

含钒石煤提钒工艺研究

史 玲, 谢建宏

(西安建筑科技大学, 西安 710055)

摘 要: 研究陕西某石煤矿提钒工艺。原矿通过加入少量添加剂氯化钠进行氧化焙烧, 确定最适宜的氯化钠用量, 焙烧温度, 焙烧时间。焙砂进行水浸, 可得到 65% 以上的钒浸出率。工艺简单, 适应性强, 沉钒容易。

关键词: 冶金技术; 提钒; 浸出; 石煤; 氯化钠焙烧

中图分类号: TF8411.3; TF04612; TF1111.31 **文献标识码:** A **文章编号:** 1001- 0211(2009)02- 0077- 03

钒具有许多可贵的理化特性和机械特性, 因而广泛应用于近代工业技术中, 据统计 80%~85% 的钒用于黑色冶金工业中作为添加剂以制备特种钢。在化学工业方面, 钒化合物作为催化剂和裂化剂, 已广泛应用于接触法硫酸制造工业、石油炼制及有机合成工业中。在特种玻璃、陶瓷、纺织、橡胶、油漆、照相、电影等行业也用到钒的化合物。在有色金属合金中, 钛工业已经成为钒的第二大市场, 钒钛合金在航空、航天及核工业中都具有广泛用途。因此研究高回收率低污染的石煤提钒新工艺具有非常积极的意义。

我国有丰富的钒资源, 除钒钛磁铁矿外, 还有一类低品位单一钒矿资源, 即作为钒的单独矿床开采的含钒碳质页岩, 俗称石煤。石煤既是一种含碳氢少、发热量低、灰分高的劣质煤, 也是一种低品位多金属矿石, 其中最具有商业意义的金属元素是钒。钒在石煤中价态分析结果表明^[1], 绝大部分地区石煤中的钒都是以酸碱不溶的 $\bar{0}(\bar{0})$ 和 $\bar{0}(\bar{0})$ 为主, 这就是在石煤提钒过程中需要采用氧化焙烧使低价钒变为 $\bar{0}(\bar{0})$ 的原因。因为焙烧阶段含钒矿物相变机理复杂, 影响因素诸多, 目前尚处于定性研究阶段。通过对陕西某含钒石煤提钒的各种工艺进行对比研究, 确定采用低盐钠化法, 即在焙烧阶段加入添加剂氯化钠, 使 $\bar{0}(\bar{0})$ 和 $\bar{0}(\bar{0})$ 转化为可溶于水的 $\bar{0}(\bar{0})$ 而被提取利用。原矿主要化学成分见表 1。

1 焙烧氯化钠用量试验

氯化钠热稳性较高, 在空气中加热至高温也不

收稿日期: 2006- 12- 30

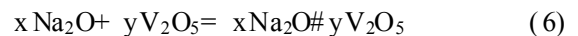
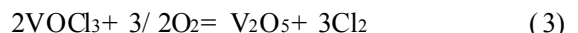
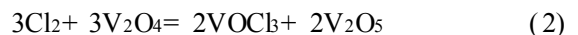
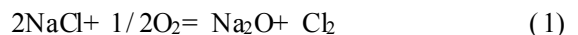
作者简介: 史 玲(1977-), 女, 内蒙古商都县人, 讲师, 硕士, 主要从事选矿与化学等方面的教学及研究。

表 1 原矿主要化学成分

Table 1 Chemical composition of run2o2mine ore

元素	V ₂ O ₅	SiO ₂	CaO	MgO	Cu	Pb	Zn
含量/%	11.04	68.106	41.75	21.66	01.06	01.02	01.08
元素	TFe	TC	Al ₂ O ₃	TiO ₂	K ₂ O	Na ₂ O	S
含量/%	41.26	11.74	61.29	01.78	11.96	01.03	01.86

分解, 但当有钒、铁、锰、铝、硅等氧化物存在时, 氯化钠就加速分解, 产生活性氯和 Na₂O。活性氯作为一种氧化剂与低价钒作用生成中间产物 VOCl₃, 在高温有氧存在的条件下, VOCl₃ 不稳定, 发生分解反应。如式(1)~式(6)所示^[2]。



