

某难选钒矿提取钒实验研究

王阳¹, 郭万进², 隆长命¹

- (1. 四川鑫源矿业有限责任公司, 四川 甘孜 626000;
2. 白玉县银兴矿业有限公司, 四川 甘孜 626000)

摘要: 甘肃某钒矿矿物组成较为复杂, 嵌布粒度较细, 浮选工艺处理困难。针对该矿石复杂性质, 实验对其进行了直接酸浸工艺、焙烧-酸浸工艺、焙烧-碱浸出工艺、焙烧-水浸出工艺的研究。实验结果表明焙烧-酸浸工艺效果较佳, 其较佳条件为: 原矿磨矿细度 -0.074 mm 70%, 加水制粒 $\Phi 8 \sim 20$ mm, 干燥后焙烧 1.5 h, 焙烧温度为 800℃。焙烧矿磨至 -0.074 mm 60%, 酸浸硫酸用量为 12%, 液固比 1.2:1, 浸出时间 1 h, 浸出温度 30℃, 在此条件下可获得钒浸出率为 93.36% 的贵液。采用的工艺技术路线解决了该难选钒矿采用常规湿法提钒工艺钒浸出率低、硫酸消耗量大等技术难题, 为实现资源高效利用及保障国家能源资源安全奠定了坚实的技术基础。

关键词: 复杂钒矿; 焙烧-酸浸; 焙烧-碱浸; 焙烧-水浸

doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2022.05.024

中图分类号: TD952 文献标志码: A 文章编号: 1000-6532 (2022) 05-0141-07

钒素有“金属维生素”之称, 由于其优良的性能, 被广泛应用于特种钢的生产。对于我国航天航空、军事国防等领域取得的突破性研究进展, 起着至关重要的作用, 并逐渐广泛应用于电池、颜料、医学等民用领域^[1-3]。

我国钒资源丰富, 主要包括钒钛磁铁矿、石煤钒矿和粘土钒矿。其中粘土钒矿储量大、分布广泛, 主要分布于湖北、河南、陕西、湖南等省份。粘土钒矿是以 SiO_2 为基体的粘土质矿物, 含碳较少, 其含钒品位在 0.6%~3.5%, 含 SiO_2 约 80%, 具有很高的开采利用价值。钒在矿石中多以 V^{3+} 、 V^{4+} 形式存在, V^{5+} 较少, 其中主要的存在形式为 V^{3+} 。 V^{3+} 存在于 (铝) 硅酸盐的矿物晶格中, 这部分钒不溶于酸、碱、水, 很难直接溶出。钒的赋存状态主要分为四种: 以类质同象的

形式赋存于矿物晶体结构中; 以络阴离子形式呈吸附形态存在于矿物中; V^{5+} 以独立的矿物形式存在; 钒存在于有机质中。除钒钛磁铁矿外, 我国大部分钒矿以 V^{3+} 呈类质同象的形式赋存于硅酸盐矿物晶格中, 属于难处理钒矿^[4-7]。

甘肃某钒矿结构组成较为复杂, 泥化情况严重, 通过浮选工艺较难获得良好指标。在对现场生产了解的基础上, 进行了焙烧-浸出工艺研究。

1 矿石性质

实验对甘肃某钒矿进行了化学多元素分析和钒矿物物相分析, 分析结果分别见表 1 和表 2。

1.1 原矿化学多元素

由表 1 可知, 该矿石主要有价元素为钒, 其

表 1 化学多元素分析 /%

Table 1 Chemical multi-element analysis

V_2O_5	FeO	Fe_2O_3	MnO	K_2O	Na_2O	MgO	CaO	C	Cu
1.16	0.93	2.62	0.005	0.52	0.071	2.14	0.70	1.08	0.005
Pb	Bi	Ni	Mo	S	Al_2O_3	P_2O_5	SiO_2	水分	烧失
0.005	0.005	0.026	0.028	0.20	2.95	0.48	54.57	0.32	8.30

