

青海某金矿选矿试验对比研究

张国存,刘玉川,熊 馨,陈 攀,应永朋*,张鑫宇
(青海省地质矿产测试应用中心)

摘要:青海某金矿金品位 2.67 g/t,裸露及半裸露金占比 84.27 %。根据矿石性质,选择全泥浸出、浮选—浮尾浸出、重选—重尾浸出等工艺流程进行对比试验研究。综合考虑环境效益及经济效益,最终选择重选—重尾浸出联合工艺,原矿经过尼尔森重选流程,获得的金精矿金品位为 139 g/t,金回收率为 57.74 %;重尾直接浸出,对原矿金浸出率为 37.13 %;全流程金总回收率为 94.87 %,选别指标较好。

关键词:全泥浸出;环保浸金剂;浮选;尼尔森重选;联合工艺;总回收率

中图分类号:TD952

文献标志码:A

文章编号:1001-1277(2025)08-0049-06

doi:10.11792/hj20250810

引 言

金矿选矿技术的选择主要取决于金矿石中金的赋存状态与嵌布特征,由于金矿石的类型、性质不同,采用的选矿方法也不同。随着全球金矿资源品位的下降,研究和优化金矿选矿工艺显得尤为重要。此外,随着环保意识的增强,需考虑金矿选矿工艺对环境的影响,确保选矿过程的可持续性。目前,常见的金矿石选矿方法主要有浮选法、重选法、氰化法及联合工艺^[1-5]。青海某金矿金品位 2.67 g/t,为查明该矿石可利用性,在工艺矿物学研究基础上,进行多种选矿工艺试验研究,通过对比不同工艺选别指标,确定最佳工艺流程。研究结果为该金矿的开发利用提供基础数据及技术依据^[6-7]。

1 原矿性质

1.1 化学成分及矿物组成分析

原矿化学成分分析结果见表 1,矿物组成分析结果见表 2。

表 1 原矿化学成分分析结果

Table 1 Analysis results of chemical composition in the raw ore							
成分	Au ¹⁾	Ag ²⁾	S	As	Sb	Bi	TC
w/%	2.67	1.28	1.36	0.065	0.000 43	0.000 063	3.42
成分	Al ₂ O ₃	K ₂ O	Na ₂ O	CaO	MgO	Fe ₂ O ₃	SiO ₂
w/%	11.45	1.74	1.30	10.58	4.73	8.79	46.31

注:1)w(Au)/(g·t⁻¹);2)w(Ag)/(g·t⁻¹)。

由表 1、表 2 可知:原矿金品位为 2.67 g/t,其他成

表 2 原矿矿物组成分析结果

Table 2 Analysis results of mineral composition in the raw ore

矿物名称	相对含量/%	矿物名称	相对含量/%
碳酸盐矿物	56.5	黄铁矿	1.6
石英(硅质)	33.5	褐铁矿	0.6
绢(白)云母	6.6	磁黄铁矿	0.4
斜长石	0.4	黄铜矿	0.1
绿泥石	0.3	自然金	<0.01

分含量较低,没有回收价值。原矿中金属矿物主要为黄铁矿、褐铁矿、磁黄铁矿、黄铜矿、自然金,脉石矿物主要为碳酸盐矿物、石英(硅质)、绢(白)云母、斜长石、绿泥石等。

1.2 金物相分析

原矿金物相分析结果见表 3。

表 3 原矿金物相分析结果

Table 3 Analysis results of gold phase in the raw ore

相别	金品位/(g·t ⁻¹)	分布率/%
裸露及半裸露金	2.25	84.27
硫化物包裹金	0.16	5.99
硅酸盐包裹金	0.16	5.99
碳酸盐包裹金	0.07	2.62
褐铁矿包裹金	0.03	1.12
合计	2.67	100.00

由表 3 可知:原矿中金主要以裸露及半裸露金形式存在,占比 84.27 %;硫化物包裹金、硅酸盐包裹金

收稿日期:2025-03-13; 修回日期:2025-04-25

基金项目:青海省科协中青年科技人才托举工程项目(2023QHSHKXRCTJ127)

