

豫西某金钨矿综合利用试验研究*

李文军^{1,2}, 岳铁兵^{1,2}, 吕良^{1,2}, 刘磊^{1,2}

(1. 中国地质科学院郑州矿产综合利用研究所, 河南 郑州 450006; 2. 国土资源部多金属矿评价与综合利用重点实验室, 河南 郑州 450006)

摘要: 豫西某金矿金品位为 2.15 g/t, WO_3 品位为 0.115%, 硫品位为 3.31%。含硫高限制了浮选精矿金的富集比。选金采用浮选—中矿再选后氰化浸出的工艺流程, 浮选精矿金品位 32.10 g/t, 回收率 85.30%, 与常规工艺相比, 金品位提高 2 g/t, 且回收率没有降低。选金尾矿采用浮选工艺回收钨, 粗选钨精矿 WO_3 品位 2.86%、回收率 70.53%, 为后续加温精选创造了条件。

关键词: 金矿; 浮选; 中矿再选; 氰化浸出; 白钨矿; 综合回收

中图分类号: TD954 文献标识码: B 文章编号: 1001-0076(2017)03-0047-05

DOI: 10.13779/j.cnki.issn1001-0076.2017.03.009

Comprehensive Utilization of Gold - tungsten Ore from Western Henan Province

LI Wenjun^{1,2}, YUE Tiebing^{1,2}, LV Liang^{1,2}, LIU Lei^{1,2}

(1. Zhengzhou Institute of Multipurpose Utilization of Mineral Resources, Chinese Academy of Geological Sciences, Zhengzhou 450006, China; 2. Key Laboratory of Evaluation and Multipurpose Utilization of Polymetallic Ore of Ministry of Land and Resources, Zhengzhou 450006, China)

Abstract: A gold ore from western Henan province contains 2.15 g/t Au, 0.115% WO_3 and 3.31% S. The grade of the flotation concentrate was restricted by the high sulfur content in the raw ore. A process of flotation and middling reflation in conjunction with cyanide leaching of the reflation tailings was applied in this study. The Au grade of concentrate was 32.10 g/t with a recovery of 85.30%, which was increased by 2 g/t without decreasing gold recovery when compared with the conventional process. Then, the flotation of gold tailings was conducted to recover tungsten. The rough tungsten concentrate recovered 70.53% WO_3 with a grade of 2.86%, which provided the conditions for subsequent heating concentrating.

Key words: gold ore; flotation; middling reflation; cyanide leaching; scheelite; comprehensive utilization

豫西地区大量金矿床中伴生有钨资源, 该类资源预计金储量大于 5 t, 钨储量大于 10 万 t。该类资源特点为: 矿石含硫高, 浮选时含金的黄铁矿和不含金的黄铁矿全部上浮导致精矿金品位受到限制^[1-2]; 钨矿物嵌布粒度细, 黑白钨共生。经济方

面, 中小型矿山技术投入程度不足, 钨资源回收程度低, 造成资源浪费。目前矿石金品位约 2 g/t, WO_3 约为 0.1%。以国土资源部公益性行业专项“豫西金钨资源综合利用技术研究”为依托, 本文针对该类资源进行了选矿综合回收技术研究, 取得了初步

* 收稿日期: 2017-03-18

基金项目: 国土资源公益性行业科研专项经费项目(201311023)

万方数据

作者简介: 李文军(1985-), 男, 河南登封人, 工程师, 主要从事矿产综合利用研究。

的成效。重点解决了金精矿金品位难以提高以及钨矿物综合回收的问题。

1 矿石性质

原矿主要的金属矿物为黄铁矿,其次为磁铁矿、褐铁矿、方铅矿、黄铜矿,还有少量的闪锌矿、磁黄铁矿、辉钼矿。脉石矿物主要有石英、长石、绿泥石、黑云母、磷灰石、白云母和碳酸盐矿物等。原矿化学分析结果见表1,矿物组成见表2。

