

青海某低品位难选金矿扫选精矿再磨再选实践及应用

明平田^{1,2}, 李飞^{1,2}, 陈自强^{1,2}, 熊召华^{1,2}, 胡梦忠^{1,2}

(1. 青海省第六地质勘查院, 青海 西宁 816000; 2. 青海省金矿资源开发工程技术研究中心, 都兰金辉矿业有限公司, 青海 都兰 816100)

摘要: 这是一篇矿物加工工程领域的论文。青海某低品位高砷高碳难选金矿原矿品位约为 2.38 g/t, 工业生产金回收率 77% 左右, 通过开展工艺流程考查和矿物学分析, 该矿山选厂扫选精矿金品位约 3~6 g/t, 主要载金矿物毒砂和黄铁矿单体解离度较低, 分别为 76.23% 和 78.74%, 其单独浮选, 金回收率约 30%~50%。为了进一步提高该难选金矿选矿回收率, 该矿山在实验室模拟选厂工艺流程开展扫选总精矿再磨再选实验研究, 制定扫选精矿集中返回二段分级泵池的工艺流程方案, 并完成该选厂工艺技改设计和实践等工作, 技改后生产应用结果表明, 扫选精矿集中返回再磨, 其主要载金矿物毒砂和黄铁矿单体解离度分别提高至 78.03% 和 80.63%, 相比较顺序返回, 扫选精矿再磨再选工艺在不影响精矿品位的前提下, 选厂金的回收率由 77.14% 提高至 81.13%, 有效提高了该难选金矿浮选回收率。

关键词: 矿物加工工程; 高砷高碳; 单体解离度; 扫选精矿; 回收率; 工艺技改

doi:10.3969/j.issn.1000-6532.2024.05.003

中图分类号: TD953 文献标志码: A 文章编号: 1000-6532 (2024) 05-0015-09

引用格式: 明平田, 李飞, 陈自强, 等. 青海某低品位难选金矿扫选精矿再磨再选实践及应用[J]. 矿产综合利用, 2024, 45(5): 15-23.

MING Pingtian, LI Fei, CHEN Ziqiang, et al. Practice and application of regrinding and re-election of swept concentrate from a low-grade difficult gold ore in qinghai province[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources, 2024, 45(5): 15-23.

金具有良好的导电、导热、延展、耐磨、抗腐蚀性和稳定的物理化学性质, 黄金除了具有货币、金融、储藏和商用等功能外, 还广泛应用于电子、通讯、航空航天、化工、医疗等领域, 经济价值高^[1-3]。随着金矿资源的开发, 优质高品位易选冶金矿越来越少, 矿石杂化贫化, 金矿选冶难度加大。从低品位难选金矿中回收黄金成为必然的发展趋势和研究热点^[4-8]。

青海某金矿属于微细粒-超微细粒高碳高砷碳蚀变岩型难选金矿, 现已开发 15 年, 选矿工艺采用常规的浮选流程。该金矿难选主要有以下五个方面的原因, 一是泥质矿物含量为 37%, 磨矿产

生次生矿泥, 严重影响金及其载体矿物浮选回收^[9]; 二是金的嵌布粒度微细, 以包裹金为主, 金及其载体矿物很难完全单体解离, 泥化和单体解离相互制约的矛盾较突出^[10]; 三是载体矿物较多, 其可浮性差异影响金的回收; 四是矿石性质复杂多变, 造成选矿指标忽高忽低, 工艺稳定性差^[11]; 五是原矿品位降低, 进一步增加了浮选富集难度。基于上述原因, 该企业不断加强选矿科技攻关和工艺优化, 先后采取了强化磨矿分级、强力调浆、组合用药、分段加药等措施, 有效提高和稳定了选矿指标^[12]。随着原矿品位降低, 如何有效提高低品位难选金矿的回收率, 是企业发

收稿日期: 2023-04-20

基金项目: 四川省区域创新合作项目 (22QYCX0061); 国家重点研发计划国际合作项目 (2023YFE0104100)