作者简介:张国存(1982—),男,工程师,从事选冶试验研究工作;E-mail:25969742@qq.com

*通信作者:应永朋(1991—),男,高级工程师,从事工艺矿物学研究及矿物加工研究工作;E-mail:693109223@qq.com

占比均为 5.99 %;褐铁矿包裹金、碳酸盐包裹金合计占比 3.74 %。其中,裸露及半裸露金可采用重选、浸出、浮选工艺回收,硫化物包裹金可采用浮选工艺回收,其他包裹金在单体解离度达到一定程度后可通过浮选或浸出回收^[8]。

1.3 自然金嵌布特征

通过显微镜下观察,原矿中自然金以粒间金为主,主要分布于脉石矿物间,部分包裹在黄铁矿中,另有少量分布于黄铁矿和脉石矿物间隙。原矿中自然金嵌布特征与粒度统计结果见表 4。

表 4 原矿中自然金嵌布特征与粒度统计结果

Table 4 Occurrence characteristics and particle size statistics of native gold in the raw ore				%
粒度/mm	粒间金	裂隙金	包裹金	
巨粒金 +0.295				
粗粒金 -0.295 ~ +0.074	9.30			
中粒金 -0.074 ~ +0.037	11.63		2.33	
细粒金 -0.037 ~ +0.010	34.88	4.65	4.65	
微粒金 -0.010	13.95	2.33	16.28	
合计	69.76	6.98	23.26	

由表 4 可知,原矿中自然金以细粒金、微粒金为主,合计占比达 76.74 %。

2 选矿试验

该矿石中金主要为裸露及半裸露金。根据矿石性质,选择全泥浸出、浮选、重选 3 种方法进行单独或联合试验研究,以确定适宜该矿石的选别工艺流程^[9]。

2.1 全泥浸出试验

2.1.1 磨矿细度

考虑到安全风险及环保因素,全泥浸出试验均选用环保型浸金剂代替氰化物^[10-13]。浸出试验固定条件:矿浆浓度 30 %、石灰 5 000 g/t、浸出时间 24 h,试验流程见图 1,试验结果见表 5。

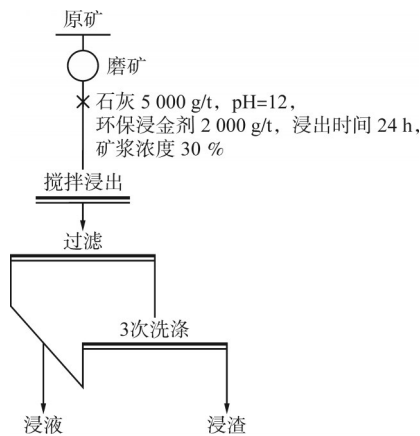


图 1 全泥浸出磨矿细度试验流程

Fig. 1 Flow of grinding fineness test for whole-ore leaching

表 5 全泥浸出磨矿细度试验结果

Table 5 Results of grinding fineness test for whole-ore leaching

w(磨矿细度-0.074 mm)/%	浸渣金品位/(g·t ⁻¹)	金浸出率/%
76	0.50	81.35
85	0.36	86.57
93	0.18	93.28
98	0.19	92.91

由表 5 可知:随着磨矿细度增加,金浸出率先逐渐升高后降低。当磨矿细度-0.074 mm 占比 93 %时,金浸出率最高,可达 93.28 %。因此,选择磨矿细度-0.074 mm 占比 93 %较为适宜。

2.1.2 正交实验

确定磨矿细度后,为选择适宜的药剂用量、浸出时间、矿浆浓度,进行 3 因素 3 水平全泥浸出条件正交实验。浸出试验固定条件:矿浆浓度 30 %、石灰 5 000 g/t、磨矿细度-0.074 mm 占比 93 %,试验流程见图 1,正交实验因素设计见表 6,结果见表 7。

