

小秦岭难选氧化金矿选冶试验研究*

李建政, 王安理, 邵淑云

(灵宝市金源矿业有限责任公司, 河南 灵宝, 472500)

摘要:对小秦岭地区难选氧化金矿石进行了选冶试验研究, 用浮选法将低品位矿石富集成高品位的精矿, 精矿用炭浸法回收, 原矿金 1.82 g/t, 浮选金回收率 80.52%, 炭浆提金回收率 97.53%, 金总回收率 78.53%。既降低了矿石入选品位, 又提高了经济效益。

关键词:低品位; 氧化金矿石; 选冶

中图分类号:TD953; TF831 **文献标识码:**B **文章编号:**1001-0076(2011)02-0028-05

Experimental Research on Beneficiation - metallurgy Process of Refractory Oxidized Gold Ores in Xiaoqinling area

LI Jian - zheng, WANG An - li, SHAO Shu - yun

(Lingbao Jinyuan Mining Co., Ltd. Lingbao, He'nan 472500, China)

Abstract: The experimental research on beneficiation - metallurgy process of refractory oxidized gold ores in Xiaoqinling area was carried on. Low - grade gold ores were enriched by flotation process, and flotation concentrate was recovered with carbon - in - leach process. Under the condition of the run - of - mine ore of gold 1.82 g/t, the total recovery of gold 78.52% was obtained, with a recovery of gold 80.52% by flotation process and 97.53% by carbon - in - leach process. The process not only reduced the grade of run - of - mine ore, but also improved economic efficiency.

Key words: low grade; oxide gold ore; beneficiation and metallurgy

上世纪 60 年代国家在小秦岭地区发现了金矿, 地处小秦岭的灵宝市自 1984 年连续 25 年黄金产量居全国县级第二, 是国家及河南省的黄金主产地, 被誉为“中国金城”。然而, 经过 40 余年的黄金开采, 已探明的浅层金矿保有可开采量服务年限仅 4.6 年, 根据国土资源部危机矿山类型划分标准属严重危机矿区。小秦岭地区金矿呈现出资源枯竭、矿石贫化、性质复杂的特点, 黄金产量近年呈下降的趋势, 企业生产经营面临新的挑战, 为了延长矿山的服务年限, 提高矿产资源的综合利用率, 提高企业的经济效益, 开发利用该区域难选氧化金矿势在必行。

1 矿石性质

1.1 原矿化学成分分析

表 1 原矿主要化学成分分析结果

成分	Au	Ag	S	Cu	Pb	Zn
含量/%	1.82	3.47	0.15	0.05	0.027	0.15
成分	TiO ₂	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	SiO ₂	Fe
含量/%	0.15	2.15	0.55	3.11	70.55	5.24

注: Au、Ag 含量单位为 g/t。

• 收稿日期: 2010-06-18; 修回日期: 2010-09-03

作者简介: 李建政(1977-), 男, 河南汝阳人, 冶金工程师, 主要从事黄金矿、多金属矿、氧化矿的选冶工艺研究工作, E-mail: lmy612@163.com。

原矿的主要化学成分分析结果见表1,光谱分析结果见表2,铁物相分析结果见表3。

表2 原矿光谱分析结果

成分	Be	As	Si	Pb	Ge	Au	Mn	Fe
含量/%	-	-	1	0.003	-	-	0.1	1
成分	Sn	Sb	W	Ga	Ni	Bi	Al	Ca
含量/%	-	-	0.005	0.005	0.001	0.01	1	1
成分	V	Cu	Ag	Ti	Cr	Zn	Mg	
含量/%	0.01	0.03	<0.001	≥0.01	0.002	0.003	2	

注:“-”表示未检测到。

表3 原矿铁物相分析结果

相别	硫化铁	磁铁矿	碳酸铁	三氧化二铁	硅酸铁	全铁
含量/%	0.06	0.46	0.08	4.26	0.38	5.24
占有率/%	1.14	8.78	1.53	81.3	7.25	100

1.2 矿石类型与矿物组成

小秦岭F5脉含金石英脉中,硫化物(由氰化物推断)平均含量大约在1%~2%之间,应为典型的贫硫化物含金石英脉型矿石。矿石氧化作用非常发育,矿体上部金属硫化物已氧化殆尽,为典型的氧化矿石、半氧化矿石。

