

榴辉岩型金红石矿综合利用试验研究

余生根

(江西地矿局实验测试中心, 江西 南昌 330030)

摘要:榴辉岩型金红石矿, 由于矿石中的金红石与石榴石、绿辉石等矿物的密度和磁性差异较小, 属于难选矿种。本文作者对该类型金红石矿进行了综合利用试验研究, 采用重—磁—浮联合流程, 从原矿中不仅获得产率 2.254%、品位 TiTiO_2 为 86.23%、金红石 TiO_2 83.27%, 回收率 TTiO_2 46.18%、金红石 TiO_2 51.82% 的金红石精矿, 而且获得可供工业利用的产率 24.427%, 纯度 90.22% 的石榴石精矿和产率 17.608%, 纯度 75.55% 的石榴石次精矿, 以及产率 41.969%, 纯度 82.77% 的绿辉石精矿等产品。与其他流程方案相比, 重—磁—浮联合流程不仅结构合理, 且矿产综合利用率高, 经济及社会效益显著。

关键词:榴辉岩型金红石矿; 金红石; 石榴石; 绿辉石; 重—磁—浮联合流程; 矿产综合利用

中图分类号:TD951 **文献标识码:**A **文章编号:**1000-6532(2012)01-0024-05

随着科学技术的发展, 对金红石的需求量急剧增加。目前, 我国易于开采的金红石矿产资源较少, 工业上所需金红石原料大部分从国外进口, 但我国榴辉岩型金红石矿较为丰富。因此, 开展榴辉岩型金红石矿的利用研究具有重要意义。某大型榴辉岩型金红石矿, 由于矿石中金红石与石榴石、绿辉石等矿物的密度和磁性差异较小, 属于难选矿种。为寻求适合于榴辉岩型金红石矿的选矿方法和确定选矿

指标, 对该矿进行了综合利用研究, 取得了较好的技术经济指标。

1 矿石性质

1.1 原矿多元素及钛物相分析结果

原矿多元素分析结果见表 1, 矿石中钛物相分析结果见表 2。

1.2 金红石的工艺粒度特征

表 1 原矿多元素分析结果/%

TTiO_2	TFe	FeO	Fe_2O_3	SiO_2	Al_2O_3	CaO	MgO	Na_2O	MnO	S	P_2O_5	Cr_2O_3	NiO	TC	Loss
4.27	13.88	14.80	3.39	41.99	13.76	9.71	6.42	2.42	0.24	0.84	1.00	0.0029	0.002	0.072	1.64

表 2 矿石中钛的物相化学分析结果

相名	金红石中 TiO_2	钛铁矿中 TiO_2	总 TiO_2
含量/%	3.62	0.60	4.22
占有率/%	85.78	14.22	100.00

金红石大多呈半自形—他形变晶粒状, 粒径为 0.009~0.96mm, 其工艺粒度结果见表 3。

由表 3 可知, 矿样中金红石的嵌布粒度属细中粒不等粒嵌布。

表 3 工艺粒度测定结果

粒径范围/mm	-1+0.5	-0.5+0.25	-0.25+0.15	-0.15+0.076	-0.076+0.045	-0.045+0.02	-0.02
分布率/%	9.36	27.09	39.06	19.41	3.42	1.52	0.14

1.3 矿石矿物组成

研究查明本矿石的组成矿物共计 34 种, 主要矿物的含量见表 4。

金红石: 颜色为黑色、红色、红褐色、黄褐色。在矿石中以单体及钛铁矿连体呈浸染分布于榴辉岩基质, 其中呈单体嵌存的占 75.45%, 与钛铁矿连生呈

收稿日期: 2011-08-10

作者简介: 余生根(1953—), 男, 高级工程师。

表 4 矿石中矿物含量

矿物名称	含量/%	矿物名称	含量/%
金红石	3.28	钛铁矿	1.52
石榴石	44.97	钛赤铁矿	
磷灰石	2.21	绿辉石	38.11
石英	2.18	黄铁矿	1.48
绿泥石、绿帘石、云母、楣石	少量	角闪石	3.34