表 6 全泥浸出正交实验因素设计

Table 6 Factor design for orthogonal test of whole-ore leaching

因素编号	环保浸金剂用量/(g·t ⁻¹)	浸出时间/h	矿浆浓度/%
1	2 000	16	30
2	2 500	24	35
3	3 000	32	40

表 7 全泥浸出正交实验结果

Table 7 Results of orthogonal test for whole-ore leaching

试验编号	环保浸金剂用量/(g·t ⁻¹)	浸出时间/h	矿浆浓度/%	浸渣金品位/(g·t ⁻¹)	金浸出率/%
1	2 000(1)	16(1)	30(1)	0.19	92.94
2	2 000(1)	24(2)	35(2)	0.12	95.55
3	2 000(1)	32(3)	40(3)	0.11	95.90
4	2 500(2)	16(1)	35(2)	0.16	94.05
5	2 500(2)	24(2)	40(3)	0.10	96.28
6	2 500(2)	32(3)	30(1)	0.12	95.52
7	3 000(3)	16(1)	40(3)	0.18	93.30
8	3 000(3)	24(2)	30(1)	0.10	96.28
9	3 000(3)	32(3)	35(2)	0.10	96.29
I	94.79	93.43	94.91		
II	95.28	96.04	95.29		
III	95.29	95.90	95.16		
K	0.49	2.61	0.38		
综合	2	2	3		

由表 7 可知:浸出条件对金浸出率影响大小为浸出时间>环保浸金剂用量>矿浆浓度,最佳条件为环保浸金剂用量 2 500 g/t、浸出时间 24 h、矿浆浓度 40 %。

2. 1. 3 全泥浸出验证试验

在磨矿细度-0.074 mm 占比 93 %,环保浸金剂用量 2 500 g/t,矿浆浓度 40 %,浸出时间 24 h 条件下,进行全泥浸出验证试验,试验流程见图 1,试验结果见表 8。

表 8 全泥浸出验证试验结果

Table 8 Results of validation test for whole-ore leaching

试验编号	产物名称	金品位	金浸出率/%	金总浸出率/%
1	贵液	1.82	94.68	96.24
	洗液	0.014	1.56	
	浸渣	0.10	3.76	
	原矿	2.65	100.00	
2	贵液	1.80	94.45	95.55
	洗液	0.010	1.10	
	浸渣	0.12	4.45	
	原矿	2.69	100.00	
平均值				95.90

注:贵液、洗液中金质量浓度单位为 mg/L;浸渣、原矿中金品位单位为 g/t。

由表 8 可知,全泥浸出平均金总浸出率为 95.90 %,回收效果较好。

2. 2 浮选—浮尾浸出联合工艺

2. 2. 1 磨矿细度

磨矿细度试验流程见图 2,试验结果见表 9。

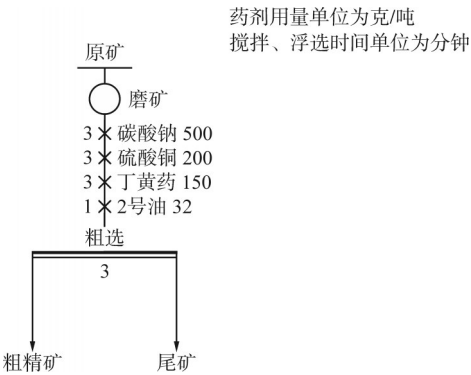


图 2 磨矿细度试验流程

Fig. 2 Flow of grinding fineness test

表 9 磨矿细度试验结果

Table 9 Results of grinding fineness test

w(磨矿细度 -0.074 mm)/%	产物名称	产率/%	金品位/ (g·t ⁻¹)	金回收率/%
56	粗精矿	4.94	44.8	75.63
67	粗精矿	7.15	33.1	87.99
76	粗精矿	7.00	37.3	90.07
83	粗精矿	8.68	27.6	89.75

由表 9 可知:随着磨矿细度的增加,粗精矿金回收率先上升后下降。当磨矿细度 -0.074 mm 占比

76 %时,金回收率达 90.07 %;再增加磨矿细度,金回收率呈下降趋势。因此,选择磨矿细度 -0.074 mm 占比 76 %较为适宜。

2. 2. 2 调整剂种类及用量

由于该矿石中金主要为裸露及半裸露金,因此可添加适当的调整剂来活化目的矿物,优化浮选指标。选择常用的调整剂碳酸钠、硫酸铜进行调整剂种类及用量试验^[14-15]。试验流程见图 2,试验结果见表 10。

