

文章编号:1673-9981(2010)01-0065-06

## 选矿富集阿克苏石煤钒矿中的钒

向平<sup>1,2</sup>, 冯其明<sup>1</sup>, 钮因健<sup>1</sup>, 潘安新<sup>3</sup>

(1. 中南大学资源加工与生物工程学院, 湖南长沙 410083; 2. 株洲市湘麒资源综合利用研究所, 湖南株洲 412005; 3. 新疆奥凯投资有限责任公司, 新疆乌鲁木齐 830000)

**摘要:**新疆阿克苏低品位石煤钒矿的第一种类型矿具有钒粒级分布极不均匀特性,可采用湿式筛选方法实现+0.85 mm粗粒级抛尾,并得到比原矿富集数倍的一0.037 mm细粒级精矿.第二种类型矿不存在钒粒级分布不均匀特性,但此种类型矿具有钒物相分布不均匀特性,钒主要赋存矿物是含钒高岭石和含钒氧化铁矿物.第一种类型矿的中间级别也具有钒物相分布不均匀特性,钒也是主要赋存在含钒高岭石和含钒氧化铁矿物中.可采用浮选方法富集两种矿中赋存在高岭石和氧化铁矿物中的钒.采用湿式筛选+浮选联合工艺处理V<sub>2</sub>O<sub>5</sub>品位约0.7%的由两种类型矿按一定比例配成的石煤钒矿样,获得精矿品位大于3.2%,钒总回收率大于74.5%的实验指标.

**关键词:**钒;石煤;湿式筛选;浮选

**中图分类号:**TD952;TD923 **文献标识码:**A

石煤是中国除钒钛磁铁矿以外的另一重要的钒资源,石煤中V<sub>2</sub>O<sub>5</sub>的质量分数一般在0.1%~1%之间<sup>[1-2]</sup>,但具有开采利用价值的石煤V<sub>2</sub>O<sub>5</sub>品位必须高于0.8%<sup>[3-7]</sup>.因此,虽然中国石煤中钒的储量约为钒钛磁铁矿中钒储量的7倍左右<sup>[5,8-9]</sup>,占全国钒总储量的87%以上,比世界其它国家钒总储量的总和还多<sup>[4,10-13]</sup>,但目前中国钒产量90%以上产自钒钛磁铁矿,产自含钒石煤的不足10%<sup>[1]</sup>.

石煤钒矿中的钒在各种矿物中高度分散分布,钒的赋存状态复杂,赋存价态变化多样,通常被认为不能用选矿方法进行富集<sup>[4]</sup>.本文在对新疆乌什石

煤钒矿进行工艺矿物学研究的基础上,提出了采用湿式筛选+浮选工艺选钒,使精矿V<sub>2</sub>O<sub>5</sub>品位从原矿0.7%左右富集到3.2%以上,钒综合回收率大于74.5%.

### 1 试验物料成分

试验矿样取自新疆阿克苏地区乌什县.编号XJ-1矿样为深褐色至浅褐色片块状粗粒夹细粉,细粉较多.编号XJ-2矿样以黑色片块状为主,夹少量细粉.试样的主要元素化学分析结果列于表1.

表1 试验物料主要元素分析结果  
Table 1 Chemical composition of ore sample

样号	质量分数/%								
	V <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	烧失	固定C
XJ-1	0.69	67.87	4.74	5.93	6.39	1.63	2.38	2.3	0.8
XJ-2	0.75	78.41	3.96	3.82	3.58	1.67	0.81	3.6	1.5

收稿日期:2009-01-12

作者简介:向平(1966—),男,湖南保靖人,高级工程师,博士研究生.

