了良好的选别指标。

1 矿物性质

将两个矿区的矿样分别破碎、混匀后, 按一定比例进行配矿, 作为本次试验矿样。经 MLA 分析表明, 含钒矿物主要有叶片状钒云母、含碳钒云母、含钒褐铁矿及少量鳞片状绢云母, 其中含钒的磁性矿物主要是钒云母和褐铁矿, 含钒矿物的嵌布粒度较细, 主要为 0.01~0.2 mm, 本矿石中褐铁矿磁性相对较强, 而钒云母和含碳质钒云母也有磁性, 但磁性极弱。脉石矿物为大量硅质, 包括结晶良好的次生石英和含碳质的粉砂质石英。钒云母呈叶片状、揉皱状和鳞片状, 颜色为浅绿色, 与粉砂质石英紧密连生; 褐铁矿多见沿碎裂缝充填, 或以浸染状分布在含碳质页岩中; 绢云母呈微细纤维状、鳞片状, 与微细粒粉砂石英共生。原矿多元素化学分析结果及主要矿物相对含量分别见表 1、表 2。

表 1 原矿多元素分析结果

Table 1 Chemical analysis results of multi-element in crude ore					
元素	V ₂ O ₅	C	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃
含量 w/%	0.86	7.11	5.97	69.90	9.26
元素	As	Cu	Mo	S	烧失量
含量 w/%	<0.005	0.017	0.0058	0.33	14.07

表2 主要矿物相对含量

Table 2 the relative contents of main minerals

矿物种类	石墨	钒云母	绢云母	褐铁矿	次生石英
含量 $w/\%$	1.139	8.264	3.544	2.018	33.228
矿物种类	含碳质玉髓	钠长石	钾长石	其它	
含量 $w/\%$	39.477	4.233	1.996	6.101	

2 试验方案

在总结前人有关石煤提钒研究的基础上,结合对本矿样的探索结果,试验中考虑采取如下措施:①分别考察单一浮选、单一磁选、磁-浮联合流程的选别效果.②重点考查磁浮联合流程,先磁选可将有磁性、可浮性不好的钒矿物尽早回收,以减少对后续浮选的影响及药剂的用量,优化浮选体系.③为了加强对脉石矿物的抑制,本试验采用广州有色金属研究院研制的高效抑制剂 GNS.

3 试验结果与讨论

3.1 浮选试验

采用一粗一扫试验流程,粗选条件为:抑制剂 GZS 800 g/t,捕收剂 TAN 500 g/t,2号油 50 g/t;扫选条件为捕收剂 TAN 200 g/t,2号油 20 g/t,在不同的磨矿细度下进行试验,试验结果列于表3.

表3 不同细度下浮选试验结果

Table3 Flotation test result of different grinding fineness

-0.074mm 粒级含量 $w/\%$	产品名称	产率 $w/\%$	V_2O_5 品位 $\%$	V_2O_5 回收率 $\%$
63.28	钒粗精矿	37.20	1.11	46.50
	钒扫精矿	13.50	0.89	13.53
	尾矿	49.30	0.72	39.97
	原矿	100.00	0.89	100.00
73.55	钒粗精矿	43.53	1.09	53.49
	钒扫精矿	16.28	0.88	16.15
	尾矿	40.19	0.67	30.36
	原矿	100.00	0.89	100.00
83.99	钒粗精矿	48.73	1.01	56.53
	钒扫精矿	20.06	0.86	19.81
	尾矿	31.21	0.66	23.66
	原矿	100.00	0.87	100.00
91.36	钒粗精矿	53.12	0.97	59.19
	钒扫精矿	20.87	0.88	21.10
	尾矿	26.01	0.66	19.72
	原矿	100.00	0.87	100.00

由表3可知,随着磨矿细度增加,钒回收率提高,钒精矿品位稍稍降低.经综合考虑,确定磨矿细度为-0.074mm 占 73.55%.另外,从表3还可看出,浮选尾矿的钒品位较高,钒金属损失严重,说明采用单一浮选回收钒并不理想.

3.2 磁选试验

将原矿磨至-0.074mm 占 73.55%时,采用 SSS-I-145 型周期式高梯度强磁选机,在磁场强度分别为 800,1000 mT 的条件下,进行一粗一扫的强磁选试验.磁选试验结果列于表4.