收稿日期: 2022-05-25

作者简介: 王阳 (1989-), 男, 硕士研究生, 工程师, 主要从事复杂多金属分选技术研究与管理。

表 2 钒物相分析
Table 2 Phase analysis of vanadium

名称	氧化铁及粘土矿物中钒	粘土矿类 云母类矿物中钒	电气石及石榴石中钒	合计
含量/%	0.42	0.79	0.07	1.28
占有率/%	32.81	61.72	5.47	100.00
名称	游离氧化物中钒	碳质及游离态 硅铝酸盐中钒	碳质中钒	合计
含量/%	0.12	0.90	0.26	1.28
占有率/%	9.38	70.31	20.31	100.00
名称	总钒矿物		五价钒	合计
	低价钒			
含量/%	0.95		0.33	1.28
占有率/%	74.22		25.78	100.00

他元素尚未达到工业品位要求。 SiO_2 、 Al_2O_3 、 P_2O_5 和 CaO 含量分别为 54.57%、2.95%、0.48%、0.7%，表明该矿脉石主要为石英型及铝硅酸盐类，其次还含有部分磷灰石和方解石等。

由表 2 可知，粘土矿物中钒主要分布在云母类矿物及氧化铁等粘土中，在碳质矿物中则主要分布于铝硅酸盐类矿物及碳质中，其中钒在矿物中主要以低价态形式存在，五价钒含量仅为 25.78%。结合岩矿分析，该矿石中钒主要通过置换六次配位的三价铝而广泛存在于铝硅酸盐矿物中，少量赋存于碳质矽石或者以游离氧化物形式存在。故通过钒物相分析，该钒矿在碳质矽石中含量较少，主要集中在硅酸盐类非金属矿物中，不适合采用浮选工艺。

1.2 矿石粒度组成

选取破碎后粒径在 5~20 mm 粗粒级物料，磨至 -0.074 mm 70% 并对其进行筛分分析，筛分结果见表 3。

表 3 矿石粒度分析
Table 3 Ore particle size analysis

粒级/mm	产率/%	钒品位/%	分布率/%
+0.125	16.5	0.65	9.66
-0.125+0.074	12.0	0.76	8.21
-0.074+0.045	65.6	1.24	73.26
-0.045	5.9	1.67	8.87
合计	100.0	1.11	100.00

由表 3 可知，5~20 mm 粗粒级物料钒含量为 1.11%，经磨细筛析后钒主要富集在细粒级物料

中，粗粒级（+0.125 mm）物料中钒含量为 0.65%，粒度越细，含钒品位越高，-0.045 mm 粒级产品中钒品位达到 1.67%，分布率为 8.87%；-0.074+0.045 mm 粒级中钒品位仅次于 -0.045 mm 粒级产品钒品位，但分布率较高，达到 73.26%。

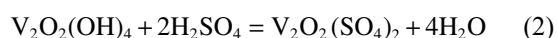
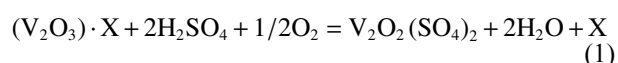
2 浸出工艺对比

通过矿石性质分析，该钒矿不宜采用浮选工艺回收，故在此基础上进行了不同浸出工艺的对比研究，浸出方案主要有：直接酸浸工艺、焙烧-酸浸工艺、焙烧-碱浸出工艺、焙烧-水浸出工艺^[3,8-9]。不同浸出工艺实验结果见表 4。

2.1 直接酸浸工艺

直接酸浸工艺在工业生产中应用较为广泛，原矿经碎矿磨矿后采用硫酸浸出。为提高金属钒的浸出率，通常采用高浓度硫酸和高浓度矿浆，浸出温度接近沸点。考虑到酸浸过程中其他可溶于酸的杂质被溶解，故酸浸贵液需进一步除杂处理。

该矿石中钒在硅铝酸盐矿物中以 V(III) 类质同象形式置换 6 次配位的三价铝而存在于云母晶格中，必须破坏云母结构将其氧化方可溶出。在一定条件下，氢离子进入云母结构置换铝，使离子半径发生变化，从而将钒释放出来并氧化成高价后溶于酸。其反应过程为：



