

难处理金矿石选冶技术研究

陈晓青, 杨进忠, 刘能云, 毛益林

(中国地质科学院矿产综合利用研究所, 四川 成都 610041)

摘要:甘肃某金矿金品位较低, 矿石氧化程度较高。金矿物粒度细小, 主要以微粒、次显微金矿物形式嵌布于褐铁矿粒间以及被粘土矿物充填的褐铁矿裂隙、孔洞中, 属于难处理矿石。根据该矿石性质进行了原矿全泥氰化浸金和浮选富集-氰化浸金两种工艺流程的试验研究, 结果表明该两种工艺均可获得较好的选矿指标: 原矿全泥氰化搅拌浸出的金浸出率为 94.19%; 浮选富集-氰化浸金的金浸出率为 97.62%, 银浸出率为 90.80%。由于浮选抛尾可显著提高氰化浸金的设备效率和经济效益, 故推荐浮选富集-氰化浸金为该金矿的选冶技术方案。

关键词:低品位氧化矿石; 活化; 浮选富集; 氰化浸出; 选冶技术研究

中图分类号:TD982 **文献标识码:**A **文章编号:**1000-6532(2011)04-0030-05

我国金矿资源比较丰富, 分布广泛, 金矿资源矿床类型较多, 主要以含金石英脉型与含金蚀变岩型为主。已探明的金矿床中大型金矿占储量的 60% 左右, 其余为较低品位金矿床, 随着黄金产业的快速发展, 难处理金矿资源已成为我国黄金产业的主要原料。

甘肃某金矿矿石中金品位 1.67 g/t, 原矿品位较低, 矿石氧化程度高, 矿床呈少硫化物蚀变岩型金矿化特征。通过对该低品位难选氧化矿石进行的选冶

工艺技术研究, 采用适宜的工艺技术方案, 可获得优良的全泥氰化浸出指标、浮选富集闭路试验指标、浮选精矿浸出综合条件技术指标。

1 矿石性质

1.1 化学分析

试验矿样多元素分析结果见表 1。

从表 1 可以看出, 原矿中铜、铅、锌、钼、锑、硫等伴生组分含量均较低, 除金为主要可利用元素外, 银

表 1 试验矿样多元素分析/%

Cu	Pb	Zn	Fe	S	As	Sb	K ₂ O	Ni	Mo	Co	Te
0.0078	0.0048	0.011	4.36	0.0037	0.0019	0.0083	2.14	0.0057	0.0019	0.0040	0.0030
Sn	Mn	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	SiO ₂	C	Au*	Ag*	Pt*	Pd*	Ir*
0.088	0.072	4.50	2.00	14.28	62.34	2.40	1.67	3.97	0.05	0.05	<0.01

* 单位为 g/t。

regenerated alloy materials. The effect of reducing agent, fluorite, sodium nitrate and the unit thermal effect on the recovery were discussed, and the changes of silicon in the recycled alloy were also investigated. The result showed that the recycling process was practicable. When the grinding dust was about 100g, reducing agent was 26g, sodium nitrate was 10g, fluorite was 7g, unit thermal effect is around 2180 kJ/kg and the preheating temperature of materials was controlled at 300°C, the recovery of chromium was above 45% and the silicon content in the recycled product was lower than 2.0%, which would meet the production of steel-making. This technology used steelmaking wastes comprehensively, which would bring about remarkable economic and social benefits.

Key words: High-speed steel; Grinding dust; Reducing agent; Chromium

收稿日期: 2011-04-15

作者简介: 陈晓青(1965-), 女, 副研究员, 主要从事选矿工艺技术研究。

的含量也达到了伴生银回收的评价指标。

1.2 矿物成分及矿物含量

矿石中金属矿物总量仅占矿物总量的5.8%,其中以褐铁矿、赤铁矿为主;少量及微量矿物有金红石、磁铁矿、黄铁矿、软锰矿、菱铁矿、菱锌矿、方铅矿、白铅矿、铅矾、铅铁矾、闪锌矿、黄铜矿、铜蓝、磁黄铁矿、孔雀石等,含金硫化矿物含量甚微。非金属矿物以石英、长石、云母类、绿泥石、粘土类、白云石为主。矿石矿物含量见表2。