正连体嵌存的占 22.61%，与钛铁矿连生呈负连体嵌存的占 1.94%。由于金红石与钛铁矿嵌镶关系复杂,致使金红石解离程度不高。密度一般为 4.2~4.3g/cm³,部分金红石具有一定的磁性,这将给选矿增加分选难度,影响磁选指标。

石榴石:其颜色为橙红色、红褐色,投射光下为肉红色—粉红色。在矿石中呈自形—半自形变晶,以浸染状、团块状及似条带状产出。密度一般为 3.5~4.2 g/cm³,含铁、锰的石榴石具弱磁性。

绿辉石:呈半自形—他形变晶,以柱、粒状产出。绿辉石的颜色为绿色、深绿色、浅绿色,投射光下为浅绿色,具多色性。密度一般为 3.3g/cm³ 左右。

2 选矿试验研究

原矿 TTiO₂ 为 4.22%,金红石 TiO₂ 为 3.62%,钛的品位达到工业品位要求;主要伴生矿物为石榴石和绿辉石。根据矿石性质,本次选矿试验围绕以回收金红石为主,综合利用石榴石和绿辉石,采用重—磁—浮联合流程进行试验研究。

2.1 原矿重选试验

根据金红石、石榴石和绿辉石等主要矿物的密度差异,在入选粒度等条件试验基础上,并兼顾获得粒度尽可能粗的石榴石精矿,确定采用图 1 重选流程进行了试验。为了防止在试验过程中,铁等杂质的氧化所造成的对金红石等矿物表面的污染,重选摇床精矿及时采用弱磁选脱除铁等强磁性杂质,考虑到流程的连续性将重选摇床精矿弱磁选作业也并入重选流程中^[1]。

由表 5 可知,利用矿物的密度差异,原矿通过重选选别不仅能够有效富集金红石和石榴石等有用矿物,而且可以分离出占原矿总量近一半的以绿辉石为主的非金属矿物,获得绿辉石产品,从而大大减少了后续选矿工序的处理量,有利于降低选矿成本。

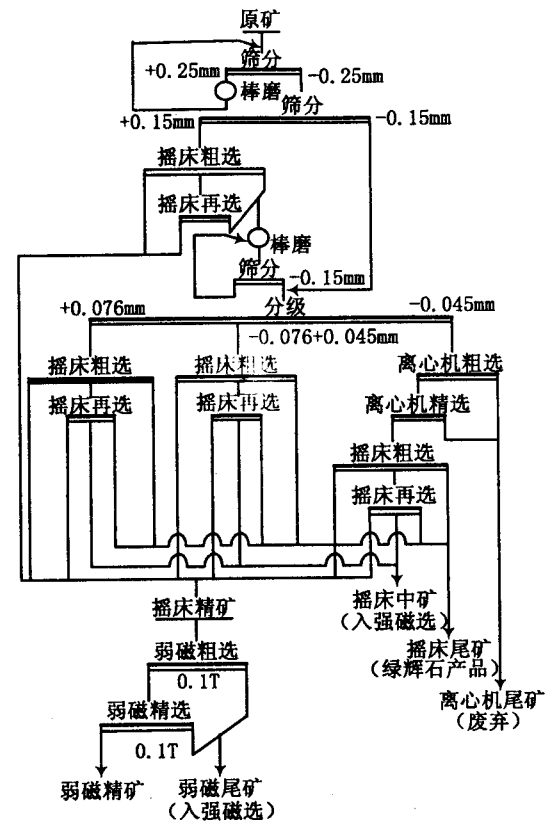


图 1 原矿重选试验流程

表 5 原矿重选流程试验结果

产品名称	产率, %	TTiO ₂ 品位/%	TTiO ₂ 回收率/%
弱磁精矿	0.035	5.220	0.04
弱磁尾矿	43.921	7.321	76.62
摇床精矿 (弱磁精矿+弱磁尾矿)	43.956	7.319	76.66
摇床中矿	6.428	3.847	5.89
摇床尾矿(绿辉石产品)	41.969	1.480	14.80
离心机尾矿	7.647	1.453	2.65
原 矿	100.00	4.197	100.00