直接酸浸实验条件为：磨矿细度-0.074 mm 70%，浸出温度 85℃，浸出时间 12 h，浸出液固比 1.2:1，硫酸用量为浸出矿物总量 12%。浸出渣用水洗三次，每次洗水量为渣量的 50%，实验结果见表 4。

2.2 焙烧-酸浸工艺

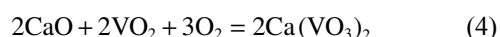
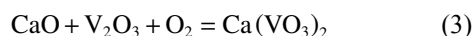
将钒矿石直接或者与添加剂（石灰、碳酸钠等）混合后于氧化性气氛下高温焙烧，在焙烧过程中低价钒被氧化为五价钒，并与矿石或添加剂反应生产钒酸盐。焙烧后的钒酸盐主要为 $\text{Fe}(\text{VO}_3)_2$ 、 $\text{Fe}(\text{VO}_3)_3$ 、 $\text{Mn}(\text{VO}_3)_2$ 、 $\text{Ca}(\text{VO}_3)_2$ 以及未完全氧化的四价钒化合物，它们均不溶于水，但易溶于酸。

焙烧-酸浸工艺实验条件为：原矿磨矿细度-0.074 mm 70%，制粒 $\Phi 8\sim 20$ mm 待干燥后焙烧，焙烧时间 2 h，温度 850℃。焙烧物料磨至-0.074 mm 70%，浸出液固比 1.2:1，浸出时间 12 h，浸出温度 85℃，硫酸用量为浸出矿物总量 12%。浸出渣用水洗三次，每次洗水量为渣量的 50%，实验结果见表 4。

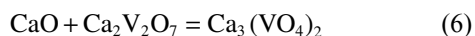
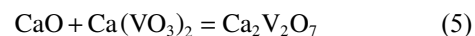
2.3 焙烧-碱浸工艺

钒矿氧化钙化焙烧后的熟料可采用碱溶液浸出，常用碱性浸出剂一般为： Na_2CO_3 、 NaHCO_3 、 NaOH 、 $(\text{NH}_4)_2\text{CO}_3$ 、 NH_4HCO_3 。氧化钙化焙烧后的钒矿物熟料中钒主要以偏钒酸钙以及少量焦钒酸钙和正钒酸钙形式存在。采用可溶性碳酸盐浸

出时， CO_3^{2-} 与 VO_3^- 离子发生交换反应，使 $\text{Ca}(\text{VO}_3)_2$ 转化为溶度积更小的 CaCO_3 ，从而使钒进入溶液。在浸出过程中通入适量 CO_2 使溶液中的 HCO_3^- 和 CO_3^{2-} 离子保持较高的浓度，促进钒的转化。在氧化钙化焙烧过程中钒矿物主要发生以下反应：



当石灰过量或者焙烧温度过高，焙烧时间过长，生成的偏钒酸钙则会发生以下副反应：



副反应产物主要为焦钒酸钙和正钒酸钙，这两种钒酸盐在高浓度和高温的碱溶液中逐渐溶解析出。副反应不利于钒矿物浸出，应注意反应条件控制。

焙烧-酸浸工艺实验条件为：原矿磨矿细度-0.074 mm 70%，石灰添加量为 10%，混匀后制粒 $\Phi 8\sim 20$ mm 待干燥后焙烧，焙烧时间 2 h，焙烧温度 850℃。焙烧后物料磨至-0.074 mm 70%，采用 10% 浓度碳酸钠溶液浸出。浸出液固比 2:1，浸出时间 2 h，浸出温度 85℃。浸出渣用水洗三次，每次洗水量为渣量的 50%，实验结果见表 4。

表 4 不同浸出工艺实验结果
Table 4 Experimental results of different leaching processes

工艺	药剂种类及用量	焙砂产率/%	浸渣产率/%	浸渣钒含量/%	浸出率/%
直接酸浸	—	—	93.0	0.89	22.64
焙烧-酸浸	—	97.30	95.0	0.094	91.88
焙烧-碱浸	CaO 10%	97.25	99.5	0.76	27.26
焙烧-水浸	NaCl 6%	89.51	94.5	0.27	77.25