试验固定条件为磨矿细度- 74Lm80%、焙烧温度 900 e、焙烧时间 2h、水浸温度 90 e、水浸时间 1h、水浸液固比 3B1、食盐用量分别为 8, 10, 12, 14g。为了防止烧结, 对试样进行制粒后焙烧^[3], 制粒加水水量约为 12%。试验流程见图 1, 试验结果见表 2。

从试验结果可以看出, 随着食盐用量的增加, 钒的浸出率在逐步提高, 综合考虑指标与污染问题, 确定食盐用量为 12%。

2 焙烧时间试验

焙烧时间试验固定条件为磨矿细度- 74Lm 80%、焙烧温度 850 e、食盐用量 12%、水浸温度 90 e、液固比 3B1、水浸时间 1h, 焙烧时间分别为 2, 3, 4h, 试验流程同图 1, 试验结果见表 3。

表 2 氯化钠用量试验结果¹⁾

Table 2 Test result of sodium chloride dosage

食盐用量/g	产物	产率/%	品位 V_2O_5 /%	回收率 V_2O_5 /%
8	焙砂	931.00	11.12	1001.00
	浸渣	921.50	01.65	571.81
	浸液	2001.00	-	421.19
	原矿	1001.00	11.04	1001.00
10	焙砂	931.00	11.12	1001.00
	浸渣	921.50	01.56	491.81
	浸液	2001.00	-	501.19
	原矿	1001.00	11.04	1001.00
12	焙砂	931.00	11.12	1001.00
	浸渣	921.50	01.39	341.69
	浸液	2001.00	-	651.31
	原矿	1001.00	11.04	1001.00
14	焙砂	931.00	11.12	1001.00
	浸渣	921.50	01.35	311.13
	浸液	2001.00	-	681.87
	原矿	1001.00	11.04	1001.00

1) 浸液的单位为 mL。

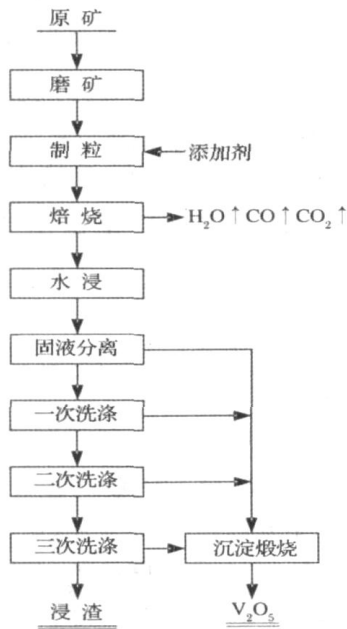


图 1 提钒试验工艺流程

Fig 1 Flowsheet of vanadium extraction test

从试验结果看出,在焙烧温度 850 e,焙烧时间从 2h 到 4h,对试验结果影响不是很大,从技术和经济综合考虑,试验暂定焙烧时间为 3h。

3 焙烧温度试验

焙烧温度试验固定条件为磨矿细度- 74Lm 80%、焙烧时间 3h、食盐用量 12%、水浸温度 90 e、液固比 3B1、水浸时间 1h,焙烧温度分别为 800、

850、900 e,试验流程同图 1,试验结果见表 4。焙烧温度从 800 e 到 900 e 影响不明显,试验选择最佳温度为 850 e。

表 3 焙烧时间试验结果¹⁾

Table 3 Test result of roasting time

焙烧时间/h	产物	产率/%	品位 V_2O_5 /%	回收率 V_2O_5 /%
2	焙砂	931.00	11.12	1001.00
	浸渣	921.50	01.38	331.80
	浸液	2001.00	-	661.20
	原矿	1001.00	11.04	1001.00
3	焙砂	931.00	11.12	1001.00
	浸渣	921.50	01.35	311.13
	浸液	2001.00	-	681.87
	原矿	1001.00	11.04	1001.00
4	焙砂	931.00	11.12	1001.00
	浸渣	921.50	01.39	341.69
	浸液	2001.00	-	651.31
	原矿	1001.00	11.04	1001.00

1) 浸液的单位为 mL。

表 4 焙烧温度试验结果¹⁾

Table 4 Test result of roasting temperature

焙烧温度/e	产物	产率/%	品位 V_2O_5 /%	回收率 V_2O_5 /%
800	焙砂	931.00	11.12	1001.00
	浸渣	921.50	01.40	351.58
	浸液	2001.00	-	641.42
	原矿	1001.00	11.04	1001.00
850	焙砂	931.00	11.12	1001.00
	浸渣	921.50	01.38	331.80
	浸液	2001.00	-	661.20
	原矿	1001.00	11.04	1001.00
900	焙砂	931.00	11.12	1001.00
	浸渣	921.50	01.39	341.69
	浸液	2001.00	-	651.31
	原矿	1001.00	11.04	1001.00