2.2 重选弱磁选尾矿和摇床中矿干式强磁选试验

据镜下观察,经弱磁选除铁的摇床精矿和摇床中矿,其组成矿物除金红石外,主要为石榴石,其次为绿辉石,以及少量钛铁矿等。另据磁性分析,石榴石磁性较强,绿辉石次之,金红石较弱或几乎无磁性。根据组成矿物的磁性差异,分别以弱磁选除过铁的摇床精矿和摇床中矿为试料,采用干式强磁选选去磁性较强的石榴石,使金红石富集于强磁选尾矿,即非磁性产品中,强磁选试验流程为一粗一精,其中粗选磁感应强度为 0.48T,产出石榴石粗精矿

和非磁性产品;精选磁感应强度为 0.2T,从石榴石粗精矿中分离出钛铁矿,并获得较纯的石榴石精矿。试验结果见表 6。

表 6 强磁选试验结果

产品名称	产率/%		TTiO ₂ 品位/%	TTiO ₂ 回收率/%	
	对作业	对原矿		对作业	对原矿
钛铁矿产品	2.763	1.391	18.198	7.19	5.93
石榴石精矿*	48.516	24.427	2.706	18.78	15.50
石榴石次精矿*	34.970	17.608	2.249	11.25	9.28
强磁选尾矿	13.751	6.923	31.924	62.78	51.80
给矿	100.000	50.349	6.992	100.00	82.51

*其中石榴石精矿中石榴石含量为 90.22%,石榴石次精矿中石榴石含量 75.55%。

表 6 试验结果表明,重选弱磁选尾矿和摇床中矿采用干式强磁选法,可直接产出一部分纯度达 90% 的石榴石精矿,使钛铁矿富集于钛铁矿产品中,金红石富集于强磁选尾矿中;由于本矿石部分金红石具有较强的电磁性,使金红石磁选指标受到影响。

2.3 强磁选尾矿浮选试验

据镜下观察,强磁选尾矿组成矿物除金红石外,主要为绿辉石、其次为石榴石,以及少量的黄铁矿和磷灰石等。根据组成矿物的浮游性差异,在探索试验基础上选择 BAK 为金红石的捕收剂,对强磁选尾矿进行了浮选试验^[2],以获得高品位金红石精矿。

由试验可知,大于 0.15mm 的粗粒金红石浮选效果较差,因此浮选前先将粒度大于 0.15mm 的强磁选尾矿采用磨矿机磨至 -0.15mm,以达到适合于金红石的浮选粒度。去除磨矿作业产生的矿泥的损失,有产率 6.872% (对原矿)、含 TTiO₂ 31.788%、TTiO₂ 回收率为 51.53% 的强磁选尾矿进入浮选作业。为了获得硫、磷等杂质含量较低的金红石产品,在浮选流程中增设了硫、磷矿物浮选作业。

浮选试验流程见图 2,试验结果列于表 7。

表 7 浮选闭路流程试验结果

产品名称	产率/%		TTiO ₂ 品位/%	TTiO ₂ 回收率/%	
	对作业	对原矿		对作业	对原矿
金红石精矿	33.075	2.273	86.124	89.61	46.18
硫磷产物	6.225	0.428	11.036	2.16	1.11
矿泥	0.135	0.009	16.77	0.07	0.04
中矿	12.786	0.879	2.425	0.98	0.50
浮选尾矿	47.779	3.283	4.778	7.18	3.70
给矿	100.000	6.872	31.788	100.00	51.53