含金脉岩中金属硫化矿最主要的是黄铁矿,氧化较轻,多数保持淡黄色和立方体晶型,也有一些黄铁矿不同程度地被褐铁矿所交错。

矿石中矿物组成比较简单,脉石矿物占95%以上,主要为石英,其次为绢云母、斜长石、钾长石、绿泥石、少量的方解石和高岭土等。金属矿物以金属氧化矿为主,它们是褐铁矿、磁铁矿和赤铁矿,其次为黄铁矿,偶然见到有黄铜矿、闪锌矿、方铅矿、斑铜矿、铜蓝、孔雀石、辉铜矿、辉银矿和自然金。

1.3 矿石结构

矿石主要为浸染状构造,其次为网状构造和条带状构造。这些构造在石英脉矿石中,由于金属矿物已转化为褐铁矿或流失变为空洞,因此,本矿石中蜂窝状构造、空洞构造更加发育。

2.4 自然金粒径、赋存关系及成色

1.4.1 自然金粒径

矿石中的自然金以中细粒为主,成色较高。形态比较完整,绝大多数与褐铁矿有关。自然金粒径的测定结果见表4。

表4 自然金粒径测定结果

粒径/mm	含量/%	粒径/mm	含量/%
<0.01	3.38	0.053~0.074	34.50
0.01~0.037	45.48	>0.074	1.43
0.037~0.053	15.21	合计	100

从表4可见,自然金粒径在0.053~0.01mm区间最多,占整个自然金含量的60.69%,粒径大于0.053mm的占35.93%。

1.4.2 自然金的形状及赋存关系

金主要以自然金形式出现,呈粒状、条片状、树枝状、折线状嵌布于黄铁矿晶粒及石英晶粒间,其次呈乳滴状包于黄铁矿中,呈微粒包于褐铁矿、孔雀石中,在氧化矿石中自然金常呈片状附于蜂窝壁上,或聚于蜂窝中形成窝子金,其直径可达3~8mm。

2 选冶试验

2.1 选冶原则工艺流程选择

该试样属高氧化率金矿石,首先考虑原矿全泥氰化炭浆法提金。全泥氰化炭浆法提金原则工艺流程见图1。

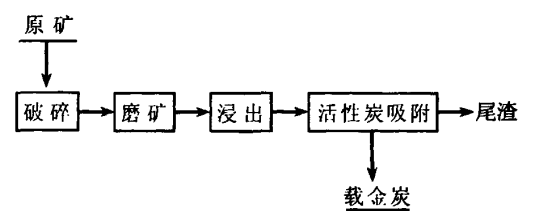


图1 原矿全泥氰化炭浆法原则流程

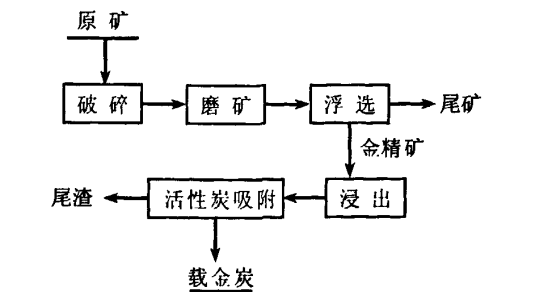


图2 选冶联合原则流程

氧化金矿采用全泥氰化炭浆法提金工艺,原矿品位一般在3.0g/t以上才有经济价值,主要原因是工艺需二段闭路,磨矿费用较高,经济效益差。为提

高经济效益,采用浮选富集精矿、抛除大量尾矿、精矿炭浆提金的选冶联合工艺流程。选冶联合工艺流程见图 2。

2.2 浮选试验

2.2.1 粗选磨矿细度试验

粗选磨矿细度试验采用一次粗选工艺流程(见图 3)。浮选药剂用量:HTN 为 300 g/t,丁基黄药 150 g/t,松醇油 50 g/t。不同磨矿细度条件下试验结果见表 5。根据试验结果的综合评定,确定最终磨矿细度为 -74 μm 占 65% 较好。

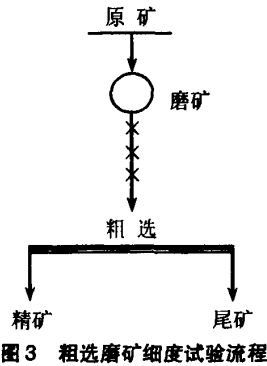


表 5 粗选磨矿细度试验结果

磨矿细度/ (-74 μm)	产品 名称	产率 /%	金品位 /g·t ⁻¹	金回收率 /%
55	精矿	4.38	23.08	56.02
	尾矿	95.62	0.83	43.98
	原矿	100.0	1.80	100.0
60	精矿	4.58	21.92	55.61
	尾矿	95.42	0.84	44.39
	原矿	100.0	1.81	100.0
65	精矿	4.74	22.18	58.59
	尾矿	95.26	0.78	41.41
	原矿	100.0	1.79	100.0
70	精矿	5.22	19.8	57.38
	尾矿	94.78	0.81	42.62
	原矿	100.0	1.80	100.0