表1 原矿化学分析结果 /%

元素	Cu	Pb	Zn	Mo	TFe	Mn
含量	0.031	0.09	0.08	0.001	5.31	0.02
元素	As	S	Ag	Au	WO ₃	BaO
含量	0.009	3.31	0.00	2.15	0.115	0.19
元素	K ₂ O	Na ₂ O	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	SiO ₂
含量	1.54	0.21	0.55	0.61	4.58	76.84

注: Au, Ag 单位为 g/t。

表2 原矿矿物组成 /%

矿物	石英	钾长石	云母	方解石	斜长石
含量	70~75	5	5~10	5	1
矿物	黄铁矿	白云石	黄铜矿	白钨矿	黑钨矿
含量	6	2	少	少	少

矿石中金矿物主要包括自然金和碲金矿,自然金单矿物含金约 84.68%,碲金矿单矿物含金约 36.04%。整体分布粒度比较细小,主要以细粒金为主,集中在 0.004 mm~0.02 mm 之间,金矿物的形态主要以浑圆粒状、棱角粒状、麦粒状为主。对金的嵌布状态统计结果表明,包裹金占 74.21%,大部分为黄铁矿包裹的中细粒金,少量为裂隙金。黄铁矿是主要的载金矿物,粒度以中细粒为主(0.4~1.5 mm),部分呈细粒嵌布(0.1~0.5 mm),经 MLA 分析 -0.074 mm 67% 的磨矿产品中 90.96% 的黄铁矿已解离。

矿石中钨的物相分析见表3。

表3 原矿钨物相分析 /%

相别	白钨矿中的钨	黑钨矿中的钨	其它	合计
含量	0.076	0.004	0.017	0.097
分布率	78.35	4.12	17.53	100.00

矿石中的钨主要为白钨矿,黑钨矿少量。白钨矿含量约为 0.24%,多具有不规则状晶形,中细粒

为主,占 55.1%,部分为粗粒,占 28.57%,少量为细粒,约占 16.33%。黑钨矿含量约为 0.02%,黑钨矿粒度以中细粒为主,粒径多分布在 0.02~0.75 mm,约占 73.51%,部分粒度较粗,约占 17.65%,主要呈他形粒状嵌布在石英脉中,或与长石、云母等脉石矿物共生,少量与白钨矿、黄铜矿、黄铁矿共生。-0.074 mm 含量 67% 的磨矿产品中钨矿物的解离较好,92.73% 的白钨矿和 72.23% 的黑钨矿已单体解离。

通常对钨矿物含量高、嵌布粒度粗、矿物组成简单的白钨矿,主要采用重选回收;而对钨矿物嵌布粒度细、矿物组成复杂、连生关系紧密的白钨矿,则采用浮选回收^[3],该矿石以中细粒白钨矿为主。

2 选矿试验

2.1 原则工艺流程的确定

为考查该矿石的可选性,分别进行了浸出、浮选和重选探索试验。浸出试验主要条件为:磨矿细度 -0.074 mm 含量 80%、氧化钙用量 3 000 g/t (pH = 13)、氰化钠用量 1 500 g/t;浮选开路试验选金流程为一粗三精三扫,选钨流程为为一粗两精二扫;重选采用摇床效果较好。试验结果见表4。

表4 探索试验结果

工艺方案	金品位 / (g t ⁻¹)	金回收率 (浸出率)/%	WO ₃ 品位/%	WO ₃ 回收率/%
浸出	0.232(浸渣)	89.21	/	-
摇床重选	10.96	71.95	0.58	65.06
浮选	34.48	67.28	2.00	70.61

试验结果表明:原矿可浸性好,浸出率较高,但在浸出过程中需加入氰化钠等有毒药剂,不符合严格的环保要求,因此不建议采用氰化浸出工艺,可作为技术备用。该矿石颗粒金含量低,摇床重选精矿金品位和回收率均不高,由于矿石中的钨主要为白钨,重选精矿 WO₃ 品位也偏低。矿石中的金和钨矿物的可浮性均较好,浮选金精矿金品位和回收率均较高,选金尾矿浮钨精矿 WO₃ 品位达到 2% 以上,回收率达到 70% 以上。上述试验结果表明,该矿石宜采用浮选为原则工艺,原则工艺流程为优先浮选金—金尾矿浮选钨。