表 10 调整剂种类及用量试验结果

Table 10 Results of reagent type and dosage adjustment test

调整剂种类及用量/ (g·t ⁻¹)	产物 名称	产率/%	金品位/ (g·t ⁻¹)	金回收 率/%
碳酸钠 500	粗精矿	4.69	52.3	85.22
	粗精矿	4.04	57.4	82.01
	粗精矿	3.30	74.4	86.11
	粗精矿	3.53	63.9	84.15
硫酸铜 200	粗精矿	4.30	58.5	87.87
碳酸钠 500,硫酸铜 100	粗精矿	5.08	51.3	90.13
碳酸钠 500,硫酸铜 200	粗精矿	7.00	37.3	90.07
碳酸钠 1 000,硫酸铜 100	粗精矿	4.49	55.5	88.78
碳酸钠 1 000,硫酸铜 200	粗精矿	5.49	46.1	88.35

由表 10 可知:硫酸铜和碳酸钠组合用药,粗精矿金回收率更高。因此,调整剂选择碳酸钠用量 500 g/t、硫酸铜用量 100 g/t 较为适宜。

2. 2. 3 捕收剂用量

选择丁黄药作为捕收剂^[16],进行捕收剂用量试验。试验流程见图 2,试验结果见表 11。

表 11 捕收剂用量试验结果

Table 11 Results of collector dosage test

捕收剂用量/(g·t ⁻¹)	产物名称	产率/%	金品位/(g·t ⁻¹)	金回收率/%
90	粗精矿	3.88	63.0	85.83
120	粗精矿	5.42	45.8	90.68
150	粗精矿	6.01	42.5	90.96
180	粗精矿	6.32	40.7	90.75

由表 11 可知:随着丁黄药用量的增加,粗精矿金回收率逐渐升高后趋于稳定。当捕收剂用量为 120 g/t 时,金回收率达到 90.68 %;继续增加捕收剂用量,金回收率增幅较小。因此,选择丁黄药用量为 120 g/t 即可。

2. 2. 4 浮选开路试验

根据条件试验选定的磨矿细度,调整剂和捕收剂种类、用量及粗选选别时间,进行浮选开路试验加以验证,同时确定精选、扫选的选别次数。试验流程见图 3,试验结果见表 12。

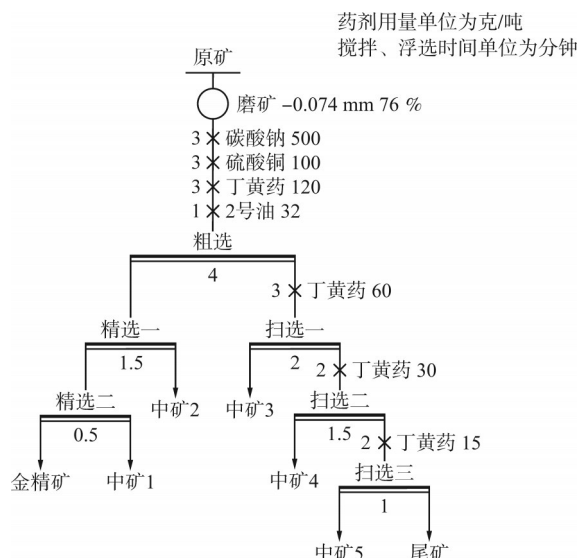


图3 浮选开路试验流程

Fig. 3 Flow of open-circuit flotation test

表 12 浮选开路试验结果

Table 12 Results of open-circuit flotation test

产物名称	产率/%	金品位/(g·t ⁻¹)	金回收率/%
金精矿	1.69	124	75.57
中矿 1	1.04	25.7	9.79
中矿 2	2.23	5.43	4.37
中矿 3	1.05	6.10	2.31
中矿 4	0.55	3.51	0.70
中矿 5	0.28	1.91	0.19
尾矿	93.16	0.21	7.07
原矿	100.00	2.77	100.00

由表 12 可知：原矿磨矿细度-0.074 mm 占比 76%，经一次粗选、两次精选、三次扫选，所得金精矿金品位 124 g/t，金回收率 75.57%。此外，扫选三所得中矿 5 金品位低于原矿，且金回收率仅 0.19%，说明选择两次扫选即可。

2.2.5 浮选闭路试验

在开路试验基础上进行闭路试验，考察各个中矿返回对选别的影响。闭路试验流程见图 4，试验结果见表 13。

由表 13 可知：原矿磨矿细度-0.074 mm 占比 76% 条件下，经一次粗选、两次精选、两次扫选工艺流程，获得的金精矿金品位为 81.8 g/t，金回收率为 91.11%，指标较好。