2.4 焙烧-水浸工艺

碱金属和镁的偏钒酸盐均可溶于水，当矿石中碱金属与镁含量较高，或者添加钠盐制粒进行氧化钠化焙烧时，焙烧后钒矿物可采用水浸优先回收焙烧过程生成的碱金属和镁的偏钒酸盐。

焙烧-水浸工艺实验条件为：原矿磨矿细度-0.074 mm 70%，添加剂 NaCl 用量为 6%，混匀制粒 $\Phi 8\sim 20$ mm，待干燥后焙烧，焙烧时间为 2 h，焙烧温度为 850℃。焙烧矿磨至-0.074 mm 70%，

采用水浸出。浸出液固比 2:1，浸出时间 2 h，浸出温度 85℃。浸出渣用水洗三次，每次洗水量为渣量的 50%，实验结果见表 4。

由表 4 可知，焙烧-酸浸工艺指标较好，浸出率为 91.88%，焙烧-水浸工艺浸出率为 77.25%，直接酸浸和焙烧-碱浸工艺浸出率分别为 22.64% 和 27.64%。该钒矿中低价钒含量较高为 74.22%，适当氧化焙烧可提高五价钒含量，提高酸浸效率，故宜采用焙烧-酸浸工艺。

3 焙烧-酸浸实验

3.1 原矿磨矿细度

考虑到该钒矿嵌布粒度较细, 对原矿充分研磨可提高低价钒单体解离度, 提高焙烧过程氧化效率, 从而提高浸出率。实验条件为, 原矿磨矿细度为变量, 加水制粒, 粒径 $\Phi 8 \sim 20$ mm 待干燥后焙烧。焙烧时间 2 h, 焙烧温度为 850°C 。焙烧矿磨细至 -0.074 mm 70%, 取 100 g 用硫酸溶液浸出, 浸出温度为 85°C , 浸出时间为 1 h, 液固比 1.2:1, 硫酸用量为焙烧矿量 12%。实验结果见图 1。

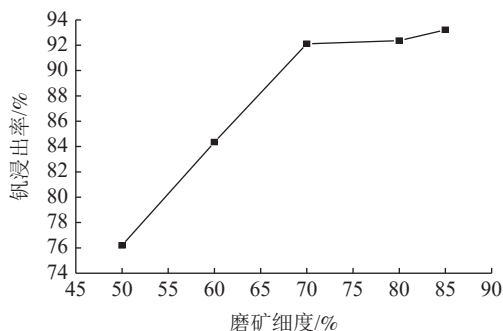


图 1 磨矿细度实验结果

Fig.1 Experimental results of grinding fineness

由图 1 分析可知, 随着原矿磨矿细度增加, 钒浸出率呈逐渐上升趋势变化。磨矿细度为 -0.074 mm 70% 时, 浸出率为 91.88%, 继续增大磨矿细度, 浸出率提高不明显。在保证一定浸出率的前提下, 随磨矿细度增加, 功耗成本也将提高, 故确定较佳原矿磨矿细度为 -0.074 mm 70%。

3.2 焙烧温度

实验条件为原矿磨矿细度 -0.074 mm 70%, 加水制粒, 粒径 $\Phi 8 \sim 20$ mm 待干燥后焙烧。焙烧时间 2 h, 焙烧温度为变量。焙烧矿磨细至 -0.074 mm 70%, 取 100 g 用硫酸溶液浸出, 浸出温度为 85°C , 浸出时间为 1 h, 液固比 1.2:1, 硫酸用量为焙烧矿量 12%。实验结果见图 2。

由图 2 可知, 随着焙烧温度增加, 钒浸出率呈先逐渐上升后下降趋势变化。当焙烧温度为 $800 \sim 850^{\circ}\text{C}$ 时, 钒浸出率较高达到 92% 以上, 继续提高焙烧温度, 钒浸出率急剧降低, 故确定较佳焙烧温度为 800°C 。导致浸出率呈波浪形趋势变化, 原因在于焙烧温度较低时低价钒氧化不充分, 浸出效果较差; 焙烧温度过高时, 矿物发生