表4 磁选试验结果

Table 4 The result of magnetic test

磁场强度 /mT	产品名称	产率 $w/\%$	V_2O_5 品位 $\%$	V_2O_5 回收率 $\%$
800	钒精矿	27.18	1.48	47.52
	尾矿	72.82	0.61	52.48
	原矿	100.00	0.85	100.00
1000	钒精矿	32.18	1.50	57.32
	尾矿	67.82	0.53	42.68
	原矿	100.00	0.84	100.00

由表4可知,在磁场强度为 1000 mT 时,回收率仅 57.32%,说明在较强的磁场强度下可以得到品位较高的钒精矿,但钒回收率较低.所以采用单一的磁选法也无法获得较高的钒回收率.

以上试验表明,采用单一浮选或单一磁选,钒的回收率均较低,所以考虑磁-浮联合工艺流程回收钒.

3.3 磁-浮联合工艺流程试验

将原矿磨至细度为-0.074mm 占 73.55%后,在磁场强度为 1000 mT 的条件下进行一粗一扫强磁选,其磁选尾矿进行浮选试验.云母类矿物常用的捕收剂为胺类^[5],本次浮选试验中用 TAN(胺类捕收剂)作为含钒矿物的捕收剂,用 GNS 作为抑制剂,浮选药剂用量试验流程如图1所示.

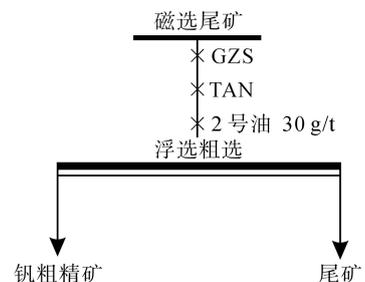


图1 浮选药剂用量试验流程

Fig.1 The test flowsheet of flotation reagent dosage

3.3.1 磁选尾矿浮选抑制剂 GZS 用量试验

按图 1 所示的流程,在捕收剂 TAN 用量为 300 g/t 的条件下,进行抑制剂 GZS 用量试验.试验结果如图 2 所示.

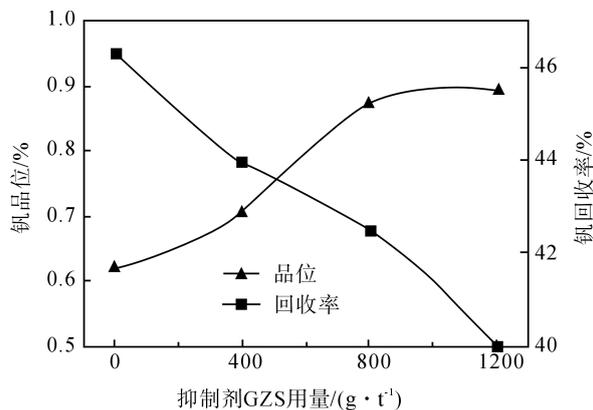


图 2 抑制剂 GZS 用量试验结果

Fig.2 The test results of GZS depressant dosage

由图 2 可知,随着 GZS 用量增加,钒粗精矿品位提高,回收率下降.当用量达到 800 g/t 以后,钒粗精矿品位增加的幅度很小,而钒粗精矿回收率一直下降.因此,确定抑制剂 GZS 用量为 800 g/t.

3.3.2 磁选尾矿浮选捕收剂 TAN 用量试验

按图 1 所示的流程,在抑制剂 GZS 为 800 g/t 的条件下,进行捕收剂 TAN 用量试验,试验结果如图 3 所示.

由图 3 可知,随着 TAN 用量增加,钒粗精矿品位不断下降,钒作业回收率先增后减.当 TAN 用量为 300 g/t 时,钒回收率达到最高.经综合考虑,确定 TAN 合适用量为 300 g/t,获得钒粗精矿品位 0.87%,回收率 42.49%.

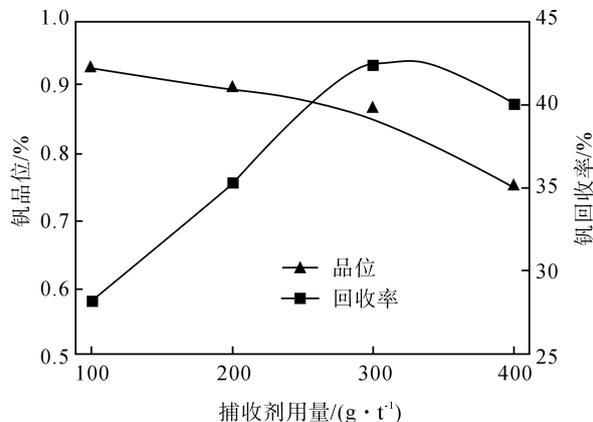


图 3 捕收剂 TAN 用量试验结果

Fig.3 The test results of TAN collector dosage

3.3.3 磁-浮联合工艺流程闭路试验

在上述试验的基础上,进行磁-浮联合工艺闭路流程试验.闭路试验流程如图 4 所示,试验结果列于表 5.由表 5 可知,采用磁-浮联合工艺可以得到品位 1.41%、回收率 84.01% 的钒精矿.在金属钒损失率仅为 15.99% 的情况下,可预先抛弃原矿量 50.80% 的脉石矿物,大大减少了后续冶金的处理量,降低了生产成本.