2.2.6 浮尾浸出试验

浮选闭路获得的尾矿含金 0.25 g/t。为进一步提高金回收率，进行浮尾环保浸金剂浸出试验，主要考察环保浸金剂用量和磨矿细度对于浸金效果的影响。浸出试验固定条件：矿浆浓度 40%、石灰 5 000 g/t、浸出时间 24 h。试验流程见图 5，试验结果见表 14。

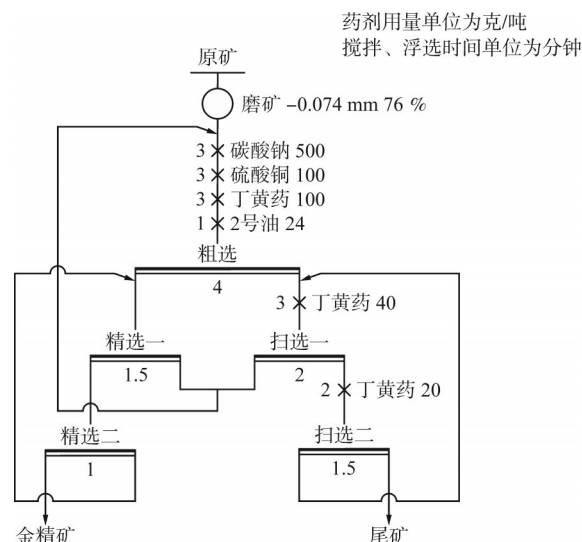


图4 浮选闭路试验流程

Fig. 4 Flow of closed-circuit flotation test

表 13 浮选闭路试验结果

Table 13 Results of closed-circuit flotation test

产物名称	产率/%	金品位/(g·t ⁻¹)	金回收率/%
金精矿	3.04	81.8	91.11
尾矿	96.96	0.25	8.89
原矿	100.00	2.73	100.00

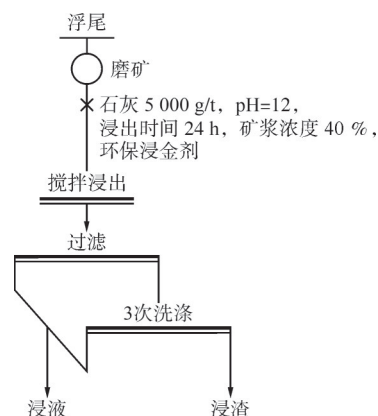


图5 浮尾环保浸金剂浸出试验流程

Fig. 5 Flow of flotation tailings leaching test using environmentally friendly gold leaching agent

由表 14 可知：浮尾直接浸出和再磨浸出相比，再磨浸出对金浸出率提升效果不明显，同时磨矿成本较高，因此选择浮尾直接浸出较为适宜。在环保浸金剂用量为 600 g/t，直接浸出条件下，浸渣金品位为 0.14 g/t，对原矿金浸出率为 3.92%。浮选—浮尾浸出联合工艺金总回收率为 95.03%。

2.3 尼尔森重选—尾矿浸出联合工艺

传统重选存在金回收率低、富集比低、处理量小等问题。尼尔森选矿机选别金矿石时，精矿富集比可达到 1 000~5 000，更易实现有用矿物与脉石矿物的有效分离，且适用于细粒金的回收^[17-20]。

表 14 浮尾环保浸金剂浸出试验结果

Table 14 Results of flotation tailings leaching test using environmentally friendly gold leaching agent					
工艺	w (磨矿细度-0.074 mm)/%	环保浸金剂用量/($\text{g}\cdot\text{t}^{-1}$)	浸渣金品位/($\text{g}\cdot\text{t}^{-1}$)	作业金浸出率/%	对原矿金浸出率/%
浮尾直浸	76	300	0.20	20.16	1.79
		600	0.14	44.04	3.92
		900	0.14	44.02	3.91
		1 200	0.12	52.04	4.63
浮尾再磨浸出	97	300	0.14	44.06	3.92
		600	0.090	64.01	5.69
		900	0.10	60.03	5.34
		1 200	0.090	64.08	5.70

2.3.1 尼尔森重选

根据矿石性质,进行尼尔森重选试验,固定重力倍数为 60G,反冲洗水量为 3.5 L/min,给矿速度为 600 g/min。试验流程见图 6,试验结果见表 15。