2.2.2 粗选活化剂种类试验

根据经验选择硫酸铜、硫化钠、HTN、草酸作为活化剂进行粗选活化剂种类探索试验,试验结果见表 6。由表 6 可知,选 HTN 为活化剂较好,此时粗选精矿金品位 22.68 g/t,金回收率 59.76%。

表 6 活化剂种类试验结果

活化剂及用量 /g·t ⁻¹	产品 名称	产率 /%	金品位 /g·t ⁻¹	金回收率 /%
硫酸铜 300	精矿	4.42	23.08	56.27
	尾矿	95.52	0.83	43.73
	原矿	100.0	1.81	100.0
硫化钠 600	精矿	4.51	21.92	55.22
	尾矿	95.42	0.84	44.78
	原矿	100.0	1.79	100.0
HTN 500	精矿	4.74	22.68	59.76
	尾矿	95.26	0.76	40.24
	原矿	100.0	1.80	100.0
草酸 600	精矿	5.22	19.8	57.38
	尾矿	94.78	0.81	42.62
	原矿	100.0	1.80	100.0

2.2.3 活化剂用量试验

选择活化剂 HTN 用量分别为 200、400、600、800 g/t 进行试验,试验结果见表 7。由表 7 试验结果可知,活化剂 HTN 用量在 600 g/t 时,金的选别指标较好。

表 7 活化剂用量试验结果

HTN 用量 /g·t ⁻¹	产品 名称	产率 /%	金品位 /g·t ⁻¹	金回收率 /%
200	精矿	4.15	24.12	55.42
	尾矿	95.85	0.84	44.58
	原矿	100.0	1.81	100.0
400	精矿	4.37	22.79	55.35
	尾矿	95.63	0.84	44.65
	原矿	100.0	1.80	100.0
600	精矿	5.33	22.38	66.32
	尾矿	94.67	0.64	33.68
	原矿	100.0	1.80	100.0
800	精矿	5.47	19.8	60.12
	尾矿	94.53	0.76	39.88
	原矿	100.0	1.80	100.0

2.2.4 粗选捕收剂种类试验

由于矿石氧化率高,金属矿物含量少,特别是金属硫化物含量很低,因此金捕收剂的选择特别重要。试验选择捕收能力强的丁基黄药、丁胺黑药、戊基黄药、苯骈噻唑为金的捕收剂,用量均为 200 g/t,试验结果见表 8。从表 8 试验结果可知,复合苯骈噻唑对金的捕收能力较强。

表8 捕收剂种类试验结果				
捕收剂种类	产品名称	产率/%	金品位/ $\text{g}\cdot\text{t}^{-1}$	金回收率/%
丁基黄药	精矿	3.96	27.42	60.44
	尾矿	96.04	0.74	39.56
	原矿	100.0	1.80	100.0
丁铵黑药	精矿	5.77	19.51	62.07
	尾矿	94.23	0.73	37.93
	原矿	100.0	1.81	100.0
戊基黄药	精矿	4.56	26.38	66.67
	尾矿	95.44	0.63	33.33
	原矿	100.0	1.80	100.0
复合苯骈噻唑	精矿	5.36	24.1	71.65
	尾矿	94.64	0.54	28.35
	原矿	100.0	1.80	100.0

2.2.5 粗选捕收剂用量试验

选择捕收剂复合苯骈噻唑用量分别为120、180、240、300 g/t 进行捕收剂用量试验,试验结果见表9。由表9可知,捕收剂复合苯骈噻唑用量为240 g/t 时,指标较好。

表9 捕收剂用量试验结果				
复合苯骈噻唑用量/ $\text{g}\cdot\text{t}^{-1}$	产品名称	产率/%	金品位/ $\text{g}\cdot\text{t}^{-1}$	金回收率/%
120	精矿	4.56	25.42	64.45
	尾矿	95.44	0.67	35.55
	原矿	100.0	1.80	100.0
180	精矿	4.71	26.51	69.32
	尾矿	95.29	0.58	30.68
	原矿	100.0	1.80	100.0
240	精矿	4.83	26.89	72.03
	尾矿	95.17	0.53	27.97
	原矿	100.0	1.80	100.0
300	精矿	5.52	23.5	71.77
	尾矿	94.48	0.54	28.23
	原矿	100.0	1.81	100.0