2.2 选金条件试验

采用图1所示的原则工艺流程进行了选金粗选

正交条件试验,确定了粗选最佳条件为磨矿细度-0.074 mm 65%,调整剂碳酸钠用量 1 500 g/t,脉石抑制剂水玻璃 500 g/t,捕收剂丁基黄药 110 g/t,丁基铵黑药 30 g/t,起泡剂松醇油 33 g/t。

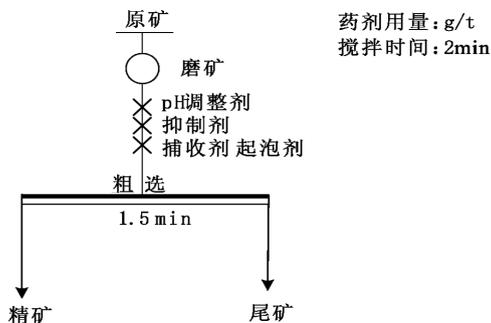


图1 粗条件试验原则流程

2.3 选钨条件试验

原矿 WO_3 品位 0.115%, 选金过程中钨基本没有损失, 选金尾矿 WO_3 品位为 0.114% ~ 0.115%。

2.3.1 捕收剂种类试验

选钨的捕收剂较多, 主要是脂肪酸皂及改性捕收剂, 包括 GYR、FX-6A、731、EP、油酸钠等, 其中 GYR、731 的起泡性较强, FX-6A、EP 的起泡能力稍弱, 对具体矿石而言, 捕收能力和选择性可能会有明显的差异^[3-4]。捕收剂种类试验结果见表 5。

表5 钨粗选捕收剂种类试验结果

产品名称	产率/%	WO_3 /%	回收率/%	捕收剂用量/(g·t ⁻¹)
精矿	9.08	0.72	56.85	GYR 200
尾矿	90.92	0.055	43.15	
合计	100.00	0.115	100.00	
精矿	6.13	1.33	71.16	FX-6A 200
尾矿	93.87	0.035	28.84	
合计	100.00	0.115	100.00	
精矿	6.94	1.25	75.43	731 200
尾矿	93.06	0.03	24.57	
合计	100.00	0.115	100.00	
精矿	20.15	0.31	54.32	十二烷基磺酸钠 200
尾矿	79.85	0.066	45.68	
合计	100.00	0.115	100.00	
精矿	5.42	1.32	62.76	EP 200
尾矿	94.58	0.045	37.24	
合计	100.00	0.114	100.00	
精矿	8.72	1.00	75.83	油酸钠 200
尾矿	91.28	0.03	24.17	
合计	100.00	0.115	100.00	

由试验结果可知:731 和 FX-6A 的捕收能力和选择性均较好,使用这两种捕收剂粗选精矿 WO_3

品位和回收率均较高。

2.3.2 矿浆 pH 试验

浮选矿浆 pH 对浮选指标有重要影响,矿浆 pH 试验条件为水玻璃 500 g/t,硝酸铅 300 g/t,捕收剂为 731,用量 300 g/t,浮选 2 min,试验结果见图 2。

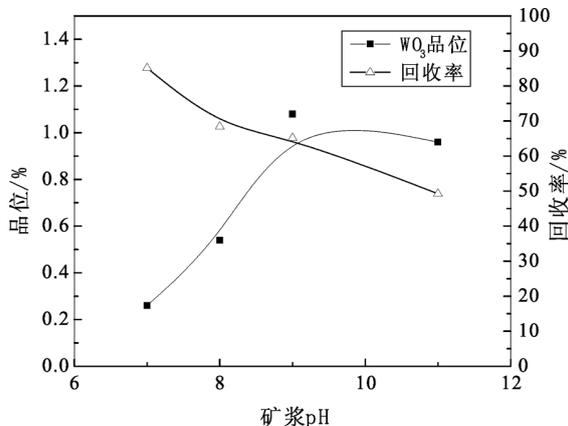


图2 矿浆 pH 试验结果

试验结果表明:矿浆 pH 对精矿指标影响较大,矿浆 pH 越高,精矿 WO_3 品位越高,回收率越低,pH = 9 左右时精矿 WO_3 品位好,回收率均较高,此时的碳酸钠用量为 2 000 g/t。