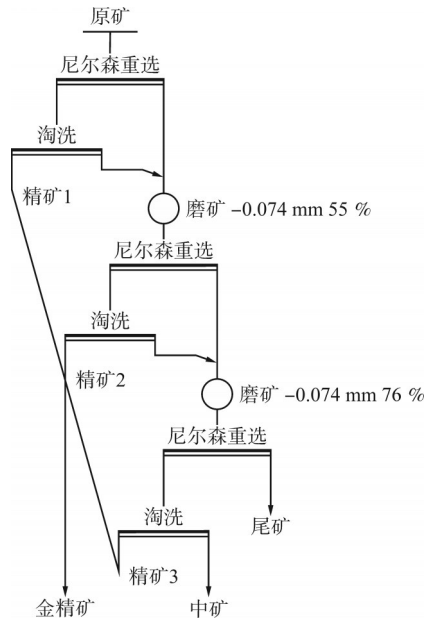


图 6 尼尔森重选试验流程

Fig. 6 Flow of Nelson gravity separation test

由表 15 可知:-1.0 mm 原矿经过尼尔森重选流

表 15 尼尔森重选试验结果

Table 15 Results of Nelson gravity separation test			
产物名称	产率/%	金品位/($\text{g}\cdot\text{t}^{-1}$)	金回收率/%
精矿 1	0.18	346	21.67
精矿 2	0.61	116	24.70
精矿 3	0.40	81.4	11.37
金精矿	1.19	139	57.74
中矿	1.29	5.33	2.37
尾矿	97.52	1.18	39.89
原矿	100.00	2.89	100.00

程,获得的金精矿金品位 139 g/t,金回收率 57.74 %,指标较好。中矿金品位 5.33 g/t,可将其合并至尾矿中,通过后续浸出进一步回收。中矿、尾矿合并后的金品位 1.23 g/t,金回收率为 42.26 %。

2.3.2 重尾浸出试验

将尼尔森重选流程获得的中矿合并至尾矿,进行环保浸金剂浸出试验,主要考察环保浸金剂用量和磨矿细度对于浸金效果的影响。浸出试验固定条件:矿浆浓度 40 %、石灰 5 000 g/t、浸出时间 24 h。试验流程见图 5,试验结果见表 16。

表 16 重尾环保浸金剂浸出试验结果

Table 16 Results of gravity separation tailings leaching test using environmentally friendly gold leaching agent					
工艺	w (磨矿细度-0.074 mm)/%	环保浸金剂用量/($\text{g}\cdot\text{t}^{-1}$)	浸渣金品位/($\text{g}\cdot\text{t}^{-1}$)	作业金浸出率/%	对原矿金浸出率/%
重尾直浸	76	300	0.50	59.37	25.09
		600	0.37	69.94	29.56
		900	0.31	74.82	31.62
		1 200	0.15	87.84	37.13
		1 600	0.16	87.03	36.78
重尾再磨浸出	97	300	0.41	66.72	28.20
		600	0.31	74.84	31.63
		900	0.22	82.14	34.72
		1 200	0.13	89.45	37.80
		1 600	0.12	90.26	38.15

由表 16 可知:相同环保浸金剂用量条件下,重尾再磨浸出金浸出率提升幅度较小,选择重尾直接浸出较为适宜。重尾直接浸出试验中,当环保浸金剂用量为 1 200 g/t 时,对原矿金浸出率为 37.13 %;继续增加环保浸金剂用量,金浸出率呈下降趋势。因此,选择

环保浸金剂用量为 1 200 g/t 较为适宜。重选—重尾浸出联合工艺金总回收率为 94.87 %。

2.4 选别工艺对比

不同工艺流程试验结果对比见表 17。

由表 17 可知:3 种工艺流程均获得了较好的选别

表 17 不同工艺流程试验结果对比

Table 17 Comparison of test results for different process flows

工艺	<i>w</i> (磨矿细度-0.074 mm)/%	金精矿			对原矿金浸出率/%	金总回收率/%
		产率/%	金品位/(g·t ⁻¹)	金回收率/%		
全泥浸出	93				95.90	95.90
浮选—浮尾浸出	76	3.04	81.8	91.11	3.92	95.03
重选—重尾浸出	55~76	1.19	139	57.74	37.13	94.87