## 2 试验结果与讨论

### 2.1 矿样的工艺矿物学研究

#### 2.1.1 钒的粒级分布

用孔径 12.5 mm 的粗筛和 0.85, 0.074, 0.037 mm 的标准套筛对两种不同类型的矿样进行湿式筛分,  $V_2O_5$  在各粒级中的分布情况列于表 2。由表 2 可知, XJ-1 矿样具有较好的钒粒级分布不均匀性, 可以采用湿式擦洗筛选得到 +0.85 mm、0.037~0.85 mm 和 -0.037 mm 三个级别产品, 其中 +0.85 mm 粗粒

级的产率达到 70% 左右,  $V_2O_5$  品位低于 0.15%,  $V_2O_5$  分布率不到 12%, 可考虑抛尾; -0.037 mm 细粒级产率不到 15%,  $V_2O_5$  品位高达 3.2% 左右,  $V_2O_5$  分布率高达 64.3%, 可作为后续提钒原料; 中间级别 0.37~0.85 mm 的产率约 15%,  $V_2O_5$  品位 0.85%~1.89%, 平均值约为 1.1%, 可作为提钒原料进一步富集。但 XJ-2 矿样的钒分布不均匀性比较差, -0.037 mm 细粒级产率不到 5%,  $V_2O_5$  分布率不到 17%, +0.85 mm 粗粒级  $V_2O_5$  品位高达 0.45%~0.65%, 不宜采用湿式擦洗筛选工艺。

表 2 原矿钒粒级分布分析结果

Table 2 Analysis result of the size-distribution of vanadium in raw ore

粒级/mm	XJ-1 矿样			XJ-2 矿样		
	产率/%	品位( $V_2O_5$ )/%	$V_2O_5$ 分布率/%	产率/%	品位( $V_2O_5$ )/%	$V_2O_5$ 分布率/%
+12.5	34.64	0.09	4.41	45.23	0.47	28.05
0.85~12.5	35.28	0.15	7.48	40.55	0.65	34.78
0.074~0.85	12.58	0.85	15.12	9.25	1.54	18.80
0.037~0.074	3.25	1.89	8.69	0.77	1.67	1.70
-0.037	14.25	3.19	64.30	4.20	3.01	16.67
合计	100	0.71	100.00	100.00	0.76	100.00

#### 2.1.2 钒物相分析

分析矿样中钒在含钒高岭土和含钒氧化铁、含钒云母类、含钒电气石和含钒石榴石这三相中的分布率。XJ-1 矿样的 -0.037 mm、0.037~0.85 mm 粒级和 XJ-2 矿样的钒物相分析结果列于表 3。由表 3 可知, XJ-1 矿样 -0.037 mm 细粒级钒的主要赋存矿物是石榴石和电气石等岛状硅酸盐矿物, 约占 62%; 其次为层状硅酸盐矿物云母矿, 约占 30%; 铁铝矿中的钒所占比例很少, 只占 5% 左右。XJ-1 矿样 0.037~0.85 mm 级别和 XJ-2 矿样则相反, 钒主要赋存在铁铝矿中, 占 70%~80%; 其次为云母矿, 约占 14%~24%; 在石榴石和电气石等硅酸盐矿物中很少, 不足 5%。

通过钒物相分析, 得知 XJ-2 和 XJ-1 矿样的

0.037~0.85 mm 粒级钒的主要赋存矿物为含铁铝硅酸盐矿物, 利用这一性质可以考虑用浮选实现含铁铝硅酸盐矿物的富集。尽管还未见过用浮选富集石煤钒矿的报道, 但前人对氧化铝矿和氧化铁矿做过大量的浮选试验研究, 特别是铝土矿铝硅分离的研究<sup>[14-17]</sup>和氧化铁矿铁硅分离的研究<sup>[18-20]</sup>。可以借鉴前人用浮选实现氧化铁铝矿铁铝与硅分离的研究成果, 对石煤钒矿进行铁铝钒与硅的浮选分离, 使钒随着铁铝矿富集而富集。XJ-1 矿样 -0.037 mm 细粒级的含钒矿物主要是石榴石电气石等硅酸盐矿物, 含铁铝较低, -0.037 mm 粒级中的  $V_2O_5$  品位已达 3.2% 以上。因此, 对 -0.037 mm 细粒级可不再经过选别, 直接作为精矿产品。