表2 矿石中矿物含量测定结果

矿物名称	含量/%	矿物名称	含量/%
赤铁矿、褐铁矿	4.8	金红石、钛铁矿、软锰矿等微量金属矿物	0.6
磁铁矿	0.3	白云石等碳酸盐矿物	11.5
黄铁矿	0.1	长石、云母类、粘土类等硅酸盐矿物	43.0
石英	39.7	合计	100.0

1.3 金的赋存状态及粒度特征

金主要以独立金矿物形式存在,见到的金矿物为自然金、银金矿,主要嵌布于褐铁矿粒间及被粘土矿物充填的褐铁矿裂隙、孔洞中。

工艺矿物学研究表明,金矿物粒径均小于0.005mm,属于微粒金及次显微金。同时该矿石中粘土矿物含量较高,褐铁矿裂隙、孔洞的充填物多为粘土矿物,其中的微粒金矿物有被充填的粘土矿物包裹的现象,决定了该金矿石为难处理矿石。

2 选冶试验研究

2.1 工艺流程方案选择

该矿石原矿品位较低,氧化率高,金属矿物以褐铁矿为主,含金硫化矿物含量甚微,且金矿物主要以微粒金及次显微金存在于褐铁矿粒间或是被粘土矿物充填的褐铁矿裂隙及孔洞中,根据矿石性质进行了原矿全泥氰化浸金和浮选富集-氰化浸金两种工艺流程的对比试验。全泥氰化浸出工艺技术路线见图1,浮选富集-氰化浸出工艺技术路线见图2。

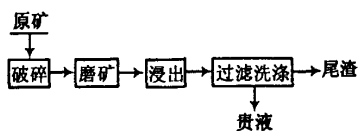


图1 原矿全泥氰化浸出工艺技术路线

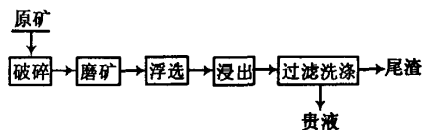


图2 金矿选冶工艺技术路线

2.2 原矿全泥氰化浸金试验

2.2.1 磨矿细度试验

磨矿细度试验结果见图3。

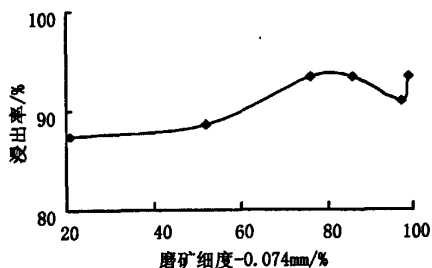


图3 全泥氰化磨矿细度试验结果

由图3可知,金的浸出率随着磨矿细度的增加而增加,在磨矿细度为-0.074mm76.13%时,金的浸出率达到93.41%,确定全泥氰化磨矿细度为-0.074mm76.13%。

2.2.2 氰化钠用量试验

氰化钠用量试验结果见表3。

表3 氰化钠用量试验结果

氰化钠用量 /kg·t ⁻¹	原矿品位 /g·t ⁻¹	浸渣品位 /g·t ⁻¹	浸出率 /%
0.33	1.67	0.19	88.62
0.67	1.67	0.11	93.41
1.00	1.67	0.15	91.02
1.33	1.67	0.11	93.41

由表3可知,金的浸出率随着氰化钠用量的增加而上升,在氰化钠用量为0.67kg/t时,金的浸出率已达到93.41%,增加氰化钠用量金的浸出率不再提高,确定氰化钠用量为0.67kg/t。

2.2.3 石灰用量试验

探索试验结果表明,在相同用量下,石灰的浸出效果优于NaOH,所以选用石灰作为氰化浸金的保护碱。石灰用量试验结果见表4。由表4可知,石灰用量在3.33~5.33kg/t时,金的浸出率较高,达到91%以上,最高达到93.41%。

表 4 石灰用量试验结果

石灰用量 /kg·t ⁻¹	pH	原矿品位 /g·t ⁻¹	浸渣品位 /g·t ⁻¹	浸出率 /%
2.33	9.5	1.67	0.19	88.62
3.33	10.5	1.67	0.11	93.41
4.33	12.0	1.67	0.15	91.02
5.33	12.5	1.67	0.11	93.41

