

选冶工艺

低品位钒钛磁铁矿综合回收选矿工艺研究*

任金菊¹, 崔恩静², 马晶¹, 王勇海¹

(1. 西北有色地质研究院, 西安, 710054; 2. 陕西有色金属控股集团有限公司, 西安, 710006)

摘要:对某地低品位钒钛磁铁矿石(V_2O_5 0.22%、TFe 25.8%、 TiO_2 5.35%)采用优先浮选—磁选—重选联合工艺,在回收主元素 Fe、Ti 的同时,还综合回收了 V、Co、S、P 伴生组分,分别获得了含 V_2O_5 0.76%、Fe 66.75%、S 0.019%、P 0.008% 的优质铁精矿;含 Co 0.35%、S 33.28% 的合格钴硫精矿;含 TiO_2 43.88%、S 0.096%、P 0.078% 的钛精矿;含 P_2O_5 31.24% 的合格磷精矿。该工艺使矿石中对主产品铁、钛精矿有害的成分 S、P 及有用成分 V、Co 最大限度地转化为有价可销售的副产品,增加了主产品的附加值,提高了综合工艺技术指标及综合经济效益。

关键词:综合回收;优先浮选;钒钛磁铁矿;钒;钴;硫;磷

中图分类号:TD982 文献标识码:B 文章编号:1001-0076(2005)01-0025-04

Research on Technology of Comprehensive Recovery of V, Co, S and P from a Low Grade Vanadic Titanomagnetite Ore

REN Jin-ju, CUI En-jing, MA Jing, et. al

(North-West Non-ferrous Geological Research Institute, Xi'an 710054, China)

Abstract: The low grade vanadic titanomagnetite ore contains V_2O_5 0.22%, TFe 25.8% and TiO_2 5.35%. By process technology, i. e combination of floatation - magnetic separation - gravity concentration, a high quality iron concentrate of V_2O_5 0.76%, Fe 66.75% S 0.019% and P 0.008%, a S-Co concentrate up to standard of Co 0.35% and S 33.28%, a titanium concentrate of TiO_2 43.88%, S 0.096% and P 0.078%, and a phosphorus concentrate of P_2O_5 31.24% were obtained in proper order. This technology made it possible to convert the harmful composition of S, P to main product and accompanying V, Co into some value by-products. It will contribute to production of added value of the main product, and improvement of comprehensive technology indexes and economic effect.

Key words: comprehensive recovery; selective floatation; vanadic titanomagnetite ore; vanadium; cobalt; sulphur; phosphorus

1 前言

随着我国经济和社会的发展,提高矿产资源的综合利用技术水平、为经济社会的可持续性发展提供良好的资源保证,已成为当前所面临的一个重要

课题。目前我国金属矿产综合利用率仅为 30% 左右,即使资源利用较好的企业如攀枝花钢铁公司,对钒钛磁铁矿石只回收了 Fe、V、Ti 元素,而 Co、Ni、Cr、Ga 等元素还没有回收利用。从国外综合回收水平来看,美国、日本的 Cu、Pb、Zn、Ni 多金属矿山矿

* 收稿日期:2004-03-21;修回日期:2004-08-30

作者简介:任金菊(1954-),女,高级工程师,主要从事选冶技术工作。

产综合利用率为 76% ~ 90%，美国黄金产量的 40%、白银的 75%，加拿大黄金产量的 30% 都是通过综合利用回收的。

近年来我们在金属矿山矿石选冶工艺中，对伴生有价值组分的综合回收进行了一些试验研究，并做出了较好的成绩。笔者在本文就某地低品位钒钛磁铁矿石中综合回收钒、钴、硫、磷的选矿工艺特点做一介绍。

2 矿石矿物学分析

2.1 矿物组成及嵌布特征

矿石中主要铁矿物为含钒磁铁矿，其中钒以类质同象状态存在，矿物量 16% 左右；主要含钛矿物为钛铁矿，矿物含量 10% 左右。磁铁矿和钛铁矿主要呈自形晶与黄铁矿、辉石、角闪石晶体形成晶隙结构、包围结构及海绵陨铁结构。