表3 钒物相分析结果  
Table 3 Analytic results of of vanadium phase

矿样	粒级/mm	V <sub>2</sub> O <sub>5</sub> /云母		V <sub>2</sub> O <sub>5</sub> /石榴石,电气石	
		品位(V <sub>2</sub> O <sub>5</sub> )/%	V <sub>2</sub> O <sub>5</sub> 分布率/%	品位(V <sub>2</sub> O <sub>5</sub> )/%	V <sub>2</sub> O <sub>5</sub> 分布率/%
XJ-1	-0.037	1.01	30.89	2.03	62.08
	0.037~0.85	0.28	23.73	0.05	4.24
XJ-2		0.10	14.08	0.03	4.22

矿样	粒级/mm	V <sub>2</sub> O <sub>5</sub> /铁铝矿		V <sub>2</sub> O <sub>5</sub> /其它		合计	
		品位(V <sub>2</sub> O <sub>5</sub> )/%	V <sub>2</sub> O <sub>5</sub> 分布率/%	品位(V <sub>2</sub> O <sub>5</sub> )/%	V <sub>2</sub> O <sub>5</sub> 分布率/%	品位(V <sub>2</sub> O <sub>5</sub> )/%	V <sub>2</sub> O <sub>5</sub> 分布率/%
XJ-1	-0.037	0.18	5.50	0.05	1.53	3.27	100.00
	0.037~0.85	0.83	70.34	0.02	1.69	1.18	100.00
XJ-2		0.57	80.29	0.01	1.41	0.71	100.00

2.2 富集钒的选矿试验

2.2.1 湿式擦洗筛选

按照图1所示的工艺流程对XJ-1矿样进行湿式擦洗筛选实验,实验结果列于表4.由表4可知,+0.85 mm粒级产率为66.85%,V<sub>2</sub>O<sub>5</sub>品位为0.17%,可以抛尾,钒损失率约16%.-0.037 mm粒级产率10%左右,V<sub>2</sub>O<sub>5</sub>品位高达3.25%,可直接作为精矿,其V<sub>2</sub>O<sub>5</sub>回收率为46.2%.与表2中XJ-1

矿样的钒粒级分布分析结果相比较发现,+0.85 mm粒级中的钒多损失约4个百分点,-0.037 mm细粒级中的钒回收率低了约18个百分点,这是因为表2数据为少量矿样的理论筛析结果,表4数据为大批量矿样的实际筛选结果.如果将表2数据作为理论筛选最佳数据,筛分效率定为100%,则表4的湿式擦洗筛选试验的筛选效率为71.85%.

表4 湿式擦洗筛选实验结果  
Table 4 Experimental result of wet sieving

	粒级/mm	产率/%	品位(V <sub>2</sub> O <sub>5</sub> )/%	V <sub>2</sub> O <sub>5</sub> 分布率/%
细粒级	-0.037	10.03	3.25	46.20
	0.037~0.074	4.08	1.87	10.87
中间粒级	0.074~0.85	19.04	0.98	26.62
	0.037~0.85	23.12	1.14	37.49
粗粒级	0.85~12.5	39.82	0.19	10.66
	+12.5	27.03	0.15	5.65
	+0.85	66.85	0.17	16.21
合计		100.00	0.70	100.00

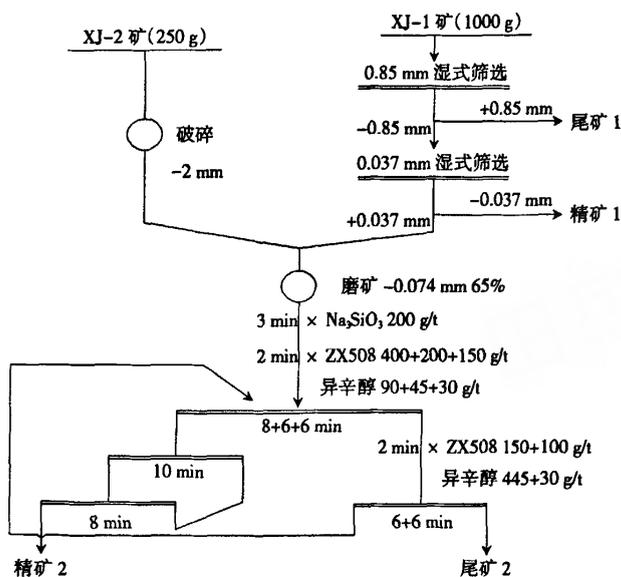


图1 石煤钒矿的选矿工艺流程

Fig. 1 The experimental flowsheet for dressing of the vanadium bearing stone coal