烧结, 钒被熔融体包裹, 部分矿物甚至转化为方钠石和霞石, 使钒浸出难度增加。

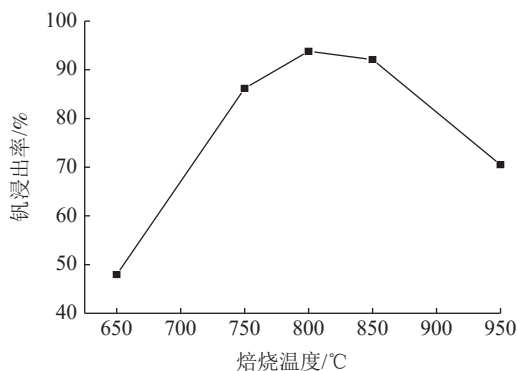


图 2 焙烧温度实验结果

Fig.2 Experimental results of roasting temperature

3.3 焙烧时间

实验条件为原矿磨矿细度 -0.074 mm 70%, 加水制粒, 粒径 $\Phi 8 \sim 20$ mm 待干燥后焙烧。焙烧时间为变量, 焙烧温度为 800°C 。焙烧矿磨细至 -0.074 mm 70%, 取 100 g 用硫酸溶液浸出, 浸出温度为 85°C , 浸出时间为 1 h, 液固比 1.2:1, 硫酸用量为焙烧矿量 12%。实验结果见图 3。

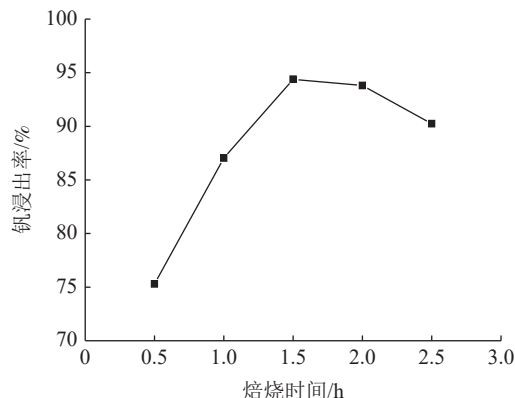


图 3 焙烧时间实验结果

Fig.3 Experimental results of roasting time

由图 3 可知, 焙烧时间对钒浸出率的影响规律与焙烧温度相似, 呈波浪式变化。当焙烧时间为 1.5~2 h 时, 钒浸出率达到 93% 以上, 随着焙烧时间增加, 浸出率逐渐降低, 故确定较佳焙烧时间为 1.5 h。导致浸出率呈波浪形规律变化, 主要在于焙烧时间过短, 氧化不充分; 焙烧时间过长, 烧结和副反应现象增加, 浸出率降低。

3.4 焙烧矿磨矿细度

原矿经磨矿后造粒焙烧, 粒径范围 $\Phi 8 \sim 20$ mm, 虽然焙烧后矿粒呈蓬松结构, 但为进一步

增大钒的单体解离度，提高浸出效果，对焙烧后矿粒进行磨矿粒度研究。实验条件为，焙烧矿磨矿细度为变量，取 100 g 用硫酸溶液浸出，浸出温度为 85℃，浸出时间为 1 h，液固比 1.2:1，硫酸用量为焙烧矿量 12%。实验结果见图 4。

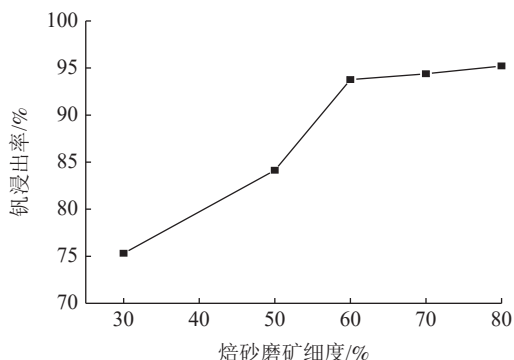


图 4 焙砂磨矿细度实验结果

Fig.4 Experimental results of calcined grinding fineness

由图 4 可知，随着磨矿细度增加，钒浸出率呈上升趋势变化。当磨矿细度为 -0.074 mm 60% 时，浸出率为 93.76%，继续增大磨矿细度，浸出率略有提高。故适当磨矿对于提高钒浸出率是有必要的，确定较佳磨矿细度为 -0.074 mm 60%。