作者简介: 明平田 (1977-), 男, 正高级工程师, 从事选矿工艺研究和生产管理等工作。

通信作者: 李飞 (1987-), 男, 高级工程师, 从事工艺研究和选矿生产等工作。

展需要重点关注和解决的问题之一^[13]。

1 工艺矿物学研究及选厂概况

1.1 矿石性质

该金矿贵金属矿物主要为自然金，含有少量的方锑金矿、黑铋金矿、锑铂矿、螺状硫银矿、自然银、碲银矿、锑银矿、黝锑银矿、硫碲银矿；脉石矿物主要有石英、黏土类矿物（绢云母、伊利石、高岭石、绿泥石）、长石，次要脉石矿物为方解石、磷灰石、黑云母、石墨、白云

石-铁白云石、锆石等。金的嵌布粒度微细，90% 的金嵌布粒度 $<20\ \mu\text{m}$ ，金主要赋存于毒砂、斜方砷铁矿、磁黄铁矿、黄铁矿、臭葱石、褐铁矿、石墨等矿物中。

金的主要载体矿物黄铁矿、毒砂嵌布粒度以中细粒为主。包裹金占总金量的 80%，可单体解离的自然金占比为 20%，其中包裹在石英等脉石矿物中的金为 14%。该金矿属于典型的微细粒—超微细粒高碳高砷蚀变岩型难选金矿石。原矿化学多元素分析结果见表 1。

表 1 原矿化学多元素分析结果/%
Table 1 Analysis results of mineral chemical multi-elements

Au*	Ag*	As	MgO	Pb	Cu	TFe	Al ₂ O ₃	SiO ₂	K ₂ O	CaO	S	TC	Zn
2.41	<2.00	0.60	1.48	0.01	<0.01	3.79	13.2	72.00	3.41	2.08	2.05	1.23	0.01

*单位为 g/t。

由表 1 可见，该矿石主回收元素为金，碳、砷含量较高，其余元素不具备回收价值。

1.2 选矿工艺

该金矿选矿厂日处理矿石量为 1 600 t，破碎采用两段一闭路磨矿，磨矿分级采用两段两闭路流程，分级设备均为旋流器分级，其中一段磨矿为 MQY3660 球磨机，二段磨矿采用两台并联 MQY27360 球磨机，调浆采用两段调浆，一段采用直径为 2 500 mm 矿浆搅拌槽，二段采用直径为 2 500 mm 高效矿浆改质机，浮选采用一粗二精二扫浮选工艺。调整剂为碳酸钠、硫酸铜，捕收剂为丁铵黑药、异戊基黄药、丙基黄药，起泡剂为 11[#]油。

2 选矿工艺考查

原工艺流程见图 1。为解决扫选精矿单体解离不充分导致的回收率难以提高的问题，对选矿工艺进行了技术改进，并对技改前后的选矿指标进行了对比，分析金回收率提高的原因^[14]。

2.1 磨矿分级工艺考查

选厂一段磨矿主要承担粗磨任务，二段主要承担细磨任务，一段旋流器溢流-74 μm 58.26%、底流-74 μm 8.67%，返砂比为 386.75%，分级效率为 51.07%；二段旋流器溢流-74 μm 81.12%，底流-74 μm 18.83%，返砂比为 102.19%，分级效率为 58.42%。磨矿分级工艺参数在合理范围。

2.2 扫选精矿中金的走向

取选厂扫选精矿样，检测其浓度、细度、品位，以及金矿物的单体解离度。扫选精矿浓度为 18.90%，-74 μm 3.41%，产率为 18.40%，金品位为 4.75 g/t。毒砂、黄铁矿的单体解离度测定结果分别见表 2、3。

单体解离度计算说明：

(1) 连生体颗粒数 n_1 为各连生体比例与该比例颗粒数乘积之和，如：+106 μm 粒级连生体颗粒数 $n_1=112\times 1/8+15\times 2/8+9\times 3/8+8\times 4/8+5\times 5/8+1\times 6/8+1\times 7/8=29.88$ ；

(2) 单体解离度=单体颗粒数/（单体颗粒数+连生体颗粒数） $\times 100\%$ ，如+106 μm 粒级单体解离度=25/（25+29.88） $\times 100\%$ ；

(3) 总解离度为各粒级产率与单体解离度乘积之和，总解离度=12.17% $\times$ 45.56%+9.98% $\times$ 41.07%+4.44% $\times$ 55.72%+18.72% $\times$ 69.48%+4.21% $\times$ 89.59%+50.48% $\times$ 93.76%=76.23%，下同。

