

某微细嵌布金矿工艺对比研究

卫亚儒^{1*}, 徐世杰^{2,3}, 王宇斌², 刘利军¹

(1. 西北有色地质勘查局, 陕西 西安 710054; 2. 西安建筑科技大学 材料学院, 陕西 西安 710055; 3. 凤县四方金矿, 陕西 凤县 721705)

摘要: 在研究某金矿矿石性质基础上, 进行了浮选和氰化工艺及参数研究, 对2种工艺进行了分析和经济比较. 结果表明: 该微细嵌布金矿, 易于浮选和氰化, 在相同的磨矿细度下, 选择氰化工艺有助于降低成本.

关键词: 金矿; 浮选; 氰化; 经济比较

中图分类号: TF831

文献标志码: A

文章编号: 1674-5876(2016)03-0057-05

The processing technology of a gold ore with fine-grained dissemination

WEI Yaru¹, XU Shijie^{2,3}, WANG Yubin², LIU Lijun¹

(1. The Northwest Mining and Geological Exploration Bureau for Nonferrous Metals, Xi'an 710054, China;

2. School of Materials Science, Xi'an University of Architecture and Technology, Xi'an 710055, China;

3. Sifang Gold Co. Ltd., Fengxian 721705, China)

Abstract: Based on the analysis of the ore property of the Multi-element, mineralogical phase and property, the technology for flotation and cyanide leaching and important parameters are studied. By comparison of the different process and economical plan, Results show that ore is easy to be processed through flotation and cyanide, and the cyanide is economic than that of flotation at the same grinding fineness.

Key words: gold ore; flotation; cyanide leaching; economic comparison

我国微细类金矿资源丰富, 主要种类有: (1) 含硫(或含硫含砷)微细浸染型, 主要选冶工艺为浮选载金硫化矿, 然后化学预处理金精矿, 再进行氰化法浸金; (2) 含碳微细粒金矿, 主要选冶工艺为原矿直接焙烧, 然后全泥氰化浸金, 或者采用浮选获得含碳金精矿, 对金精矿焙烧, 再氰化浸金; (3) 微细硅酸盐嵌布金矿, 传统工艺很难获得较好指标, 目前研究集中在高压酸预处理后, 再氰化浸金; (4) 氧化型微细嵌布金矿, 主要工艺为浮选或者全泥氰化浸金^[1-7].

在以上4种类型微细嵌布金矿中, 氧化型微细嵌布金矿能容易获得较高的选冶指标, 但开发利用程度低, 主要是因其嵌布粒度细微, 难以达到单体解离, 选冶工艺研究不够, 或者工艺经济论证不科学, 致使后续指标不理想. 2005年9月新疆阿希金矿将原全泥氰化树脂提金工艺改造为浮选氧化-氰化工艺, 指标由原回收率85%提高到95%^[8]; 2014陕西商洛某金矿将原氰化工艺改为浮选, 回收率从75%提高到80%^[9]. 本文在分析原因基础上, 结合某微细嵌布金矿矿石性质进行工艺研究, 并进行对比和经济分析, 对该类资源开发提供借鉴.

1 矿石性质

某石英脉金矿主要由非金属石英、白云石、钾长石、伊利石和金属矿物黄铁矿、菱铁矿组成, 其中石英

收稿日期: 2015-10-08

基金项目: 陕西省科技厅基金资助项目(2014SJ-04)

*通信作者, E-mail: 411099183@qq.com

含量为74%。金主要分布在-0.056 mm 粒级以下,其中-0.056 + 0.019 mm 之间含量为66.32%, -0.010 mm以下含量占8.7%。

1.1 矿石多元素分析

矿石中不同成分的含量: Au, Ag 分别为 1.69×10^{-6} , 3.68×10^{-6} ; Cu, Pb, Zn, Ni, As, Mo, Sb, MnO_2 , K_2O , Na_2O , S, P, TFe, Cr, V_2O_5 , SiO_2 , Al_2O_3 , TiO_2 , CaO, MgO, TC, LoI, 分别为 0.018%, 0.180%, 0.027%, 0.003%, 0.043%, 0.007%, 0.006%, 0.320%, 4.110%, 0.113%, 1.580%, 0.075%, 5.190%, 0.033%, 0.083%, 61.470%, 8.210%, 0.360%, 2.670%, 1.980%, 1.800%, 5.910%。