2.2.4 矿浆浓度试验

矿浆浓度试验结果见表 5。

由表 5 可知,液固比为 1.7~2.5:1 较好,液固比确定为 2:1。

2.2.5 浸出时间试验

浸出时间试验结果见表 6。

由表 6 可知,金的浸出率随着浸出时间的增加而增加,在浸出 20h 时,金的浸出率已达到 93.41%,再延长浸出时间金的浸出率没有变化,确定浸

表 5 矿浆浓度试验结果

液固比	原矿品位 /g·t ⁻¹	浸渣品位 /g·t ⁻¹	浸出率 /%
1.7:1	1.67	0.15	91.02
2.5:1	1.67	0.15	91.02
3:1	1.67	0.19	88.62
3.5:1	1.67	0.15	91.02

表 6 浸出时间试验结果

浸出时间 /h	原矿品位 /g·t ⁻¹	浸渣品位 /g·t ⁻¹	浸出率 /%
2	1.67	0.68	59.28
6	1.67	0.38	77.25
10	1.67	0.19	88.62
16	1.67	0.13	92.22
20	1.67	0.11	93.41
24	1.67	0.11	93.41

出时间为 20h。

2.2.6 综合条件试验

根据前述条件试验结果,进行了全泥氰化综合条件试验,试验条件及结果见表 7。试验结果表明,该矿石磨矿细度在 -0.074mm76.13% 时,用 0.67kg/t 的氰化钠和 3.0kg/t 的石灰,液固比 2:1,浸出 20h,金的浸出率可以达到 94.19%。

2.3 浮选富集—精矿氰化浸出

2.3.1 浮选试验

2.3.1.1 活化剂用量试验

针对矿石的氧化特性,通过在选别过程中添加适量活化剂,活化含金矿物,增强矿物浮游活性,达到提高精矿产品品位和回收率的目的。

EMH-101 为效果较好的金属氧化矿活化药

表 7 综合条件试验结果

原矿量 /g	原矿品位 /g·t ⁻¹	磨矿细度 -0.074mm/%	液固比	氰化钠 /kg·t ⁻¹	石灰 /kg·t ⁻¹	氰化时间 /h	浸渣品位 /g·t ⁻¹	浸出率 /%
500	1.67	97.50	2:1	1.0	4	20	0.11	93.41
300	1.67	76.13	2:1	0.67	3	20	0.097	94.19
300	1.67	85.70	1.7:1	0.67	3.3	24	0.11	93.41
300	1.67	97.50	2:1	1.0	3	20	0.097	94.19

剂,该药剂与氯化铵组合应用时,效果明显优于其他类别活化剂,其特点为:活化时间持久,矿化现象良好,泡沫层稳定,添加于磨矿作业的活化效果优于添加在粗选前作业。EMH-101 与氯化铵组合药剂用量试验结果见表 8。

由表 8 可知,不加活化剂的浮选,金的综合指标最差。EMH-101 为 3000g/t,氯化铵为 900g/t 时,精矿综合指标较优。

2.3.1.2 矿泥分散抑制剂试验

由于该矿石中粘土矿物含量较高,故进行了矿泥分散抑制剂 EMF-19 的添加试验。EMF-19 抑制剂有抑制矿泥、消除矿泥影响、改善选别指标的作用,经详细的探索试验得知 EMF-19 的适宜用量为

400g/t。

表 8 粗选活化剂用量试验结果

药剂用量 /g·t ⁻¹	产品名称	产率 /%	Au 品位 /g·t ⁻¹	Au 回收率 /%
0	粗精矿	3.28	22.40	44.45
EMH-101:1000 NH ₄ Cl:300	粗精矿	3.34	26.74	49.25
EMH-101:2000 NH ₄ Cl:600	粗精矿	4.45	22.07	53.57
EMH-101:3000 NH ₄ Cl:900	粗精矿	6.41	15.86	63.30
EMH-101:4000 NH ₄ Cl:1200	粗精矿	9.04	12.78	60.19