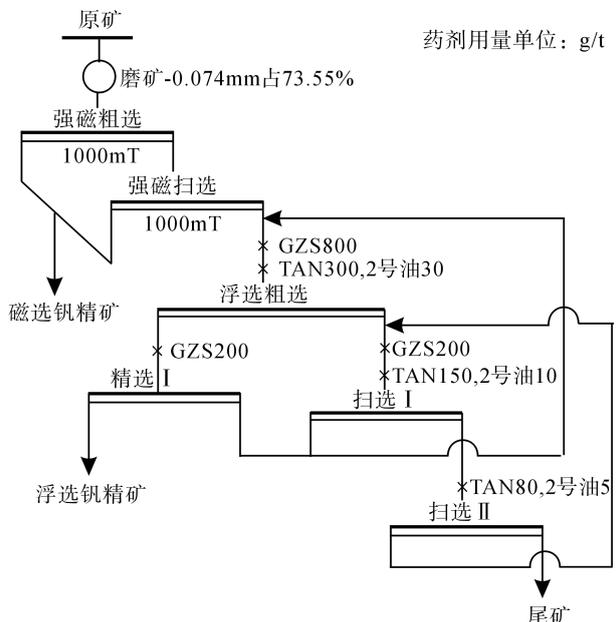


图 4 磁选-浮选闭路试验流程图

Fig.4 The closed-circuit test flowsheet of magnetic separation-flotation

表 5 磁选-浮选闭路试验结果

Table 5 The results of closed-circuit test of magnetic separation-flotation

产品名称	产率 w /%	V_2O_5 品位/%	V_2O_5 回收率/%
磁选钒精矿	32.28	1.62	63.32
浮选钒精矿	16.92	1.01	20.69
尾矿	50.80	0.26	15.99
原矿	100.00	0.83	100.00

4 结论

根据该石煤型钒矿中的钒主要赋存钒云母、含钒云母及褐铁矿中,且褐铁矿的磁性相对较强的特点,采用先强磁选再浮选的联合工艺,浮选中采用新型高效抑制剂 GZS、胺类捕收剂 TAN 回收含钒矿

物.在原矿钒品位为 0.86% 时,可获得钒品位 1.41%、回收率 84.01% 的钒精矿,尾矿钒品位为 0.26%,可预先抛弃原矿量 50.80% 的脉石矿物,金属钒损失率仅为 15.99%,减少了后续冶金的处理量和生产成本,有效提高了钒资源的利用率.

参考文献:

[1] 宁顺明,马荣骏.我国石煤提钒的技术开发及努力方向[J].矿冶工程,2012(5):57-61.

[2] 庄树新.硅质岩钒矿中无污染提取五氧化二钒的新工艺研究[D].长沙:中南大学,2007.

[3] 李洁,马晶.黑色岩系钒矿的机械选矿抛尾工艺研究[J].有色金属(选矿部分),2010(4):25-28.

[4] 孙伟,王丽,曹学锋,等.石煤提钒的浮选工艺及吸附机理[J].中国有色金属学报,2012(7):2069-2074.

[5] 邓海波,张刚,任海洋,等.季铵盐和十二胺对云母类矿物浮选行为和泡沫稳定性的影响[J].非金属材料,2012(6):23-25.

A study on new mineral processing technology of a stone coal vanadium ore

CHEN Zhiqiang¹, LUO Chuansheng¹, LIU Chao^{1,2}

1. *Guangdong Research Institute for Industrial Technology (Guangzhou Research Institute of Non-ferrous Metals), Guangzhou 510650, China;* 2. *School of Minerals Processing and Bioengineering, Central South University, Changsha 410083, China*

Abstract: The beneficiation test combined magnetic-flotation process was carried out in order to solve the problem in the stone coal (in Jiangxi province) containing roscoelite and roscoelite limonite with magnetic properties. The high effective depressant GZS and amine collector TAN were used in flotation to recycle the vanadium. The result shows that the stone coal containing 0.86% V_2O_5 was increased to 1.41% with the recovery of 84.01%, and the process discard 50.80% gangue of the raw ore, which greatly reduced the cost of production and improved the utilization efficiency of vanadium resources.

Key words: stone coal; minerals containing vanadium; depressant; magnetic-flotation process