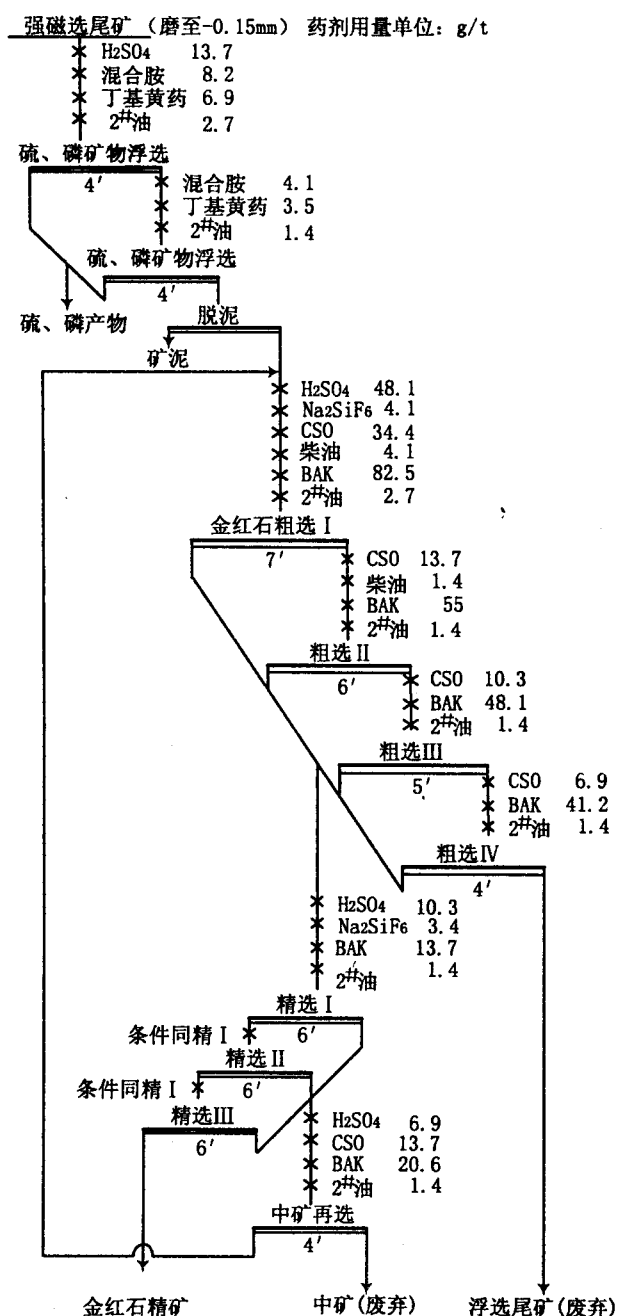


图 2 强磁选尾矿浮选闭路试验流程

从表 7 可见,强磁选尾矿采用浮选可获得 TTiO₂ 品位大于 85% 的金红石精矿;经检测,金红石精矿的金红石含量为 84.70%,含硫 0.038%,磷 0.15%,金红石精矿含磷量超过现行质量要求,需要进一步除磷。

2.4 浮选金红石精矿除磷试验

针对浮选所获金红石精矿含磷量较高,采用稀盐酸加温浸出法对浮选金红石精矿进行了除磷试

验。从表 8 结果可见,采用稀盐酸加温法可将浮选金红石精矿含磷量降到 0.034%,达到现行质量要求;除磷率为 79.34%,除磷作业 TiO_2 回收率为 99.99%。

表 8 浮选金红石精矿除磷浸出试验结果

产品名称	产率/%		品位/%		回收率/%		
	对作业	对原矿	TiO_2	P	对作业 TiO_2	P	对原矿 TiO_2
除磷液	0.83 *	0.019 *	8.35mg/L	117.7mg/L	0.01	79.34	0
除磷金红石精矿	99.17	2.254	86.23	0.034	99.99	20.66	46.18
浮选金红石精矿(给矿)	100.00	2.273	85.521	0.163	100.00	100.00	46.18