2.3.1.3 其他条件试验

在确定了粗选调整剂类型及用量基础上,分别

进行了详细的捕收剂种类及用量试验。最终确定捕收剂为黄药及黑药组合用药,其适宜用量为丁基黄药 200g/t,丁铵黑药 100g/t。

2.3.1.4 小型闭路试验

在开路试验基础上进行了一粗一精两扫的浮选闭路试验,试验结果见表 9。

表 9 小型闭路试验结果

产品名称	产率/%	品位/g·t ⁻¹		回收率/%	
		Au	Ag	Au	Ag
精矿	6.14	21.75	44.90	78.46	56.92
尾矿	93.86	0.39	2.22	21.54	43.08
原矿	100.00	1.70	4.84	100.00	100.00

由表 9 可知,闭路试验获得的浮选精矿金品位为 21.75g/t,金回收率 78.46%;银品位 44.90g/t,银回收率 56.92%,伴生银在浮选精矿中得到了较好富集。

2.3.2 浮选精矿氰化浸金试验

原矿全泥氰化浸金试验结果表明,该矿石中的金比较容易浸出,在氰化钠用量较小的条件下金浸出率达到了 94.19%,所以对浮选精矿首先进行了较小氰化钠用量的探索试验。试验结果表明,金的浸出率均较低。经过检查浸出液发现浸出后期的 pH 值低于 8.5,分析原因,可能是残存的浮选药剂消耗了碱,所以又进行了加大保护碱石灰用量的浸出试验。试验结果表明,增大碱用量,同时在加碱后充气搅拌预处理及添加氧化剂双氧水和硝酸铅等技术措施都没有取得较好的浸出效果。

因此,又进行了加大氰化钠用量,强化氰化浸出试验。试验结果见表 10。

从表 10 可知,加大石灰用量后,随着氰化钠的用量增大,金银的浸出率显著提高。在添加硝酸铅的情况下,氰化钠用量 6.0kg/t、石灰用量 13kg/t 时,金浸出率 95.61%,银浸出率 89.92%,再增大氰化钠的用量,金银浸出率不再提高;在不添加硝酸铅的情况下,氰化钠用量 8.0kg/t、石灰用量 15kg/t 时,金浸出率达到了 97.62%,银浸出率达到了 90.80%,添加硝酸铅对金银的浸出没有产生好的效果。

表 10 氰化钠用量试验结果

氰化钠/kg·t ⁻¹	石灰/kg·t ⁻¹	硝酸铅/kg·t ⁻¹	浸渣品位/g·t ⁻¹		浸出率/%	
			Au	Ag	Au	Ag
3.0	15.0	0.2	8.43	10.7	61.20	—
5.0	15.0	0.2	2.03	5.36	92.10	—
6.0	13.0	0.2	1.07	3.78	95.61	89.92
7.0	13.0	0.2	1.07	3.51	95.61	90.64
8.0	13.0	0.2	1.45	4.50	94.06	88.00
8.0	15.0	—	0.58	3.45	97.62	90.80

3 结 论

1. 该试验矿样金属矿物以褐铁矿为主,含金硫化矿物含量甚微。原矿品位低,矿石氧化程度高,金主要嵌布于褐铁矿粒间以及被粘土矿物充填的褐铁矿裂隙、孔洞中,为难处理氧化金矿。

2. 原矿全泥氰化浸出,金浸出率达 94.19%。通过浮选富集后的精矿产品直接氰化搅拌浸出,金浸出率可达 97.62%,银浸出率达 90.80%,伴生银在浮选精矿中得到了较好富集。

3. 浮选富集—精矿氰化浸出的选冶技术方案,使低品位氧化金矿有效富集为品位较高的精矿产品,通过选矿富集抛除大量尾矿,显著提高了氰化浸金的设备效率和经济效益,提升了该低品位金矿的开发利用价值。

参考文献:

[1] 孙传尧. 当代世界的矿物加工技术与装备—第十届选矿年评[M]. 北京: 科学出版社, 2006.

[2] 杨进忠. 甘肃省某金矿石可选性试验研究报告[R]. 中国地质科学院矿产综合利用研究所, 2009.

[3] 张卿. 某含砷难处理金矿超声强化浸金试验研究[J]. 矿产综合利用, 2010, (4): 12-15.

[4] 陈玉明. 金精矿常压稀硝酸自循环氧化浸金工艺研究[J]. 矿产综合利用, 2003, (6): 4-9.