2.3.3 水玻璃用量试验

为改善选别指标,需加入水玻璃等抑制剂抑制硅质脉石矿物,钨粗选水玻璃用量试验条件为碳酸钠 2 000 g/t,硝酸铅 300 g/t,捕收剂为 731,用量 300 g/t,浮选 2 min,试验结果见图 3。

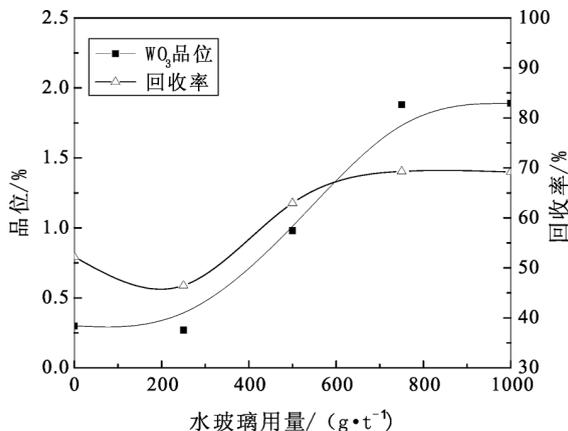


图3 钨粗选水玻璃用量试验结果

试验结果表明:矿石含泥较多,添加水玻璃减少了杂质脉石的上浮,明显提高了精矿 WO_3 品位,回

收率也明显提高,添加水玻璃对矿泥分散和脉石抑制十分必要,水玻璃用量最低应为 750 g/t。

2.3.4 活化剂用量试验

硝酸铅、硫酸铝、硫酸亚铁对白钨矿的浮选有活化作用^[5-6]。钨粗选活化剂用量试验条件为:碳酸钠 2 000 g/t,水玻璃 500 g/t,捕收剂为 731,用量 300 g/t,浮选 2 min,试验结果见表 6。

表 6 活化剂用量试验精矿指标

产品	活化剂	用量/(g·t ⁻¹)	产率/%	WO ₃ /%	回收率/%
精矿	硝酸铅	150	5.32	1.37	63.38
精矿		300	6.96	0.77	46.60
精矿		450	6.67	0.6	34.80
精矿	硫酸铝	100	4.53	0.96	37.82
精矿		200	7.36	0.72	46.08
精矿		300	14.19	0.42	51.82
精矿	硫酸亚铁	100	7.3	0.57	36.18
精矿		200	14.84	0.43	55.49
精矿		300	15.16	0.36	47.46

试验结果表明,硝酸铅的活化作用最强,浮选精矿的 WO₃ 品位和回收率明显高于硫酸铝和亚硫酸铁,硝酸铅用量不宜过大,否则其他矿物上浮量增大,精矿 WO₃ 品位明显降低,用量应在 150 g/t 以下。