1.2 原矿金物相分析

原矿金物相分析结果见表1。

表1 原矿金物相分析结果

相名称	金品位/(g/t)	相率/%
裸露-半裸露金	1.17	68.42
硫化物包裹金	0.10	5.85
碳酸盐包裹金	0.15	8.77
硅酸盐包裹金	0.14	8.19
铁氧化物包裹金	0.15	8.77
相合	1.17	100.00

通过以上数据可以看出:原矿主要金属元素为 Au 和 Ag,有害 S, As 和 C 含量低;裸露-半裸露金含量约为70%,包裹金含量约为30%,硅酸盐、氧化铁中金包裹严重,细磨有助于提高矿物解离度。

2 选矿工艺

根据矿石性质和自然金良好可浮性、细微嵌布特点,可以判断:浮选和氰化浸出都有可能取得较好指标,实验进行了2种工艺探索和经济对比。

2.1 浮选工艺

2.1.1 条件实验

条件实验主要研究了调整剂、捕收剂和磨矿细度对粗精矿品位和回收率的影响,其流程见图1。

1) 调整剂实验

调整剂实验进行了不加调整剂和添加调整剂对比,调整剂种类和用量见表2。参考文献和经验,暂定捕收剂:丁基黄药 75 g/t, 2#油:20 g/t;磨矿细度:-74 μm 80%。实验结果见表2。

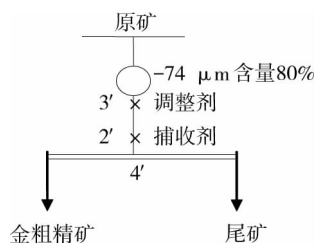


图1 浮选条件实验流程

表2 调整剂实验结果

碳酸钠用量/(g/t)	品位/(g/t)	回收率/%
碳酸钠 1 000	36.08	84.87
硫酸铜 200	32.83	83.81
碳酸钠 500, 硫酸铜 100	41.27	85.25
0	35.08	85.25

表2可以看出:在不添加调整剂情况下,金粗精矿品位可以达到35.08 g/t,相比较添加调整剂减少6.19 g/t,回收率达到85.25%。添加调整剂将增加工艺复杂性和提高生产成本,考虑后续作业可继续提高金精矿品位,因此矿浮选过程可以实现无调整剂浮选。

2) 捕收剂实验

粗选不添加调整剂,磨矿细度:-74 μm 80%下进行,实验流程见图1,结果见表3。

由表3可知:在丁基黄药、丁基黄药+丁铵黑药、丁基黄药+Pjl这3种药剂制度下,金精品位由高到

低依次为②>⑤>③>①>④>⑥,金精矿回收率由高到低依次为④>⑥>①>⑤>③>②. 由于回收率指标相差不大,综合考虑丁基黄药药剂成本最低,实验选取最优药剂方案为⑤.

3)磨矿细度

在不加调整剂、捕收剂采用:丁基黄药 50 g/t,Pjl-25 g/t,条件下进行磨矿细度实验,流程见图1,结果见图2.

表3 捕收剂试验结果

捕收剂用量/(g/t)	精矿品位/(g/t)	精矿回收率/%
①丁基黄药 75 2#20	30.60	84.05
②丁胺黑药 75	38.28	81.31
③乙基黄药 75 2#油 20	32.26	81.55
④丁基黄药 60 丁胺黑药 15 2#油 15	25.81	85.10
⑤丁基黄药 50 Pjl-25	33.64	83.27
⑥丁基黄药 50 Tj-5 25	23.43	84.93