指标,金总回收率均在 95 %左右。其中,重选—重尾浸出联合工艺流程相较于其他 2 种工艺具有一定优势,重选可实现快速回收单体金,且选别过程无污染;重尾直接进行浸出,对比原矿全泥浸出,磨矿细度相对较粗,一定程度上减少了浸金药剂的消耗,有利于降低浸出成本。综合考虑,推荐采用重选—重尾浸出联合工艺流程。

3 结 论

1)青海某金矿金品位为 2.67 g/t,其他元素含量较低,无综合回收价值。矿石中金属矿物主要为黄铁矿、褐铁矿、磁黄铁矿、黄铜矿、自然金,脉石矿物主要为碳酸盐矿物、石英、绢(白)云母、斜长石、绿泥石等。矿石中占比 84.27 %的金为裸露及半裸露金,主要以细粒金、微粒金形式存在。

2)采用全泥浸出工艺,磨矿细度-0.074 mm 占比 93 %条件下,金浸出率为 95.90 %。

3)采用浮选—浮尾浸出联合工艺,磨矿细度-0.074 mm 占比 76 %,经一次粗选、两次精选、两次扫选工艺流程,最终获得的金精矿金品位为 81.8 g/t,金回收率为 91.11 %。浮尾直接浸出,对原矿金浸出率为 3.92 %。浮选—浮尾浸出联合工艺金总回收率为 95.03 %。

4)采用重选—重尾浸出联合工艺,原矿经尼尔森重选流程,获得的金精矿金品位为 139 g/t,金回收率为 57.74 %。重尾直接浸出,对原矿金浸出率为 37.13 %。重选—重尾浸出联合工艺金总回收率为 94.87 %。

5)经 3 种工艺流程对比,综合考虑经济效益及环境效益,选择重选—重尾浸出联合工艺。

[参 考 文 献]

[1] 侯凯,谢贤,童雄.我国金矿床的工业类型及选矿研究方法[J].矿产综合利用,2014(4):9-15,24.

[2] 杜淑华,潘邦龙,夏亮,等.某高硫含砷碳低品位难处理金矿选矿试验研究[J].金属矿山,2020(11):90-94.

[3] 于凯.山西某金矿矿石选矿试验研究[J].黄金,2021,42(9):85-89.

[4] 朱一民,葛文成,张淑敏,等.内蒙古某金矿尼尔森重选—低氰浸出试验研究[J].金属矿山,2021(7):119-123.

[5] 闫晓慧,李桂春,孟齐.金矿中提金技术的研究进展[J].应用化工,2019,48(11):2 719-2 723.

[6] 王卫军,王润涛,陈伟华,等.甘肃某金矿选矿试验研究[J].黄金,2024,45(4):52-56.

[7] 翁兴媛,关智浩,高野,等.吉林某金矿选矿工艺对比实验研究[J].贵金属,2021,42(1):16-21.

[8] 刘玉川,殷录成,陈攀,等.某金矿石工艺矿物学研究[J].黄金,2023,44(1):63-67.

[9] 熊馨,霸慧文,寇保德,等.青海某低品位金矿石选矿试验研究[J].黄金,2022,43(5):68-71.

[10] 康维刚,陈京玉.老挝某金矿石重选—环保药剂浸金研究[J].贵金属,2022,43(1):61-66.

[11] 何美丽.福建某低品位金矿新型浸金剂浸金试验[J].矿冶,2020,29(6):62-66.

[12] 李和付,孙峰,叶国华,等.环保药剂“金蝉”取代氰化钠处理夏家店金矿的研究[J].黄金科学技术,2018,26(5):682-688.

[13] 熊馨,陈攀,孙晓华,等.青海某难选含金铁矿石选矿工艺试验研究[J].黄金,2020,41(7):57-61.

[14] 曹月明,郝悠酉,张凯熙,等.河北承德某金矿选矿试验研究[J].矿冶,2022,31(2):29-34.

[15] 赵天伦,赵晓磊,张迪,等.某含金矿石提高金回收率浮选试验研究[J].现代矿业,2021,37(5):138-141.

[16] 王彦龙,廉江波,南瑞丽,等.甘肃某金矿矿石特征及选矿工艺改进试验研究[J].中国锰业,2023,41(4):10-15.

[17] 张明伟,谭璐,黄业豪.某金矿尼尔森重选试验研究[J].金属矿山,2022(9):94-99.