由表 2、表 3 可见，扫选精矿毒砂、黄铁矿的解离度分别为 76.23%、78.74%，黄铁矿单体解离度略高于毒砂，+45 μm 粒级部分的毒砂和黄铁矿单体解离度偏低，不利于扫选精矿的浮选回收。

2.3 原矿、精矿、尾矿粒级筛析

对选厂原矿、精矿、尾矿进行粒级筛析，考查各粒级主要元素金、硫、砷的回收。原精尾矿粒级筛析工艺考查结果见表 4。

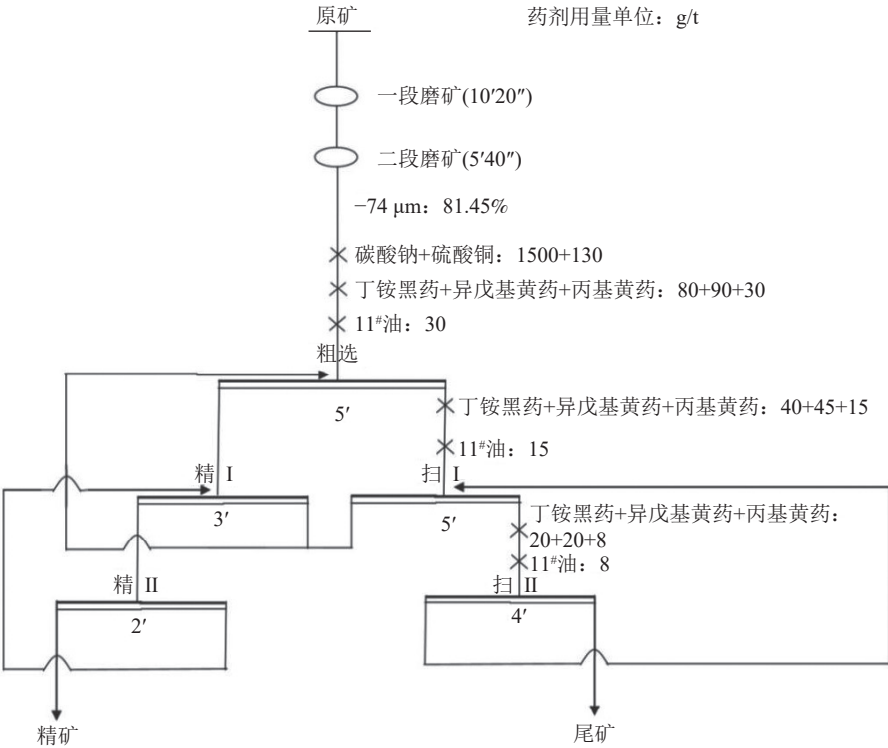


图 1 原工艺流程

Fig.1 Original process flow chart

表 2 扫选精矿毒砂单体解离度测定结果

Table 2 Determination results of monomer dissociation of arsenopyrite from scavenging concentrate											
粒级/μm	产率/%	单体颗粒数/n	不同比例连生体颗粒数								单体解离度/%
			1/8	2/8	3/8	4/8	5/8	6/8	7/8	合计 (n1)	
+106	12.17	25	112	15	9	8	5	1	1	29.88	45.56
-106+90	9.98	46	211	22	20	18	17	7	2	66.00	41.07
-90+74	4.44	115	117	50	19	25	20	23	17	91.38	55.72
-74+45	18.72	220	160	30	29	24	15	20	25	96.63	69.48
-45+38	4.21	326	30	29	23	12	8	5	4	37.88	89.59
-38	50.48	515	50	47	26	8	4	0	0	34.25	93.76
合计	100.00									总解离度/%	76.23