3.5 硫酸用量

实验条件为，焙烧矿磨矿细度为变量，取 100 g 用硫酸溶液浸出，浸出温度为 85℃，浸出时间为 1 h，液固比 1.2:1，硫酸用量为变量。实验结果见图 5。

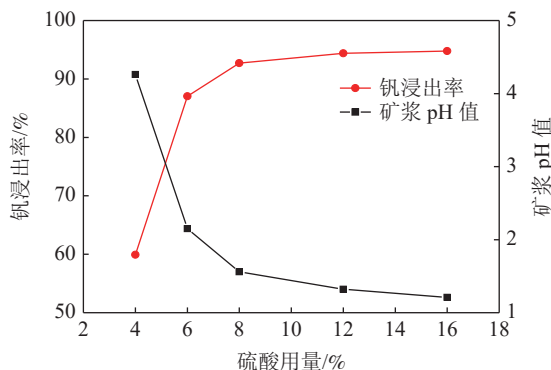


图 5 硫酸用量实验结果

Fig.5 Experimental results of sulfuric acid dosage

由图 5 可知，随着硫酸用量增加，钒浸出率呈迅速增加至平稳的趋势变化。当硫酸用量为焙烧矿量 12% 时，浸出率为 94.39%，进一步增大硫酸用量，浸出率为 94.78%，提高不明显。浸出矿

浆 pH 值随硫酸用量增加而不断降低，当硫酸用量为 8% 时，矿浆 pH 值为 2.15 接近临界值。由于五氧化二钒在 pH 值为 2 时溶解度较小，pH 值升高导致已浸出五价钒发生水解沉淀损失于浸渣中。故确定硫酸较佳用量为焙烧矿量 12%。

3.6 浸出时间

实验条件为，焙烧矿磨矿细度为 -0.074 mm 60%，取 100 g 用硫酸溶液浸出，浸出温度为 85℃，浸出时间为变量，液固比 1.2:1，硫酸用量为焙烧矿量 12%。实验结果见图 6。

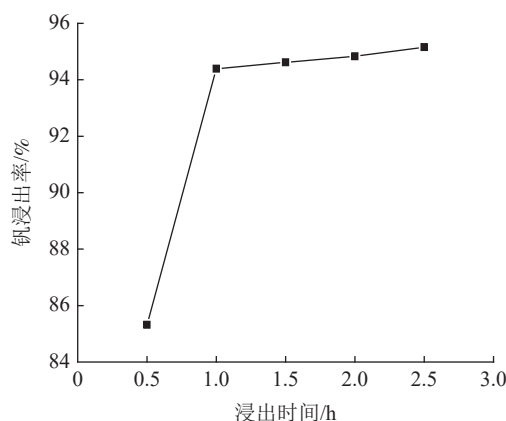


图 6 浸出时间实验结果

Fig.6 Experimental results of leaching time

由图 6 可知，随着浸出时间增加，钒的浸出率逐渐增加。当浸出时间为 1 h，钒浸出率达到 94.39%，继续增加浸出时间，钒浸出率基本不变，故确定较佳浸出时间为 1 h。

3.7 浸出温度

实验条件为：焙烧矿磨矿细度为 -0.074 mm 60%，取 100 克用硫酸溶液浸出，浸出温度为变量，浸出时间为 1 h，液固比 1.2:1，硫酸用量为焙烧矿量 12%。实验结果见图 7。