### 2.2.2 浮选

对 XJ-1 矿样经湿式擦洗筛选获得的 0.037~0.85 mm 中间粒级和 XJ-2 矿样按照图 1 所示工艺流程进行开路 and 闭路浮选实验, 得到  $V_2O_5$  品位 3.2% 以上的浮选精矿, 尾矿  $V_2O_5$  品位可降至 0.31% 以下。

### 2.2.3 全流程试验结果

按照图 1 所示的“湿式筛选+浮选”联合选矿工艺流程进行实验, 实验结果列于表 5。由表 5 可知,

对  $V_2O_5$  品位 0.72% 的综合原矿, 获得 -0.037 mm 细粒级和浮选泡沫精矿产品  $V_2O_5$  品位都大于 3.2%, 钒总回收率大于 74.5%。将石煤钒矿的钒从  $V_2O_5$  品位 0.7% 左右富集到 3.2% 以上, 可使冶金提钒中每吨钒产品所需原料由 200 t 左右降至 40 t 左右, 这样不仅大大降低了提钒的生产成本, 而且可大大改善提钒对环境产生的三废污染问题, 获得很好的环境效益。

表5 “湿式筛选+浮选”的全流程实验结果

Table 5 The experimental result of the combination of wet sieving and flotation

产物名称	产率/%	品位( $V_2O_5$ )/%	回收率/%
精矿 1(-0.037mm)	8.02	3.25	36.10
精矿 精矿 2(浮选泡沫精矿)	8.60	3.23	38.47
合计	16.62	3.24	74.57
尾矿 1(+0.85mm)	53.48	0.17	12.59
尾矿 尾矿 2(浮选尾矿)	29.90	0.31	12.84
合计	83.38	0.22	25.43
原矿	100.00	0.72	100.00

### 3 结论

新疆乌什石煤钒矿第一类型矿具有钒粒级分布极不均匀特性,可采用湿式筛选方法实现+0.85 mm粗粒级抛尾和钒在-0.037 mm细粒级中富集;第二种类型矿的钒在各粒级中分布比较均匀,不宜采用湿式筛选方法富集钒。新疆乌什石煤钒矿的中间级别具有钒物相分布不均匀特性,钒的主要赋存矿物为含铁铝的硅酸盐矿物,可考虑用浮选方法富集钒。采用“湿式分级+浮选”联合工艺流程处理矿样的小型试验获得了较好的钒富集实验技术指标,对原矿  $V_2O_5$  品位 0.7%,获得精矿品位大于 3.2%,钒总回收率大于 74.5%的实验指标。