表 3 扫选精矿黄铁矿单体解离度测定结果

Table 3 Determination results of monomer dissociation of pyrite from scavenging concentrate											
粒级/μm	产率/%	单体颗粒数/n	不同比例连生体颗粒数								单体解离度/%
			1/8	2/8	3/8	4/8	5/8	6/8	7/8	合计 (n1)	
+106	12.17	77	91	108	40	20	15	10	9	88.13	46.63
-106+90	9.98	252	85	110	70	75	58	40	18	183.88	57.81
-90+74	4.44	310	28	40	20	30	38	35	82	157.75	66.27
-74+45	18.72	430	90	50	65	62	77	42	17	173.63	71.24
-45+38	4.21	500	8	10	15	17	25	9	5	44.38	91.85
-38	50.48	630	35	38	25	15	8	7	4	44.50	93.40
合计	100.00									总解离度/%	78.74

计算说明:

(1) 累计品位为各粒级该元素金属量之和除

以总矿量, 如: 原矿 Au 累计品位= (5.96×1.00+9.55×

1.12+3.37×1.14+17.84×1.69+5.07×3.15+58.21×

2.98) /100=2.40 g/t;

(2) 各粒级元素回收率为各粒级该元素原矿、精矿、尾矿品位按回收率公式计算得出, 如: +106 μm 粒级 S 回收率=3.96× (0.32-0.01) / 0.32/ (3.96-0.01) ×100%=97.12%;

(3) 累计回收率为累计该元素原矿、精矿、尾矿品位按回收率公式计算得出, 如: 累计 Au 回收率=24.68× (2.40-0.58) /2.40/ (24.68-0.58) × 100%=77.53%。下同。

由表 4 可见, 随着粒度的减小, 原矿、精

矿、尾矿金硫砷品位呈升高趋势, 金、硫、砷的回收率先升高后降低, 其累计回收率分别为 77.42%、87.30%、75.67%, 金的回收率与砷密切相关, 硫的回收率明显高于金和砷。+74 μm 粒级, 硫回收率大于 97%, 处于较高水平; 金回收率仅在-74+45 μm 粒级大于 80%, 其余各粒级金的回收率不高 (小于 80%), 尤其是+160 μm 粒级, 金的回收率仅有 40.55%; 而砷在 -90+38 μm 粒级的回收率大于 80%。

表 4 选厂原矿、精矿、尾矿粒级筛析结果
Table 4 Screening results of the original ore, concentrate and tailings of the concentrator

粒级/μm	产率/%			Au/(g/t)			品位 S/%			As/%			回收率/%		
	原矿	精矿	尾矿	原矿	精矿	尾矿	原矿	精矿	尾矿	原矿	精矿	尾矿	Au	S	As
+106	5.96	3.14	11.04	1.00	4.75	0.65	0.32	3.96	0.01	0.16	0.85	0.1	40.55	97.12	42.50
-106+90	9.55	7.02	10.61	1.12	6.75	0.55	1.08	7.73	0.01	0.22	1.28	0.07	55.41	99.20	72.13
-90+74	3.37	5.51	3.02	1.14	7.65	0.54	2.18	13.1	0.01	0.4	1.66	0.07	56.63	99.62	86.13
-74+45	17.84	23.59	14.05	1.69	12.5	0.56	2.9	23.87	0.22	0.54	3.86	0.1	70.00	93.27	83.65
-45+38	5.07	7.92	4.3	3.15	13.2	0.58	3.66	27.46	0.21	0.93	6.73	0.1	85.34	94.99	90.59
-38	58.21	52.81	56.98	2.98	37.2	0.59	2.03	24.98	0.43	0.71	7.87	0.21	81.49	80.20	72.35
累计	100.00	100.00	100.00	2.40	24.68	0.59	2.08	22.39	0.29	0.60	5.81	0.16	77.42	87.30	75.67

2.4 扫选精矿的再选

在选厂采集不同班次的扫选精矿样品, 并进行实验室浮选实验, 考查扫选精矿的可选性, 实验结果见表 5。

单体解离度, 将其进行再磨再选, 可有效提高目的矿物回收率。扫选精矿-74 μm 含量约 73% 左右, 考虑将其返回选厂二段磨矿进行再磨后, 与原矿共同进行再选。

表 5 选厂扫选精矿实验室浮选实验结果
Table 5 Flotation test results of laboratory scavenging concentrate in the concentrator

班次	金品位/(g/t)			粗选金精矿产率/%	回收率/%	金富集比
	给矿 (扫Ⅱ精)	尾矿	精矿			
一班	6.16	5.06	10.70	19.46	33.82	1.74
二班	3.17	2.83	7.30	16.04	36.94	2.30
三班	5.23	3.60	9.15	29.34	51.35	1.75