* 为用差减法折算金红石精矿浸磷时进入浸出液的矿量(含损失率)。

2.5 重—磁—浮联合流程试验指标

综合上述重选、磁选和浮选三段流程试验结果,试验最终指标见表 9。

表 9 重—磁—浮联合流程试验指标

产品名称	产率/%	TiO_2 品位/%	TiO_2 回收率/%
除磷金红石精矿	2.254	86.23	46.18
石榴石精矿	24.427	2.706	15.50
石榴石次精矿	17.608	2.249	9.28
绿辉石产品	41.969	1.480	14.80
强磁性产品	0.035	5.22	0.04
钛铁矿产品	1.391	18.198	5.93
硫、磷产物	0.428	11.036	1.11
矿泥	0.060	21.862	0.31
尾矿	11.809	2.450	6.85
除磷液	0.019 *	8.35mg/L	0
原矿	100.000	4.197	100.00

* 为用差减法折算金红石精矿除磷时进入除磷液的矿量(含损失率)。其中金红石精矿含金红石(TiO_2)83.27%,回收率 51.82%;石榴石精矿含石榴石 90.22%,石榴石次精矿含石榴石 75.55%;绿辉石产品含绿辉石 82.77%。

3 矿床经济效益分析

根据矿床储量、建设条件和选矿试验指标,拟建一个采选矿石规模 200t/d 的矿山企业,对该矿的未来开发经济效益进行了概算。在绿辉石产品未参与计算收入的情况下,该矿年销售收入为 1884.5 万元,年利润总额为 499.26 万元,其中副产品石榴石精矿的年销售收入为 850.3 万元,占总销售收入的 45.12%。若能积极拓展绿辉石产品的用途和销售市场,将会有更大的经济效益。

4 结 语

1. 该榴辉岩型金红石矿,由于矿石中金红石和石榴石、绿辉石等矿物的密度和磁性差异较小,属于难选矿石。

2. 根据矿石性质,采用重—磁—浮联合流程可从原矿中获得产率 2.254%,品位 TiO_2 86.23%、金红石 TiO_2 83.27%,回收率 TiO_2 46.18%、金红石 TiO_2 51.82% 的金红石精矿;产率 24.427%,纯度 90.22% 的石榴石精矿;产率 17.608%,纯度 75.55% 的石榴石次精矿;产率 41.969%,纯度 82.77% 的绿辉石产品。所获金红石精矿质量达到天然金红石二级品质量标准,可用于制造电焊条和提取金属钛及其化合物;石榴石精矿是较好的天然研磨材料,在工业中应用广泛;绿辉石产品可作为生产墙、地砖的原料,用于建筑行业。

3. 与其他流程方案相比,重—磁—浮联合流程结构较为合理。首先采用重选可以分离出占原矿量 41.969% 的绿辉石、石英等脉石矿物,获得绿辉石产品,从而大大减少了后续工序的处理量,有利于降低选矿成本;重选精矿采用磁选可以直接获得占原矿量 24.427%、纯度 90.22%、粒度较粗的石榴石精矿;最后仅有占原矿量 6.872% 的磁选尾矿进入金红石浮选,相应地所排放的选矿废水较少,因而有利于环境保护。

4. 矿床技术经济效益分析结果表明,本矿石由于选矿流程合理,矿产综合利用率高,具有较好的开发利用价值。同时表明,榴辉岩型金红石矿欲获得较大的经济效益,必须在注意回收金红石的同时,兼顾石榴石、绿辉石等伴生组分的综合利用。

参考文献:

- [1] 高利坤, 张宗华, 李春梅. 河南方城金红石选矿试验研究[J]. 矿产综合利用, 2003(3): 3-7.
- [2] 朱建光. 浮选金红石用的捕收剂和调整剂[J]. 国外金属矿选矿, 2008(2): 3-8.
- [3] 赵红芬. 某金红石选矿试验研究[J]. 矿产保护与利用, 2001(2): 23-25.
- [4] 崔林, 刘均彪. 金红石和石榴石浮选分离的研究[J]. 化工矿山技术, 1986(5): 32-35.
- [5] C. Clericu. 从榴辉岩中回收金红石[J]. 国外金属矿选矿, 1980(3): 31-38.
- [6] 丁浩, 任瑞晨, 邓雁希, 等. 金红石与石榴石浮选分离及调整剂作用机理[J]. 辽宁工程技术大学学报, 2007, 26(5): 787-790.

Experimental Study on Comprehensive Utilization of Eclogite Type Rutile Ore

YU Sheng-gen

(Test center of Jiangxi Geology & Mining Bureau, Nanchang, Jiangxi, China)

Abstract: The rutile in the eclogite type rutile ore has little difference with garnet and omphacite in aspect of mineral density and magnetism, so it belongs to refractory ore. Experimental research on comprehensive utilization of this kind of rutile was carried on adopting the combined flowsheet of heavy separation-magnetic separation-flotation. Finally, the rutile concentrate with the yield of 2.254%, the grade of TiTiO_2 and TiO_2 as 86.23% and 83.27% and the recovery of TiTiO_2 and TiO_2 as 46.18% and 51.82% was obtained. Moreover, the garnet concentrate with the yield of 24.427% and the purity of 90.22%, the secondary garnet concentrate with the yield of 17.608% and the purity of 75.55% and the omphacite concentrate with the yield of 41.969% and the purity of 82.77% were obtained. Compared with other schemes, this kind of flowsheet has the characteristics of reasonable structure, high utilization rate and remarkable economical and social benefits.

Key words: Eclogite type rutile ore; Rutile; Garnet; Omphacite; Combined flowsheet of heavy separation-magnetic separation-flotation; Comprehensive utilization of mineral resources

~~~~~

(上接 13 页)

60% 的情况下, 经过一次粗选、两次扫选、两次精选可获得产率 1.85%, 钴品位 0.36%, 回收率 63.50% 的硫钴精矿。硫钴精矿含硫 46.59%, 硫的回收率 91.65% 左右。

3. 该矿石在原矿 TFe 含量 19.28% 的条件下, 采用阶段磨矿、阶段选别工艺, 随着磨矿产品细度的增加, 精矿品位逐渐提高; 当第三段磨矿细度 -0.

02mm 为 85% 左右时, 可获得产率 20.72%, 品位 62.99%, 回收率 67.70% 的铁精矿。总之, 只有该矿磨得足够细时, 才能获得更高质量铁精矿。

参考文献:

- [1] 陈代雄, 徐艳. 铜钴多金属硫化矿浮选试验研究[J]. 湖南有色金属, 2005(2): 7-10.
- [2] 唐娜娜, 莫伟, 马少健. 钴矿资源及其选矿研究进展[J]. 有色矿冶, 2006(4): 5-7.

## Experimental Research on Beneficiation for a Low-grade Iron Cobalt Ore

ZHANG Jun-hui, ZHANG Yuan, YANG Yong-tao

(Institute of Multipurpose Utilization of Mineral Resources, CAGS, Chengdu, Sichuan, China)

**Abstract:** Through the exploratory experimental research, the combined technology of floatation-magnetic separation-stage-grinding and stage-separation was identified for this ore. The results showed that the cobalt pyrite concentrate with the content and the recovery of Co as 0.36% and 63.50% respectively could be obtained. Meanwhile, the iron concentrate with the content and the recovery of TFe as 62.99% and 67.70% respectively could be also obtained.

**Key words:** Floatation; Stage-grinding and stage-separation; Recovery; Cobalt pyrite concentrate