1) 浸液的单位为 mL。

通过焙烧试验,确定最佳焙烧条件为添加剂氯化钠用量 12%,焙烧温度 850 e,焙烧时间 3h。浸出工艺已经为最佳条件。

4 沉钒试验

在添加剂氯化钠用量 12%,焙烧温度 850 e,焙烧时间 3h 的焙烧条件下制备焙砂,焙砂经过水浸,温度 90 e,液固比为 3B1,搅拌浸取 1h,浸液进行沉钒试验^[4]。将母液浓缩至约 4g/L,用 10% 的稀硫酸调节 pH 值为 5~6,然后加入硫酸铵,用量为钒理论值的 4~5 倍,搅拌溶解。再用稀硫酸调节 pH=2,加热沸腾后自然降温到 85~90 e 时不断搅拌 1h,

过滤得多钒酸铵 $[(\text{NH}_4)_5\text{H}_2\text{V}_{10}\text{O}_{28}]$, 多钒酸铵煅烧即得五氧化二钒(V_2O_5)。沉钒试验工艺流程如图2所示。

5 结语

试验用含钒石煤钒矿品位为1104%, 矿石中钒的嵌布特性主要是钒赋存在含钒云母中, 其次为含钒电气石、含钒高岭石、少量分布在针铁矿、赤铁矿、碳酸盐等矿物中, 钒主要以类质同象取代矿物中的铝存在于矿物晶格中, 而吸附性存在的钒比例较少, 难以从矿物结构中溶浸出来。因此必须采用焙烧打破这种矿物结构使其转化成可溶性钒, 才能得以浸出, 而加入氯化钠的主要作用是加速钒的氧化, 提高钒的转浸率。钠化焙烧水浸工艺简单, 转浸率高, 适应性强, 只不过环境污染较重, 在日益强调环保的现代社会, 建议企业慎重处理尾气, 实现无污染排放。

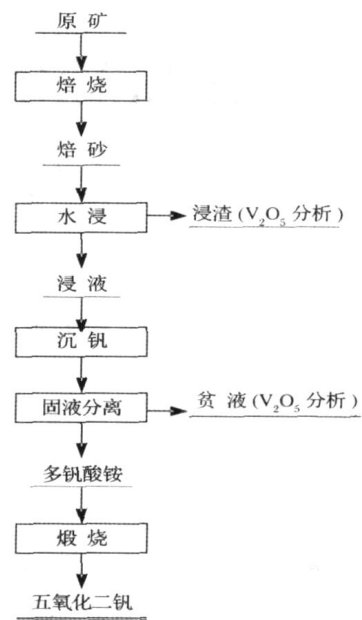


图2 沉钒试验工艺流程

Fig 2 Flowsheet of vanadium enrichment test

参考文献:

- [1] 邹晓勇¹ 含钒石煤无盐焙烧酸浸生产五氧化二钒工艺的研究[J] 化学世界, 2001, (3): 117- 119
- [2] 林海玲, 范必威¹ 石煤中影响钒转浸率的主要因素研究[J] 成都理工学院学报, 1999, 26(3): 317- 320
- [3] 陈兴龙¹ 从废石油催化剂中回收钒和钼的试验研究[J] 矿冶工程, 2004, 24(3): 47- 49
- [4] 张云¹ 从酸浸石煤的萃取液中沉淀多聚钒酸铵[J] 稀有金属, 2001, 25(2): 157- 159

Technology on Vanadium Extraction from Bone Coal

SHI Ling, XIE Jianzhong

(Xian University of Architecture & Technology, Xican 710055, China)

Abstract

The process of vanadium extraction of bone coal ore, from a Mine in Shaanxi of China, is investigated. By adding sodium chloride the run2o2mine is roasted to confirm optimum sodium chloride dosage, roasting temperature, roasting time. The calcined ore is leached by water, the leaching rate of vanadium is above 65%. The technology is simple and flexible, and convenient for vanadium precipitation.

Keywords: metallurgical technology; vanadium extraction; leaching; bone coal; roasting with salt