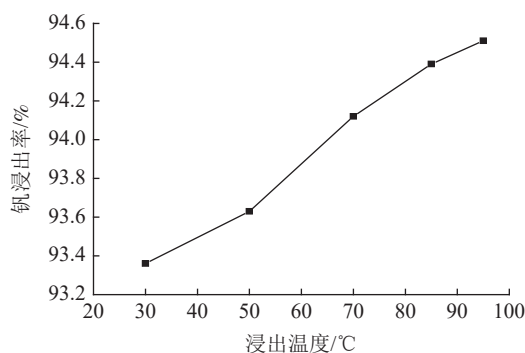


图 7 浸出温度实验结果

Fig.7 Experimental results of leaching temperature

由图 7 可知,随着浸出温度增加,钒浸出率提高不明显。当浸出温度为 30℃(夏季室温)时,钒浸出率达到 93.36%,继续提高浸出温度,钒浸出率略有上升,当浸出温度为 95℃时,钒浸出率仅为 94.51%,仅提高 1.15%,考虑生产成本,故确定较佳浸出温度为 30℃。

3.8 较佳工艺技术条件

针对该复杂难选钒矿,在磨矿细度-0.074 mm 70%,加水制粒至粒径 $\Phi 8 \sim 20$ mm,干燥后焙烧,焙烧时间 1.5 h,焙烧温度为 800℃。焙烧矿样磨细至 -0.074 mm 60% 后浸出,浸出温度为 30℃,浸出时间为 1 h,液固比 1.2:1,硫酸用量为焙烧矿量 12%。在此条件下可获得钒浸出率为 93.36% 的贵液,技术指标优异。

4 结 论

(1) 该矿石钒赋存状态较为复杂,主要以类质同象形式赋存于铝硅酸盐和碳质矽石中,通过浮选工艺分离困难。钒主要以低价态形式存在,其中五价钒含量仅为 25.78%,宜适当氧化焙烧再浸出。

(2) 采用氧化焙烧-酸浸工艺处理该钒矿石较好,最终可获得浸出率 93.36% 的浸出贵液。

(3) 氧化焙烧-酸浸工艺较佳条件为,原矿磨矿细度 -0.074 mm 70%,加水制粒,粒径 $\Phi 8 \sim 20$ mm 待干燥后焙烧。焙烧时间 1.5 h,焙烧温度为 800℃。焙烧矿磨细至 -0.074 mm 60%,取 100 g 用硫酸溶液浸出,浸出温度为 30℃,浸出时间为 1 h,液固比 1.2:1,硫酸用量为焙烧矿量 12%。

参考文献:

[1] 贺令邦,杨绍祥.湘西地区钾、镁、钒矿资源特点及开发利用现状[J].矿产综合利用,2021(2):125-131.

HE L B, YANG S X. Characteristics and Status of developing and utilizing potassium, magnesium, and vanadium resources in Western Hunan[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2021(2):125-131.

[2] 刘立平,沙占魁,张随成,等.某钒矿石提钒工艺试验的比较研究[J].贵州地质,2017(1):45-49.

LIU L P, SHA Z K, ZHANG S C, et al. Comparative study of vanadium extraction from the vanadium ore[J]. Guizhou Geology, 2017(1):45-49.

[3] 曹耀华,高照国,刘红召,等.从西北某石煤钒矿中提取钒

的试验研究[J].湿法冶金,2010,29(1):24-29.

CAO Y H, GAO Z G, LIU H Z, et al. Test research on extraction of V_2O_5 from vanadium-containing stone coal in Northwest China[J]. Hydrometallurgy of China, 2010, 29(1):24-29.

[4] 张成强,孙传尧,印万忠,等.以氟化钙为助浸剂的某伊利石型含钒石煤酸浸提钒工艺[J].矿产综合利用,2019(5):42-47.

ZHANG C Q, SUN C Y, YIN W Z, et al. Acid leaching of vanadium from an illite-type vanadium-containing stone using calcium fluoride as aid-leaching reagent[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2019(5):42-47.

[5] 段威,黄健,唐文春,等.川北铝土岩型钒矿钒的赋存状态与可选性实验研究[J].矿产综合利用,2022(3):146-151.

DUAN W, HUANG J, TANG W C, et al. Study on occurrence and optionality of vanadium in bauxite-type vanadium deposits, Northern Sichuan[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2022(3):146-151.

[6] 赵玉卿,王守敬,田滔,等.MLA 在青海某石煤钒矿钒的赋存状态研究中的应用[J].矿产综合利用,2020(1):89-93.