由表 5 可见, 三个班次给矿 (扫Ⅱ精) 的品位为 3.17~6.16 g/t, 金精矿产率小、金富集比和回收率较低, 金回收率最高为 51.35%, 最低为 33.82%, 金富集比为 2 左右, 可选性较差。

结合以上结论, 现有工艺扫选精矿顺序返回, 因其载金矿物毒砂和黄铁矿单体解离度较低, 浮选富集效果较差, 并导致部分载金矿物流失, 回收率降低。为了提高扫选精矿载金矿物的

3 扫选中矿再磨再选实验及选厂工艺
技术改进

3.1 实验室实验

参照现场药剂制度及工艺, 首先开展原矿磨矿细度实验, 确定适宜的磨矿时间为 16 min, 对应的-74 μm 81.45%, 在选厂粗选药剂制度下 (碳酸钠 1 500 g/t、硫酸铜 130 g/t, 丁铵黑药 80 g/t, 异戊基黄药 90 g/t, 丙基黄药 30 g/t, 11#油 30 g/t), 浮选时间为 5 min。考虑到扫选精矿物料性质, 根据选厂二段磨机有效容积、扫选精矿产率、旋流器底流-74 μm 粒级含量等因素, 扫选精矿宜返回到二段旋流器分级泵池, 进入磨矿分级系统, 计算二段旋流器底流物料在磨机中的停留时间为 5 min 40 s。1 000 g 的原矿样品加入实验室 (ZQMΦ250 mm×100 mm) 锥形球磨机中磨矿

10 min 20 s 时，加入+74 μm 扫选精矿 160.78 g、-74 μm 扫选精矿 23.62 g，磨至 16 min，采用相同的药剂制度和浮选时间进行粗选实验，结果见表 6。

表 6 原矿和原矿+扫选精矿实验室实验结果对比
Table 6 Comparison of roughing test results between raw ore and raw ore + scavenging concentrate

实验方案	金品位/(g/t)			精矿产率/%	金回收率/%	金富集比
	原矿	尾矿	精矿			
现场流程	2.35	0.75	16.7	10.03	71.29	7.11
扫选精矿集中返回	2.79	0.69	16.3	10.44	78.60	5.84

由表 6 可见，扫选精矿返回到分级泵池进行分级和再磨再选粗选实验，原矿金品位提高至 2.79 g/t，金精矿品位变化不大，尾矿金品位由 0.75 g/t 降低到 0.69 g/t，金的粗选回收率提高了 7.31%。在此基础上，模拟选厂工艺流程，开展一粗二精二扫闭路实验，实验结果见表 7。

表 7 闭路实验结果对比
Table 7 Comparison of simulation closed-loop test results

流程	金品位(g/t)			精矿产率/%	金回收率/%	金富集比
	原矿	尾矿	精矿			
中矿顺序返回	2.38	0.47	25.70	7.57	81.75	10.80
中矿返回二段分级泵池	2.36	0.40	25.49	7.81	84.37	10.80

说明：考虑到实验的可操作性和稳定性，暂不考虑分级的影响，原矿磨 10 min 20 s 后，将实验的扫一、扫二精矿加入磨机与原矿再磨 5 min 20 s，进行浮选实验。

由表 7 可知，相比较扫选精矿顺序返回工艺，金精矿品位变化不大，但回收率提高了 2.62%。经分析研判，扫选精矿集中返回到二段分级泵池，可减少二段分级泵池水的添加量，节约水资源，有利于稳定二段分级泵池液位，并能够提高粗扫选浓度、扫选精矿的浮选时间和目的矿物的单体解离度^[15]。根据实践结果，扫选精矿集中返回对提高金的回收率的技改方案是可行的^[16]。

3.2 选矿厂工艺技改方案

在扫一、扫二泡沫槽处中心点处开孔，采用直径为 200 mm 管道连接至集中返回的管道上（直径为 250 mm），在集中返回管道上安装 ZBD150-100-400R 型渣浆泵，将扫选精矿输送至二段磨矿分级泵池^[17]。技改后磨浮工艺流程见图 2。原扫选精矿顺序返回工艺管道继续保留，采用沙袋进行封堵，如遇特殊情况可以实现原工艺和新工艺的自由切换，灵活性高^[18]。