2.2.6 闭路浮选试验

根据探索试验结果,由于矿石矿物氧化严重,矿物的浮游速度较慢,确定了如图4所示的闭路试验流程,闭路试验结果见表10。试验结果表明:当原矿金品位1.80 g/t 时,闭路试验可获得精矿金品位28.64 g/t,金回收率80.52%,尾矿中金品位为0.37 g/t。

表10 闭路试验结果			
产品名称	产率/%	金品位/ $\text{g}\cdot\text{t}^{-1}$	金回收率/%
精矿	5.07	28.64	80.52
尾矿	94.93	0.37	19.48
原矿	100	1.80	100.00

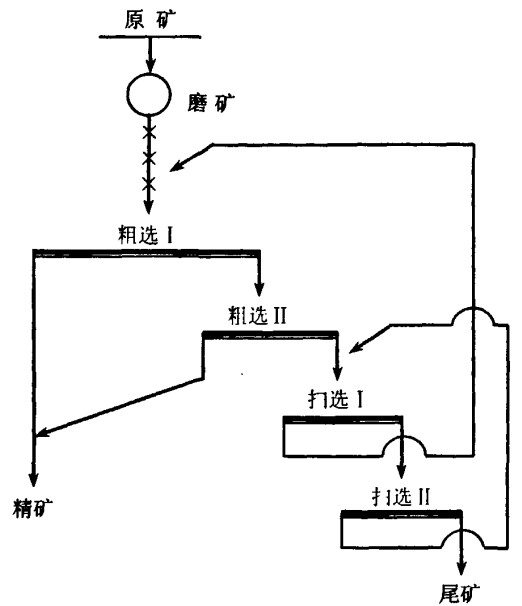


图4 闭路试验流程

2.3 浮选精矿炭浆提金试验

浮选精矿经磨矿后进行氰化浸出、活性炭吸附,试验流程见图5,试验条件与试验结果见表11。

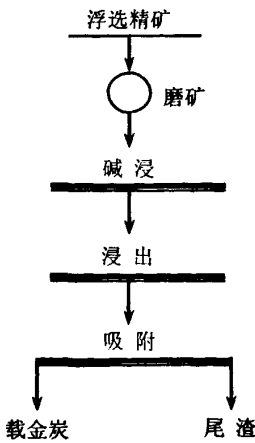


图5 浮选精矿炭浆提金试验流程

表 11 浮选精矿炭浆提金试验条件与结果

项目名称	指标	项目名称	指标
磨矿细度(-74 μm)/%	$\geq 90\%$	精矿品位/ $\text{g} \cdot \text{t}^{-1}$	26.74
液固比	1.5	尾渣品位/ $\text{g} \cdot \text{t}^{-1}$	0.66
浸出时间/h	24	尾液品位/ $\text{g} \cdot \text{ml}^{-1}$	0.00
吸附时间/h	48	浸出率/%	97.53
氢氧化钠用量/ $\text{kg} \cdot \text{t}^{-1}$	4.7	吸附率/%	100
氰化钠用量/ $\text{kg} \cdot \text{t}^{-1}$	7	炭浸回收率/%	97.53

由试验结果可得:矿石浮选金回收率达 80.52%,浮选精矿炭浆提金回收率达 97.53%,金的总回收率为 78.53%。

3 结论

(1)低品位难选氧化金矿原矿金品位 1.82 g/t,闭路试验浮选金回收率 80.52%,浮选精矿炭浆提金回收率 97.53%,金总回收率 78.53%。全泥氰化炭浆厂入选矿石品位 3.64 g/t,回收率 90.20%。

(2)低品位难选氧化金矿石采用浮选甩尾,精矿炭浸的选冶技术路线,首先将大量的尾矿甩掉,与全泥氰化相比可以大幅降低磨矿费用和氰化浸出费用;第二,用浮选法将低品位氧化金矿富集成高品位的精矿,使不具备经济价值的矿石变成了富矿石,可以大幅降低入选矿石品位,提高氰化浸出的经济效益。

(3)面对金矿资源的日渐枯竭,结合当前黄金价格持续上涨的大好形势,开发利用低品位、难选金矿石是必然选择,本研究为同类型矿产资源的开发利用起到了推动作用和示范效应。

参考文献:

[1] 王俊,张全祯.炭浆提金工艺与实践[J].北京:冶金工业出版社,2001.
[2] 胡为柏.浮选[J].北京:冶金工业出版社,1982.