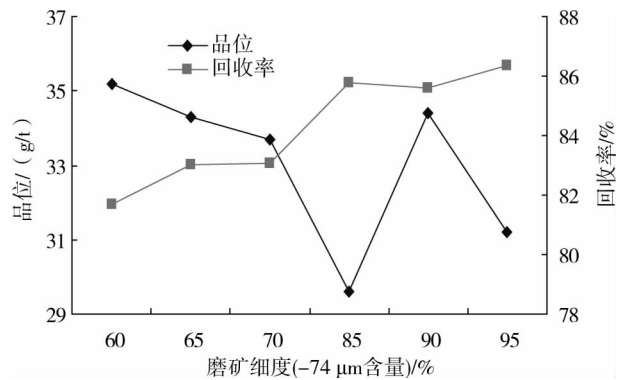


图2 磨矿细度与金粗精矿品位、回收率关系

图2可以看出:金粗精矿品位随着磨矿细度增加出现波动,引起波动的原因是随着磨矿细度的增加,微细颗粒表面自由能增大,部分脉石在捕收剂条件下,随矿物上浮,导致金精矿降低.当磨矿细度达到-74 μm 90%,单体解离度大幅增大,更多金矿上浮,品位直线增高,磨矿细度超过-74 μm 90%,微细脉石的表面作用进一步增大,导致金精矿品位急速下降,在此过程中金精矿回收率一直呈增加趋势.综合考虑回收率和品位,选取最佳磨矿参数为-74 μm 90%.

2.1.2 闭路实验

为提高金粗精矿品位和确保回收率,闭路工艺进行一粗、二精、二扫流程实验,流程见图3,结果见表4.

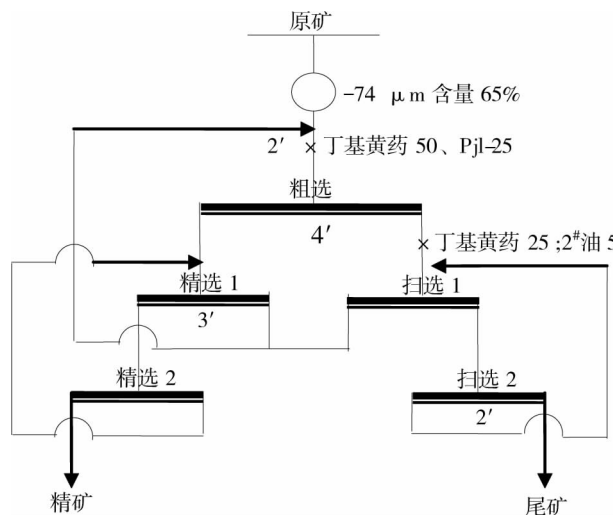


图3 浮选闭路实验流程

表4 浮选闭路实验结果

产品名称	产率/%	金/银品位/(g/t)	金/银回收率/%
精矿	3.05	48.68/53.22	84.06/44.11
尾矿	96.95	0.29/2.12	15.94/55.89
合计	100.00	1.77	100.00

表4可以看出:通过浮选可获得金精矿品位 48.68 g/t,回收率 84.06% ,含银 53.22 g/t.

2.2 氰化工艺

氰化工艺研究进行了磨矿细度、石灰用量、氰化钠用量、氰化时间研究,实验流程见图4.

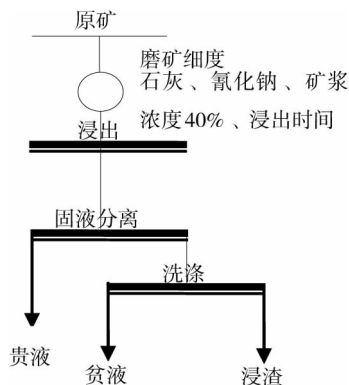


图4 氰化条件工艺流程

2.2.1 磨矿细度

根据经验取条件实验参数石灰用量 1 000 g/t,氰化钠 1 200 g/t,氰化时间 24 h. 实验结果见图5.

图5可以看出:在氰化工艺中,氰化浸出率随单体解离度增大直线上升,但当磨矿细度超过 -74 μm 95%后,需要增加到三段磨矿,致使磨矿成本增加,并将极大提高磨矿、分级、浓密及尾矿沉降工艺及操作难度. 综合考虑指标与成本,实验取最佳值 74 μm 90%.