ZHAO Y Q, WANG S J, TIAN T, et al. Application of MLA in the study of the on occurrence state of vanadium in a rock coal vanadium ore in Qinghai[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2020(1):89-93.

[7] 史政良,严海军,周玉娟.甘肃某石煤钒矿焙烧灰渣综合利用工艺研究[J].矿产综合利用,2020(3):158-163.

SHI Z L, YAN H J, ZHOU Y J. Study on comprehensive utilization technology of sulphate roasting ash and slag of vanadium ore from stone coal in Gansu Province[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2020(3):158-163.

[8] 韩峰,周志强,王疆,等.从石煤钒矿直接酸浸液中提取钒的研究[J].稀有金属与硬质合金,2017,45(3):5-9.

HAN F, ZHOU Z Q, WANG J, et al. Study on vanadium extraction from direct acid leaching solution of carbonaceous shale vanadium ore[J]. Rare Metals and Cemented Carbides, 2017, 45(3):5-9.

[9] 杨道印,胡嘉.石煤钒矿焙砂稀酸浸出液常温直接沉淀法提取高纯 V_2O_5 [J].湿法冶金,2016,35(2):16-19.

YANG D Y, HU J. Direct precipitation of vanadium from dilute acidic leaching solution of stone coal calcine at room temperature[J]. Hydrometallurgy of China, 2016, 35(2):16-19.

Experimental Study on Vanadium Extraction from Refractory Vanadium Ore

Wang Yang¹, Guo Wanjin², Long Changming¹

(1.Sichuan Xinyuan Mining Co., Ltd., Ganzi, Sichuan, China;

2.Baiyu County Yinxing Mining Co., Ltd., Ganzi, Sichuan, China)

Abstract: The vanadium ore of Gansu was difficult to treat with flotation process for the complex composition and superfine dissemination size. Experiments of acid direct leaching vanadiferous, roasting-acidic leaching, roasting-alkali leaching and roasting-immersion were taken to research this refractory vanadium ore. The results showed that the roasting-acidic leaching process had better effect, and the pregnant solution with vanadium leaching rate 93.36% could be achieved, under optimal conditions of raw ore grinding fineness -0.074 mm 70%, $\Phi 8 \sim 20$ mm granulation, 1.5 h roasting time, 800℃ roasting temperature, -0.074 mm 60% of baked ore, 12% sulfate, 1.2:1 of liquid-solid ratio, 1 h leaching, 30℃ of reaction temperature. The adopted process technology route has solved the technical problems such as low vanadium leaching rate and large consumption of sulfuric acid in the conventional wet vanadium extraction process for the refractory vanadium ore, and laid a solid technical foundation for realizing the efficient utilization of resources and ensuring the safety of national energy resources.

Keywords: Refractory vanadium; Roasting-acidic leaching; Roasting-alkali leaching; Roasting-immersion

(上接第 135 页)

Experimental Study on Suspension Magnetization Roasting-Magnetic Separation of an Iron Ore

Kong Decui, Liu Jie, Zhang Shumin, Li Yanjun

(School of Resources and Civil Engineering, Northeastern University, National-Local Joint Engineering

Research Center of Refractory Iron Ore Resources Efficient Utilization

Technology, Shenyang, Liaoning, China)

Abstract: The iron grade of a certain iron ore was 56.36%. The iron of raw ore mainly existed in the forms of hematite and limonite. The gangue minerals were chiefly quartz and bauxite. Therefore, a suspensionmagnetization roasting-magnetic separation process test was conducted on the ore. The results indicated that the optimum conditions for reducing roasting are as follows: The size of feed is -0.074 mm 56.11%, with roasting temperature 560℃, concentration of CO 30%, and roasting time 15 min. Under the optimum roasting conditions, the roasted products were ground to -0.074 mm 95%, and then magnetic separation was carried out to produce an iron concentrate with iron grade of 64.42% and iron recovery of 94.49%. It also provides a solution for other refractory iron ores.

Keywords: Iron ore; Suspension magnetization roasting; Magnetic separation; Hematite; Magnetite