磁铁矿嵌布粒度一般在 0.3 ~ 0.6 mm，钛铁矿嵌布粒度在 0.2 ~ 0.5 mm 之间，并有部分微细粒 (0.02 ~ 0.005 mm) 呈星点浸染状或包含在辉石等脉石中。

矿石中含硫矿物主要为含 Co 黄铁矿、其次有少量磁黄铁矿，其中 Co 亦呈类质同象赋存于黄铁矿中。含磷矿物为磷灰石，结晶为自形晶，长柱状与铁、钛矿物和辉石、角闪石、黄铁矿等呈平直连生。

弱磁性脉石矿物：辉石含量约 40%，普遍受绿帘石化、绿泥石化、透闪—阳起石化交代，内含少量细粒~微细粒浸染状铁、钛矿物而具有弱磁性。角闪石含量约 7% 左右，内含少量微粒铁、钛矿物，亦具有弱磁性。

2.2 原矿化学分析

原矿多元素分析结果见表 1，铁物相分析结果见表 2，钛物相分析列于表 3 中。

表 1 原矿多元素分析结果 (%)

成分	TFe	TiO ₂	V ₂ O ₅	Co	S	P	Cu
含量	25.80	5.35	0.22	0.018	0.89	0.58	0.03
成分	Pb	Zn	M	SiO ₂	Cr ₂ O ₃	CaO	MgO
含量	0.04	0.44	0.25	29.56	0.02	7.96	8.12
成分	Al ₂ O ₃	Mo	Ni	As	Cd	Sn	Sb
含量	7.71	0.001	0.008	0.0034	0.001	0.0002	0.00012

表 2 原矿铁物相分析结果 (%)

相名称	磁铁矿 中 Fe	钛铁矿 中 Fe	钛磁铁矿 中 Fe	磁黄铁矿 中 Fe	黄铁矿 中 Fe	硅酸盐及 其它 Fe	相和
含量	12.78	2.93	0.30	0.33	1.72	7.74	25.80
分布率	49.53	11.36	1.16	1.28	6.67	30.00	100.00

表 3 原矿钛物相分析结果 (%)

相名称	钛铁矿 中 TiO ₂	钛磁铁矿 中 TiO ₂	金红石 中 TiO ₂	脉石中 TiO ₂	相和
含量	4.20	0.19	0.17	0.95	5.51
分布率	76.22	3.45	3.09	17.24	100.00

3 选矿工艺流程试验

国内外选矿试验研究及选矿生产实践表明：原生钒钛磁铁矿均系多金属共生矿石，需采用多种选矿方法组成联合流程进行选别。通常采用浮—磁—重、磁—重—浮、磁—浮—重—浮、浮—弱磁—强磁—重等工艺流程。

该矿石性质研究查明，矿石中伴生多种有价值成分。原矿中 V₂O₅ 0.22%、Co 0.018%、S 0.89%、P 0.58% 均达到综合回收品位，故选矿工艺中应考虑采用联合工艺流程，在回收主元素 Fe、Ti 的同时，综合回收 V、Co、S、P 组分。矿石中 V、Co 呈类质同象状态分别赋存在磁铁矿、黄铁矿中，可通过富集磁铁矿和黄铁矿而达到同步富集相应载体矿物的目的。矿石中 S、P 元素均为主产品 Fe、Ti 精矿产品的有害杂质，试验研究必须采用除 S、P 工艺，同时综合回收产出可销售的副产品钴硫精矿和磷精矿。笔者认为：综合回收技术指标高低将直接影响除杂效果，也是本研究的技术关键。

3.1 磁选—重选—浮选工艺

该工艺技术路线为首先采用弱磁选，获得钒铁精矿，磁选尾矿经重选产出钛精矿，重尾再浮选除 S、P 分别获得钴硫精矿和磷精矿。试验原则流程如图 1 所示。

试验结果表明：弱磁选获得的钒铁精矿中，含 V₂O₅ 0.6% 以上，Fe 60% 以上，P 0.1% 以下，而 S 品位在 0.4% 左右，未达合格钒铁矿产品中 S 允许含量。钒铁精矿中 S 高的原因是矿石中有 0.22% S 为磁黄铁矿中的 S，这部分磁黄铁矿通过磁选随磁铁矿同时进入钒铁精矿中，导致 S 品位偏高。重选