2.3.5 捕收剂 731 用量试验

731 用量试验条件为碳酸钠 200 g/t,水玻璃 500 g/t,硝酸铅 150 g/t,浮选时间为 2 min,试验结果见图 4。

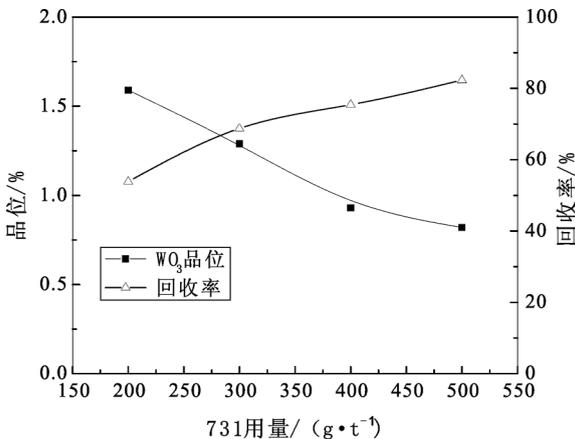


图 4 钨粗选 731 用量试验结果

试验结果表明:随着 731 用量增大,精矿 WO₃ 品位明显下降,回收率明显上升,综合考虑,适宜的

用量应为 300 g/t。

2.4 闭路试验研究

选金浮选闭路试验流程见图 5,试验结果见表 7。

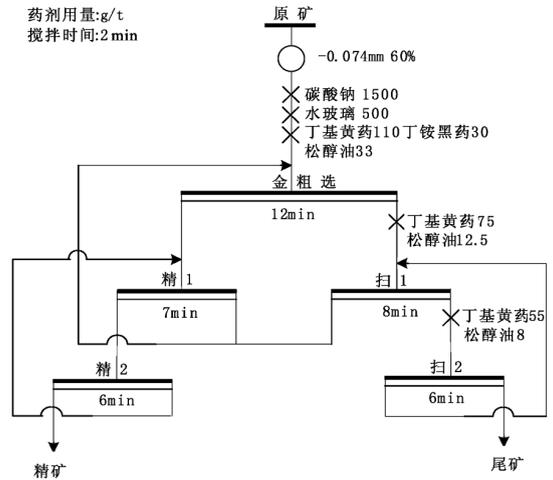


图 5 选金浮选闭路试验流程

表 7 选金闭路试验结果

产品	产率/%	金品位/(g·t ⁻¹)	回收率/%
精矿	6.37	30.20	85.88
尾矿	93.63	0.34	14.12
原矿	100.00	2.24	100.00

常规浮选闭路精矿金品位可为 30.20 g/t,回收率为 85.88%。该指标与选厂生产指标相比,金品位高 0.5 g/t,回收率高 2~3 个百分点,选别指标仍有提高的空间。因此,通过改进再磨制度和流程结构进行闭路试验,以提高金的选别指标。分别进行了增加精选次数、粗精矿再磨等不同闭路试验。试验结果表明增加精选次数,精矿金品位无提高。鉴定表明金精矿中黄铁矿与脉石仍有部分连体,但颗粒极细,对精选 2 作业精矿进行再磨后,精矿品位仍未明显提高。

试验发现部分含金黄铁矿上浮速率较慢,延长浮选时间也收效甚微,但增加一段粗选可以使该部分黄铁矿上浮,为此将金粗选由一段改为两段。既然粗精矿再磨精选并不能提高精矿品位,就将含有连体的中矿合并再选,再选泡沫返回精选 1 作业,以提高回收率;而再选尾矿中含有较多的品位很低的黄铁矿与脉石的贫连体,为避免这些贫连体在流程中循环进入最终精矿影响金精矿品位,中矿再选的

尾矿不再返回浮选闭路,而单独进行氰化处理。

最终选金工艺流程确定为两粗三精三扫一部分中矿再选(再选尾矿氰化),根据条件试验和开路试验结果钨粗选工艺流程确定为一粗四精两扫,中矿顺序返回。最终金钨粗选全流程闭路试验流程及条件见图 6,试验结果见表 8。