[5] 吕鑫磊. 某低品位难浸金矿石选矿试验研究[J]. 矿产综合利用, 2009, (6): 3-5.

[6] 李桦. 四川草地金矿矿石选冶试验研究[J]. 科技创新导报, 2009, (18): 62-63.

[7] 郑晔. 难处理金矿石预处理技术及应用现状[A]. 孙传尧. 复杂难处理矿石选矿技术[C]. 北京: 冶金工业出版社, 2009.

利用活性石灰制备碳酸钙晶须的工艺研究

冯小平¹, 张正文², 赵涛涛¹, 伍朝蓬²

(1. 武汉理工大学, 湖北 武汉 430070; 2. 武钢乌龙泉矿, 湖北 武汉 430213)

摘要:以工业活性石灰为原料,采用碳酸化法合成碳酸钙晶须。分别研究了镁钙比、反应温度、搅拌速度和二氧化碳通气量四个因素对合成碳酸钙晶须的影响。研究表明:反应温度对碳酸钙晶须的合成影响最大,其次为镁钙比和二氧化碳的通气量,搅拌速度的影响最小;当镁钙比为2,反应温度80℃,搅拌速度100~130r/min,二氧化碳的通气量70~100mL/min,可以获得长度25~30μm,长径比28左右,大小均匀的文石型碳酸钙。

关键词:文石型碳酸钙;晶须;活性石灰;合成工艺

中图分类号:TD989 **文献标识码:**A **文章编号:**1000-6532(2011)04-0034-05

晶须是指以单晶形式生长、形状类似短纤维,但微观尺寸远比短纤维小的须状微晶体。其结构为单晶,纯度高,直径小,长径比较大,原子排列高度有序,结晶完善,因此晶须强度接近于完整晶体的理论强度^[1]。无机晶须主要用作塑料、涂料和陶瓷等基体材料的改性添加剂,能显著提高基体材料的强度、抗断裂性能、阻燃性能、触变性,并且具有轻质、高韧、耐磨、耐蚀、绝缘、阻尼、吸波等功能特点^[2],在工程塑料、涂料及隔热、绝缘材料等领域具有广泛的应用^[3-9]。

碳酸钙晶须由于原料来源广泛,制备工艺相对简单,同时白度高、环境污染小以及对人体无害等优点,

因而具有广泛的应用潜力。日本是最早进行碳酸钙晶须研究的国家之一,并于1995年在丸尾钙株式会社实现了碳酸钙晶须的工业化生产^[10-12];我国的科研机构在此方面也做了很大的努力^[13-15],并有少量的碳酸钙晶须供应,但远未能达到工业化生产。本文以工业活性石灰为原料,经过破碎研磨,不需要精制氢氧化钙溶液,即可获得长度在25~30μm,长径比28左右,大小均匀的单型碳酸钙晶须。

1 试验过程

1.1 碳酸钙晶须的制备

将活性石灰破碎并磨细,加入温水充分搅拌使

~~~~~

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

**Abstract:** A low-grade gold ore in Gansu was oxidized seriously, the gold minerals of which were mainly disseminated among the limonite particles and in the cracks and holes filled with clay minerals, in the form of micro-particles and submicro-particles. Therefore, it belongs to a refractory ore. Aimed at the ore properties, the two kinds of technological flowsheets of all-slime cyanidation leaching of gold and flotation concentration-cyanidation leaching of gold were carried out. The results show that when the technological flowsheet of all-slime cyanidation leaching of gold was adopted, the leaching rate of gold was 94.19%, and when flotation concentration-cyanidation leaching of gold was adopted, the leaching rate of gold and silver was 97.62% and 90.80% respectively. Because the technology of discarding tailings via flotation can increase the efficiency of the leaching equipments and the economic benefits, the technological flowsheet of flotation concentration-cyanidation leaching of gold was recommended for the gold ore.

**Key words:** Low-grade oxidized ore; Activation; Flotation concentration; Cyanidation leaching; Research on mineral processing and metallurgical technology

收稿日期:2010-12-22; 改回日期:2011-04-05

作者简介:冯小平(1972-),男,副教授,主要从事化工材料研究。