2.2.2 石灰用量

在磨矿细度 -74 μm 90%,氰化钠 1 200 g/t,氰化时间 24 h 条件下,石灰用量与浸出率关系见图6.

图6可以看出:当石灰用量大于 1 500 g/t 时,浸出率不再随用量增加而增大,石灰最佳用量为 1 500 g/t,即 pH = 11.

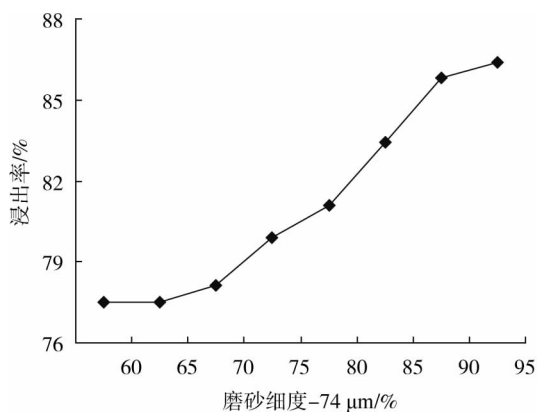


图5 磨矿细度与浸出率关系

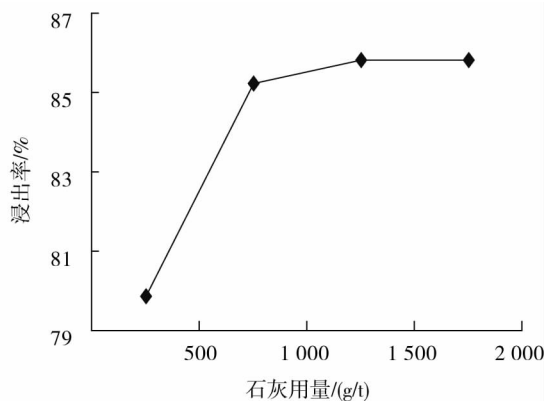


图6 石灰用量与浸出率关系

2.2.3 氰化钠用量

在磨矿细度 -74 μm 90%,石灰用量 1 500 g/t,氰化时间 24 h 条件下,氰化钠用量与浸出率关系见图7.

图7可以看出:随氰化钠用量增加,浸出率增加,综合考虑氰化钠成本 20 元/kg,氰化钠用量从 1 200 g/t增加到 2 800 g/t 则增加成本为 32 元/t,浸出率增加为 3.5%,黄金价格按照 250 元/g 计算,增加的收益约为 14.78 元/t. 因此,综合考虑浸出率提高及成本支出,选取氰化钠用量 1 200 g/t 为宜.

2.2.4 氰化时间

在磨矿细度 -74 μm 90%,石灰用量 1 500 g/t,氰化钠用量 1 200 g/t 条件下,氰化时间与浸出率关系见图8.

图8可以看出:当浸出时间达到 22 h 后浸出率增加不明显,因此取浸出时间 22 h,实验浸出率为 85.3%.