4 工艺技改前后选矿指标分析

4.1 技改前后工艺指标

该技改工艺于 2021 年 5 月底全部完成，从 6 月份开始扫选精矿集中返回至二段分级泵池，技改前后的生产指标见表 8。

由表 8 可见，扫选精矿集中返回到二段分级泵池，在原矿品位接近的情况下，金精矿产率提高 0.42%，金富集比降低 0.04，但金的回收率提高了 3.99%。按年处理矿石量按 36 万 t、原矿品位 2.25 g/t 计算，年多回收金属量 32 319 g，新增利税 1 008.35 万元，技改成效显著，有效提高了该难选金矿的回收率和企业经济、社会效益。

4.2 技改前后各粒级金的回收率变化

通过对技改前后的原矿、精矿和尾矿粒级筛析，能够发现工艺技改前后各粒级金的回收率变化，本次选择原矿品位和磨矿细度技改前后相近时的工艺考查数据进行比较^[19]。技改后原矿、精矿和尾矿粒级筛析结果见表 9。

对比表 4 和表 9 可见，在工艺技改前后原矿 -74 μm 含量相近（技改前为 81.12%、技改后为 81.43%），且原矿金品位均为 2.4 g/t 的情况下，通过工艺技改前后原矿、精矿、尾矿粒级产率和主要元素金硫砷回收率对比，原矿粒级产率变化不大，精矿在+74 μm 粒级产率有所提高，-74 μm 粒级产率有所降低。尾矿+106 μm 粒级产率降低明显；技改后相比较技改前，金、硫、砷总体回收率分别提高了 3.80、9.64、14.15 百分点；金回收率在各粒级均有所提高，在+74 μm 各粒级均提高 8% 以上，特别是+106 μm 粒级金回收率提高 30.85%；砷除在-90+74 μm 回收率有所降低外，其余粒级均有不同程度的提高，尤其是+106 μm 粒级砷的回收率提高 36.45%；而硫在+74 μm 粒级回收率有所降低，但在-74 μm 粒级的回收率提高明显，尤其是-38 μm 粒级提高 16.49%。

4.3 技改前后扫选精矿各粒级解离度变化情况

由表 2、3、10、11 可知，技改前扫选精矿 -74 μm 73.41%，技改后扫选精矿 -74 μm 75.96%，技改后 -74 μm 含量略增加；技改前扫选精矿毒砂、黄铁矿解离度分别为 76.18%、78.73%，技改后毒砂、黄铁矿解离度分别为 78.12%、80.66%，技改后扫选精矿黄铁矿、毒砂的单体解离度提高了约 2 个百分点，有利于载体矿物的浮选回收。