获得钛精矿 TiO_2 品位大于 40% , S、P 含量均小于 0.3% 。浮选获得钴硫精矿 Co 品位大于 0.2% , S 大于 30% ;磷精矿中 P_2O_5 品位大于 30% ,均为可销售产品。

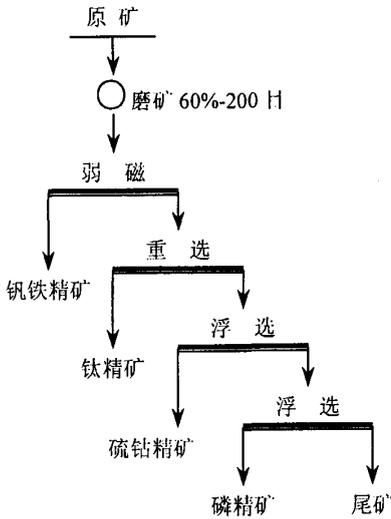


图1 磁—重—浮工艺原则流程

由于该工艺中钒铁精矿中 S 较高(0.4% 左右),必须进一步除 S 才能获得合格钒铁精矿。

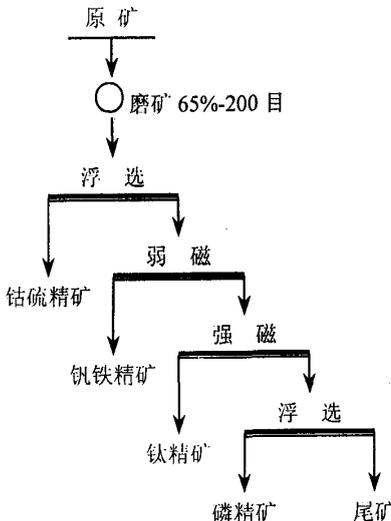


图2 浮选—弱磁—强磁—浮选工艺原则流程

3.2 浮选—弱磁—强磁—浮选工艺

此工艺特点是通过浮选除 S,使含 Co 黄铁矿及

少量磁黄铁矿一同进入钴硫精矿中,降低浮选尾矿磁选时钒铁精矿中 S 的含量,同时亦提高 Co、S 的回收率,浮选尾矿磁选后产出合格钒铁精矿产品,磁选尾矿再经强磁选产出钛精矿,尾矿最后浮选磷灰石,获得磷精矿。试验原则流程如图 2 所示。

试验结果分析,钴硫精矿中 Co 品位 0.2% 以上,回收率 50% 左右;S 品位 30% 以上,回收率 90% 以上,这说明 Co、S 采用浮选回收是可行的。弱磁选产出的钒铁精矿中 S、P 均小于 0.1% ,达到除 S、P 的目的。钒铁精矿 Fe 品位大于 60% , V_2O_5 品位大于 0.7% ,符合优质钒铁精矿质量要求。弱磁选尾矿经强磁选三次选别,最终钛精矿 TiO_2 品位 25% 左右,S、P 均小于 0.1% 。钛精矿品位未达到 40% 要求,经过考查,原因是矿石中钛矿物和共生脉石矿物角闪石、绿泥石、绿帘石均具有弱磁性,而不能有效分离所致,也证明强磁选富集钛矿物不能得最终产品。