[18] 元传铎.某金矿氧化矿石可选性试验研究[J].黄金,2021,42(9):90-94.

[19] 印万忠,马英强.黄金选矿技术[M].北京:化工工业出版社,2016.

[20] 赵敏捷,方建军,李国栋,等.尼尔森选矿机在国内外选矿中的应用与研究进展[J].矿产保护与利用,2016,36(4):73-78.

[18] COX S F, KNACKSTEDT M A, BRAUN J. Principles of structural control of permeability and fluid flow in hydrothermal systems[M]// RICHARDS J M, TOSDAL R M. Structural controls on ore genesis. Littleton: Society of Economic Geologists, 2001: 1-22.

[19] 周利敏, 张德会, 席斌斌. 岩石中的渗透率、流体流动及热液成矿作用[J]. 地学前缘, 2008, 15(3): 299-310.

[20] 李云剑. 小秦岭地区构造演化与动力学背景研究[D]. 合肥: 合肥工业大学, 2019.

[21] 张均. 隐伏矿体定位预测方法——以脉状金矿为例[M]. 北京: 地质出版社, 1999.

Characteristics and ore-controlling effect of the ore-controlling fault in the S60 vein of the Xiaoqinling Gold Field

Sun Baohua^{1,2}, Ding Peichao^{1,2}, Feng Shaoping^{1,2}, Li Jingjing^{1,2}, Wang Pengfei^{1,2}, Shen Ruifeng^{1,2}, Xue Zhiqiang^{1,2}

(1. Henan First Geological and Mineral Survey Institute Co., Ltd.;

2. Key Laboratory of Au-Ag-Polymetallic Deposit Series and Deep-seated Metallogenic Prognosis of Henan Province)

Abstract: The Xiaoqinling Gold Field is one of the major gold mineralization clusters in China. The S60 vein, a typical representative of large-scale gold veins in the area, plays a decisive role in the regional mineral distribution. Investigating the characteristics and ore-controlling effect of the ore-controlling fault is of great significance. Using 3D geological modeling technology, this study examines the morphology, orientation, evolutionary stages, and metallogenic patterns of the ore-controlling fault in the S60 vein. Results show that the fault trends NWW and has experienced multiple stages of activity, including ductile, brittle-ductile, and brittle deformation. The fault displays a gently undulating geometry along strike and shows systematic variations in dip direction. These regular structural changes are closely related to orebody occurrence, with the main orebody mainly hosted in segments with dip angles ranging from 30° to 46°. The ore-controlling mechanism is closely linked to the migration and precipitation of ore-forming materials. Tensile structural planes facilitated the migration and accumulation of ore-bearing fluids, ultimately leading to mineral enrichment. The multi-stage deformation of the ore-controlling fault had varying impacts on the formation and preservation of the S60 vein. This study provides critical insights for understanding the metallogenic mechanism and evolutionary process of the Xiaoqinling Gold Field and offers guidance for deep ore prospecting breakthroughs.

Keywords: S60 vein; ore-controlling fault; ore-controlling effect; 3D geological modeling; Xiaoqinling; gold field; gold province

(上接第54页)

Comparative study on beneficiation test of a gold mine in Qinghai

Zhang Guocun, Liu Yuchuan, Xiong Xin, Chen Pan, Ying Yongpeng, Zhang Xinyu

(Qinghai Provincial Geological Resources Testing and Application Center)

Abstract: The gold grade of a certain gold deposit in Qinghai is 2.67 g/t, with exposed and semi-exposed gold accounting for 84.27 %. Based on ore characteristics, whole ore leaching, flotation-flotation tailings leaching, and gravity separation-gravity separation tailings leaching were tested comparatively. After comprehensive evaluation of environmental and economic benefits, the gravity separation-gravity separation tailings leaching combined process was selected as optimal. The raw ore was subjected to Nelson gravity separation, yielding a gold concentrate with a grade of 139 g/t and a gold recovery rate of 57.74 %. Direct leaching of gravity separation tailings achieved a gold leaching rate of 37.13 % on the raw ore. The total gold recovery of the entire process reached 94.87 %, indicating favorable beneficiation performance.

Keywords: whole ore leaching; environmentally friendly gold leaching agent; flotation; Nelson gravity separation; combined process; total recovery