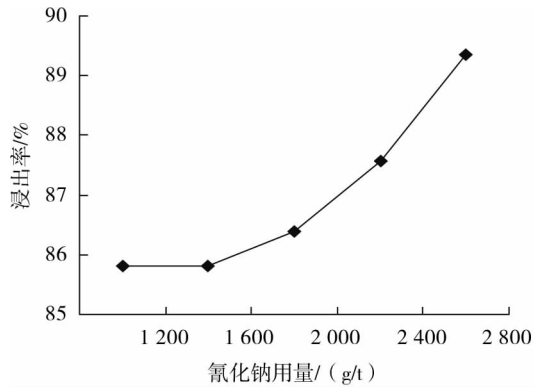


图7 氰化钠用量与浸出率关系

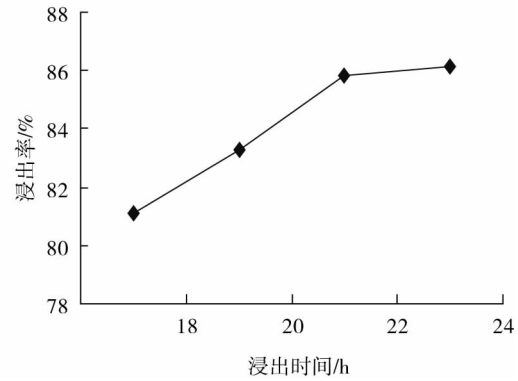


图8 浸出时间与浸出率关系

3 方案比较

对该矿石而言,通过浮选和氰化工艺都能较好的实现技术指标,但工艺及参数选择对于经济指标影响大相径庭^[10]。

从上面工艺参数分析可知:浮选和氰化最佳磨矿细度均为 $-74\ \mu\text{m}\ 90\%$,即需采用两段磨矿方可实现,在相同规模处理量下,分选准备阶段破碎、筛分、磨矿成本和工艺是相同的。

参考500 t/d处理量企业生产成本,取浮选成本40元/t,氰化+冶炼50元/t进行经济技术比较。

浮选工艺吨矿销售收入 = 原矿品位 × 回收率 × 折价系数(与金精矿品位有关) × 黄金价格 = $1.69 \times 84.06\% \times 80\%$ (计价系数) $\times 250$ (黄金价格) = 284.12元/t。

氰化工艺吨矿销售收入 = 原矿品位 × 浸出率 × 解吸率 × 黄金价格 = $1.69 \times 85.3\% \times 99\% \times 250 = 356.79$ 元/t。

氰化方案收益 - 浮选方案收益 = (氰化工艺吨矿销售收入 - 破碎、磨矿成本 - 氰化成本) - (浮选工艺吨矿销售收入 - 破碎、磨矿成本 - 浮选成本) = $356.79 - 50 - 284.12 + 40 = 62.67$ 元/t。

因此,方案比较认为:对于该矿石,在黄金价格在250元/g情况下,氰化工艺收益高出浮选工艺62.67元/t。

4 结论

1) 该矿石性质简单,有害元素含量少,但金元素嵌布粒度微细、包裹现象严重,需细磨才能更好的实现单体解离,细磨参数应综合考虑磨矿成本、工艺控制难度和指标之间关系。

2) 矿石易于浮选和氰化,2种工艺都流程简单、易于操作和实现,在确定工艺参数时应结合药剂、工艺成本综合选取指标和参数。

3) 该矿采用氰化工艺,相比较浮选工艺能多收益62.67元/t。

参考文献:

- [1] 李俊萌. 难处理金矿石预处理工艺现状与发展[J]. 金属矿山, 2002(s): 50 - 51.
- [2] 选矿设计委员会. 选矿设计手册[M]. 北京: 冶金工业出版社, 1988: 855 - 857.
- [3] 王帅, 李超, 李宏煦. 难浸金矿预处理技术及其研究进展[J]. 黄金科学技术, 2014, 22(4): 129 - 133.
- [4] 鲁琛琛. 难浸金精矿助浸氰化浸金及浸渣的综合利用研究[D]. 西安: 长安大学, 2010: 1 - 3.
- [5] 刘杰. 含砷低品位金矿分选试验[J]. 矿业工程研究, 2013, 28(2): 66.
- [6] 夏光祥, 方兆珩, 石伟. 难浸金矿的提金技术与展望[J]. 有色冶炼, 2001(4): 31 - 34.
- [7] 印万忠. 黄金浮选工艺的最新进展[J]. 黄金学报, 2001, 3(3): 187 - 190.
- [8] 韩卫江. 新疆阿希金矿选矿工艺技改历程[J]. 新疆有色金属, 2010(3): 33 - 34.
- [9] 郭月琴, 王勇海, 王重阳, 等. 陕西商洛微细嵌布金矿选冶实验研究报告[R]. 西北有色地质研究院, 2010.
- [10] 卫亚儒, 杜坚. 矿山企业成本控制与分析报告[R]. 西北有色地质勘查局, 2015.