#### 参考文献:

- [1] 段炼,田庆华,郭学益.我国钒资源的生产及应用研究进展[J].湖南有色金属,2006,22(6):17-20.
- [2] 邹晓勇.含钒石煤烧渣的稳定化试验研究[J].能源环境保护,2006,20(2):44-47.
- [3] 漆明鉴.从石煤中提钒现状及前景[J].湿法冶金,1999(4):1-10.
- [4] 宾智勇.石煤提钒研究进展与五氧化二钒的市场状况[J].湖南有色金属,2006,22(1):16-20.
- [5] 李旻廷,李存兄,邓志敢.加压酸浸法回收黑色页岩中的钒[J].中国有色金属学报,2008,18(专辑1):S74-S79.
- [6] 潘勇,于吉顺,吴红丹.石煤提钒的工艺评价[J].矿业快报,2007,4(4):10-13.
- [7] 刘安华,李辽沙,余亮.含钒固废提钒技术及展望[J].金属矿山,2003(10):61-64.
- [8] 魏昶,李存兄,樊刚,等.石煤湿法强化提钒新工艺[J].中国有色金属学报,2008,18(专辑1):S80-S83.
- [9] 向小艳,王明玉,肖连生,等.石煤酸浸提钒工艺研究[J].稀有金属与硬质合金,2007,35(3):10-13.
- [10] MOSKALYK R R, ALFANTAZI A M. Processing of vanadium: a review[J]. Minerals Engineering, 2003, 16(9):793-805.
- [11] LAN Yao zhong, LIU Jin. Review of vanadium processing in China[J]. Engineer Sciences, 2005, 3(3): 58-62.
- [12] 冯其明,何东升,张国范,等.石煤提钒过程中钒氧化和转化对钒浸出的影响[J].中国有色金属学报,2007,17(8):1348-1352.
- [13] HE Deng sheng, FENG Qi ming, ZHANG Guo fan, et al. An environmentally-friendly technology of vanadium extraction from stone coal[J]. Minerals Engineering, 2007, 20:1184-1186.
- [14] 钮因键,厦忠.铝土矿选矿我国铝土矿工业的希望[J].轻金属,2000,12:3-7.
- [15] 欧乐明,冯其明,卢毅屏,等.铝土矿破碎方式与铝硅矿物选择性分离[J].金属矿山,2005(2):28-32.
- [16] WANG Y, HU Y, HE P, et al. Reverse flotation for removal of silicates from diasporic-bauxite[J]. Minerals Engineering, 2004, 17(1): 63-68
- [17] MASSOLA C P, CHAVES A P, LIMA J R B, et al. Separation of silica from bauxite via froth flotation[J]. Minerals Engineering, 2009, 22(4):315-318.
- [18] BATISTELI G M B, PERES A E C. Residual amine in iron ore flotation[J]. Minerals Engineering, 2008, 21(12-14):873-876.
- [19] WANG Yu hua, REN Jian wei. The flotation of quartz from iron minerals with a combined quaternary ammonium salt[J]. International Journal of Mineral Processing, 2005, 77(2):116-122.
- [20] ARAUJO A C, VIANA P R M, PERES A E C. Reagents in iron ores flotation[J]. Minerals Engineering, 2005, 18(2): 219-224.

## Enrichment of vanadium from stone coal in Aksu vanadium mine by ore dressing method

XIANG Ping<sup>1,2</sup>, FENG Qi-ming<sup>1</sup>, NIU Yin-jian<sup>1</sup>, PAN An-xin<sup>3</sup>

(1. School of Mineral processing and Bioengineering, Central South University, Changsha 410083, China; 2. Xian-gqi Research Institute for Comprehensive Utilization of Mineral Resources, Zhuzhou 412005, China; 3. Xinjiang OK Investment Company, Urumchi 830000, China)

**Abstract:** An investigation into the beneficiation of low grade vanadium bearing stone coal in Aksu vanadium mine, Xinjiang Uygur Autonomous Region by physical ore dressing method was made in this paper.

There are two types of vanadium bearing stone coal in this mine. The first type, vanadium was found to be size-unequally-distributed, and wet sieving was found useful to treat this type of ore. As the result of wet sieving,  $-0.037\text{mm}$ , which contains more than  $3.2\%$   $\text{V}_2\text{O}_5$ , was obtained as concentrate, and  $+0.85\text{mm}$ , which bears less than  $0.2\%$   $\text{V}_2\text{O}_5$ , was discarded as tailings. However, wet sieving was useless to treat another type of ore, because that vanadium in this type was found to be size-equally-distributed. But vanadium in this type was found to be mineral phase unevenly occurred, the dominant vanadium bearing minerals were vanadium bearing kaolinite and vanadium bearing iron oxides. The middle grade ( $0.037\text{mm}\sim 0.85\text{mm}$ ) of the first type was also found to have the same vanadium mineral phase occurrence as the second type. Flotation was found to be suitable for treating the second type and the middle grade of the first type. The mixed sample of those two types of ore was treated by the combination of wet sieving and flotation, as the result, the grade of  $\text{V}_2\text{O}_5$  rised from  $0.7\%$  in raw ore to above  $3.2\%$  in both  $-0.037\text{mm}$  fine particle concentrate and flotation concentrate, with the total recovery of vanadium pentoxide reached more than  $74.5\%$ .

**Key words:** vanadium; stone coal; wet sieving; flotation