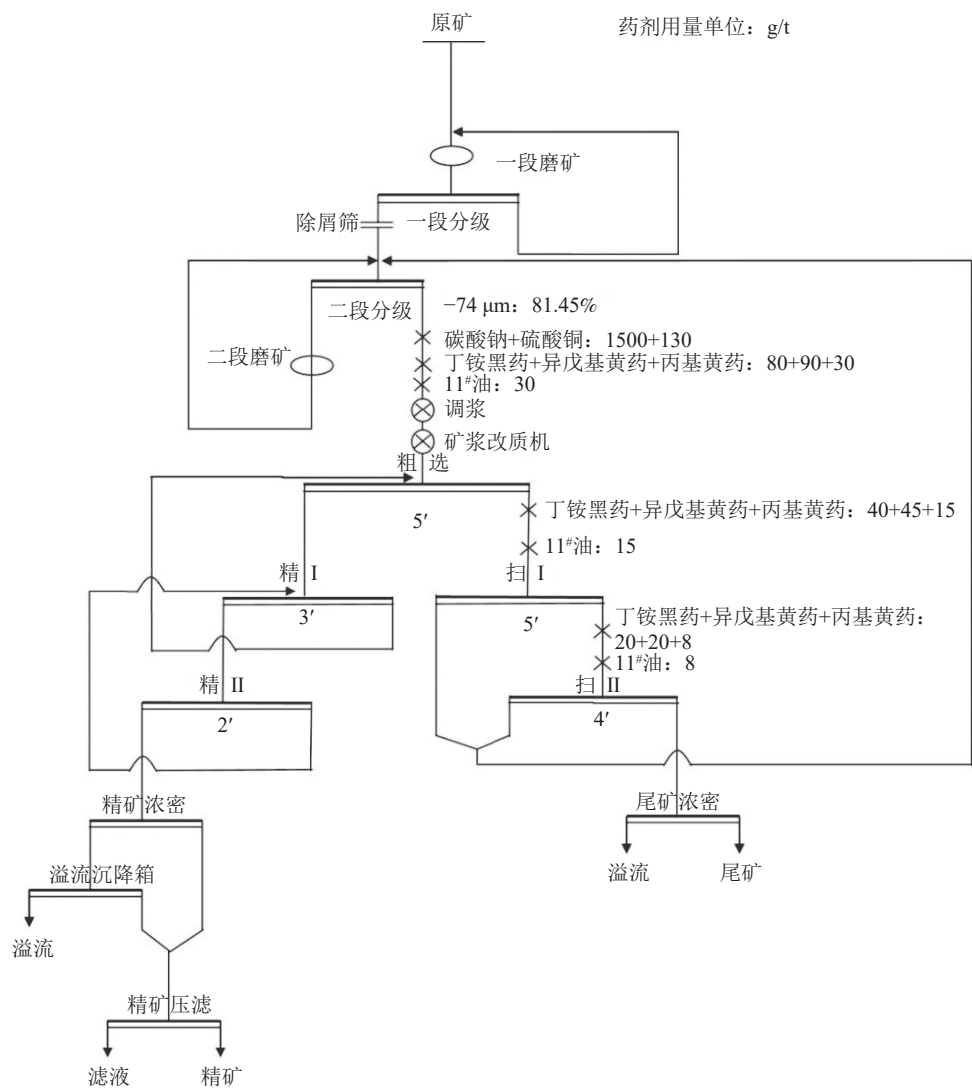


图 2 技改后的磨浮工艺流程

Fig.2 Process flow of grinding and flotation after technical transformation

表 8 扫选精矿集中返回至二段分级泵池技改前后选矿指标对比

Table 8 Comparison of beneficiation indexes before and after technical transformation of centralized return of scavenging concentrate to two-stage classification pump sump

工艺名称	时间	品位/(g/t)			精矿产率/%	回收率/%	金富集比
		原矿	精矿	尾矿			
原工艺	2021-03-05	2.23	23.58	0.55	7.29	77.14	10.57
技改工艺	2021-06-12	2.25	23.69	0.46	7.71	81.13	10.53

5 结 论

(1) 该金矿金的粒度微细，90% 的金粒度小于 20 μm。金主要以硫（砷）化矿物包裹金为主，主要包裹在毒砂、斜方砷铁矿和黄铁矿中，其次包裹在褐铁矿、石墨、臭葱石和石英等脉石矿物中。主要载金矿物（黄铁矿、毒砂）以中

细粒为嵌布主，砷、碳含量较高。该金矿属于典型的高砷高碳微细粒—超微细粒极难选金矿石。

(2) 原选矿工艺扫选精矿再选实验和工艺考查结果表明，由于扫选精矿载金矿物单体解离度偏低，连生体含量高，导致扫选精矿可选性较差，是造成原工艺金的回收率偏低的主要原因。

(3) 实验室扫选精矿再磨闭路模拟实验结果表明，在原矿品位为 2.38 g/t 的情况下，相比较扫选精矿顺序返回，金精矿产率及品位变化不明显，但金回收率提高了 2.62 百分点，扫选精矿集中返回再磨再选，有利于提高金的回收率。

(4) 选矿厂扫选精矿由顺序返回技改为集中返回二段分级泵池，近一年的生产实践表明，在原矿品位相当的情况下，技改后的选矿工艺有利

表 9 技改后原矿、精矿、尾矿粒级筛析结果

Table 9 Screening results of raw ore, concentrate and tailings particle size after technical transformation