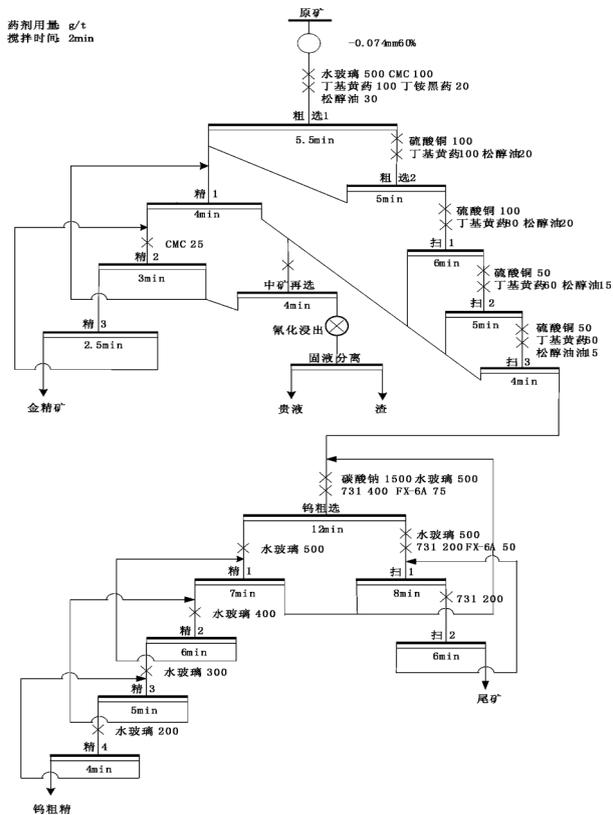


图 6 最终金钨粗选闭路试验流程

表 8 金钨粗选闭路试验结果

产品名称	产率	品位		回收率/%	
		Au/(g t ⁻¹)	WO ₃ /%	金	WO ₃
金精矿	4.95	32.10	0.084	80.35	3.61
中矿浸渣	4.61	0.208	0.19	0.50	7.61
贵液	/	0.15*	/	4.95	/
钨精矿	2.84	3.10	2.86	4.45	70.53
尾矿	87.60	0.22	0.024	9.75	18.25
原矿	100.00	1.98	0.115	100.00	100.00

*单位为 mg/L。

最终闭路试验结果为:金精矿金品位 32.1 g/t,再选中矿氰化浸出浸渣品位为 0.208 g/t,氰化作业浸出率为 90.66%,对原矿回收率 4.95%,金的总回

收率为 85.30%。金尾矿选钨粗精矿 WO₃ 品位 2.86%,回收率 70.53%。

3 结论

(1)黄铁矿是矿石中的主要载金矿物,且黄铁矿的粒度以中细粒为主。白钨矿是主要的钨矿物,以不规则状晶形和中细粒嵌布为主。探索试验表明矿石中金可浮性较好、可浸性好,而重选效果不佳,矿石中钨的可浮性也较好,选金和选钨均适合以浮选工艺为主,原则流程确定为优选浮选金—金浮选尾矿浮钨。

(2)矿石含硫高,浮选金精矿金品位难以提高。在磨矿细度 -0.074 mm 60% 的条件下,以丁基黄药和丁在铵黑药为捕收剂、松醇油为起泡剂,采用多种措施提高金浮选指标而效果有限。最终采用了将低品位中矿合并再选,泡沫返回精选 1 作业,而将贫连体较多的再选尾矿单独进行氰化浸出,金精矿金品位提高了 2 g/t,金的总回收率没有降低。

(3)以碳酸钠为调整剂、水玻璃为抑制剂、硝酸铅为活化剂、731 为捕收剂对选金尾矿进行了浮钨试验研究,采用一粗四精二扫的常规闭路流程,得到了 WO₃ 品位 2.86% 的钨精矿,回收率为 70.53%。该粗精矿重晶石含量在 4% 以上,可采用添加硫化钠和水玻璃加热蒸煮—冷却—脱水—调浆—浮选精选工艺获得合格白钨精矿或用湿法冶金方法获得人造白钨。

参考文献:

[1] 吉林省冶金研究所. 金的选矿[M]. 北京:冶金工业出版社,1988:75.

[2] 曹飞,吕良,李文军,等. 河南某低品位金矿堆浸试验研究[J]. 矿产保护与利用,2014(2):37-40.

[3] 郭玉武,王全亮,魏党生,等. 云南某低品位白钨矿常温浮选工艺研究[J]. 矿产保护与利用,2015(3):29-33.

[4] 孙传尧,印万忠. 硅酸盐矿物浮选原理[M]. 北京:科学出版社出版,2001.

[5] 孟祥松,刘源超,孙伟,等. 湖南某白钨粗精矿加温精选试验研究[J]. 中国钨业,2015,30(4):37-41.

[6] 孙伟,宋韶博. 水玻璃及其在白钨矿浮选中的应用和分析[J]. 中国钨业,2013,28(4):22-25.