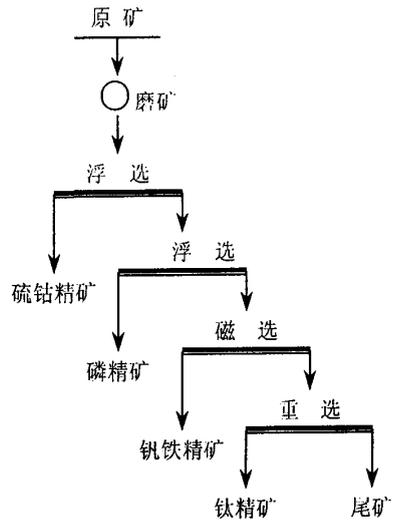


图3 优先浮选—磁选—重选工艺原则流程

3.3 优先浮选—弱磁选—重选工艺

在前两种选别工艺试验研究基础上,为进一步提高 Fe、Ti 主产品质量及综合回收技术指标,确定采用优先浮选—磁选—重选工艺进行探索和条件试验,该工艺技术思路为:在一段磨矿细度条件下,优先浮选除 S,获得钴硫精矿,再浮选除 P,获磷精矿,使 Co、S、P 最大限度富集在相应的精矿产品中,同时除杂效果也彻底,使浮选尾矿经磁选富集的钒铁

精矿、磁选尾矿经重选富集的钛精矿中 S、P 降至最低,提高了 Fe、Ti 产品质量及销售价格。试验原则流程如图 3 所示。

试验研究进行了探索试验、条件试验、浮选闭路试验、全流程综合条件试验,选用一段磨矿细度 65% - 200 目,经二粗一精一扫浮选作业,获得合格

钴硫精矿;经二粗三精一扫浮选作业,获得合格磷精矿;浮选尾矿经一粗一精磁选作业,产出优质钒铁精矿;磁选尾矿经重选(摇床)选别,获得合格钛精矿,Fe、Ti 精矿中的 S、P 均降至 0.1% 以下。最终全流程综合条件试验结果列于表 4 中。

表 4 优先浮选—磁选—重选联合流程试验结果

作业名称	产品名称	产率 (%)	品位 (%)						回收率 (%)					
			Co	S	P ₂ O ₅	Fe	TiO ₂	V ₂ O ₅	Co	S	P ₂ O ₅	Fe	TiO ₂	V ₂ O ₅
浮选	钴硫精矿	2.47	0.35	33.28				48.70	92.03					
	磷精矿	3.65		31.24						90.07				
	浮选尾矿	93.88	0.008	0.05	0.12	25.36	5.06	0.21	42.31	5.25	8.90			
	原矿	100.00	0.018	0.89	1.27	25.20	5.01	0.22						
磁选	钒铁精矿	20.76		0.019	0.008*	66.75	0.91	0.76				56.23	3.97	75.57
	磁尾	73.12				13.61	6.17	0.06				40.40	94.93	19.88
	磁选给矿(浮尾)	93.88				25.36	5.06	0.21				96.63	98.90	95.45
重选	钛精矿	6.49		0.096	0.078*	20.23	43.88					8.24	60.04	
	总尾矿	66.63				11.99	2.54					33.56	35.94	
	重选给矿(磁尾)	73.12				13.61	6.17					40.40	94.93	

※为磷品位。

表 4 试验结果说明,此工艺处理该矿石是适宜的,每种方法选别均可获得合格精矿产品,既达到对 Fe、Ti 产品除杂的目的,同时也综合回收了 Co、V、S、P 有价组分,并获得良好的选矿技术指标。

4 结语

(1)本研究经多方案工艺流程对比,确定在采用一段磨矿细度 65% - 200 目条件下,进行优先浮选—磁选—重选工艺流程,以 Fe、Ti 为主综合回收 V、Co、S、P 有价成分,以实现充分有效利用矿产资源,提高 Fe、Ti 产品附加值及矿山技术经济指标。

(2)矿石中主元素 Fe、Ti 品位低,其中可回收富集的磁铁矿中 Fe 品位仅 12.78%,TFe 的 30% 为硅

酸盐脉石及其它不可选的 Fe,脉石中还有 17.24% 的 TiO₂ 也无法回收。

(3)采用优先浮选工艺除 S、P 杂质效果明显、彻底,使 Fe、Ti 精矿中 S、P 降至 0.1% 以下,在提高了主产品质量的同时,Co、S、P 也最大限度地富集在相应的精矿中,S、P 回收率达 90% 以上。

(4)本试验所推荐的优先浮选—磁选—重选工艺流程流畅,选矿条件简单,投资少,生产成本低,易于工业化实施,有利于矿山开发。

参考文献:

[1] 西北有色地质研究院. 陕西省石泉钒钛磁铁矿选矿试验报告[R]. 2003, 8