粒级/ μm	产率/%			Au/(g/t)			品位 S/%			As/%			回收率/%		
	原矿	精矿	尾矿	原矿	精矿	尾矿	原矿	精矿	尾矿	原矿	精矿	尾矿	Au	S	As
+106	5.11	3.44	5.66	1.21	2.33	0.55	0.99	5.43	0.06	0.21	0.63	0.06	71.40	94.99	78.95
-106+90	9.57	11.22	10.80	1.29	5.24	0.54	1.03	6.82	0.03	0.22	1.09	0.04	64.82	97.52	84.94
-90+74	3.88	7.30	5.22	1.48	7.95	0.59	1.18	7.90	0.14	0.28	1.46	0.07	64.96	89.73	78.78
-74+45	16.15	21.41	15.88	2.41	14.60	0.53	2.31	14.85	0.03	0.57	3.72	0.04	80.95	98.90	93.99
-45+38	5.82	7.56	6.36	3.34	24.50	0.60	3.18	18.59	0.12	0.92	6.15	0.07	84.10	96.85	93.46
-38	59.46	49.07	56.08	2.65	37.40	0.44	1.91	18.81	0.07	0.60	7.20	0.07	84.39	96.69	89.20
累计	100.00	100.00	100.00	2.40	24.58	0.49	1.89	15.34	0.07	0.55	5.04	0.06	81.22	96.94	89.82

说明：相关数据计算方法同表4。

表 10 技改后扫选精矿毒砂单体解离度测定结果

Table 10 Determination results of monomer dissociation of arsenopyrite from scavenging concentrate after technical transformation

粒级/ μm	产率/%	单体颗粒数/n	不同比例连生体颗粒数								单体解离度/%
			1/8	2/8	3/8	4/8	5/8	6/8	7/8	合计 (n1)	
+106	10.13	30	55	33	20	12	8	2	1	36.00	45.45
106+90	8.63	60	155	52	22	13	29	15	6	81.75	42.33
-90+74	5.28	133	120	62	34	23	33	23	26	115.38	53.55
-74+45	16.72	295	180	45	39	25	39	30	20	125.25	70.20
-45+38	6.31	375	30	26	16	18	10	6	5	40.38	90.28
-38	52.93	559	41	37	35	12	7	1	0	38.63	93.54
合计	100.00									总解离度/%	78.03

表 11 技改后扫选精矿黄铁矿单体解离度测定结果

Table 11 Determination results of monomer dissociation of pyrite from scavenging concentrate after technical transformation

粒级/ μm	产率/%	单体颗粒数/n	不同比例连生体颗粒数								合计 (n1)	单体解离度/%
			1/8	2/8	3/8	4/8	5/8	6/8	7/8			
+106	10.13	73	93	84	46	22	10	8	6	78.38	48.22	
106+90	8.63	238	87	111	88	33	55	37	20	167.75	58.66	
-90+74	5.28	330	52	40	42	39	44	52	65	175.13	65.33	
-74+45	16.72	450	115	70	44	55	69	45	36	184.25	70.95	
-45+38	6.31	511	12	8	9	15	20	10	9	42.25	92.36	
-38	52.93	646	35	45	33	9	11	4	2	44.13	93.61	
合计	100.00									总解离度/%	80.63	

于稳定分级和粗扫选浮选浓度，能够提高扫选精矿载金矿物的单体解离度，延长扫选精矿的浮选时间；技改实践中只增加了一台渣浆泵，扫选精矿再磨充分利用了二段磨机，技改费用低；技改后扫选精矿-74 μm 含量略有提高，扫选精矿主要载金矿物（黄铁矿、毒砂）单体解离度提高约 2 百分点，有利于提高载金矿物的浮选回收；技改后金在各粒级的回收率均有不同程度的提高，尤其是金和砷在+106 μm 粒级分别提高了 30.85%、

36.45%。金整体的回收率由 77.14% 提高至 81.13%，提高了 3.99 百分点，有效提高了该难选金矿的选矿回收率，为同类型的难选金矿的开发利用具有借鉴和参考意义。

参考文献：

[1] 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.

- KANG W G, CHEN J Y. Study on gravity separation and environmental friendly agent leaching of a gold ore in Laos[J]. *Precious Metals*, 2022, 43(1):61-66.
- [2] 石宝宝, 杨晓峰, 翟存楼, 等. 山东某低品位金矿工艺矿物学[J]. *矿产综合利用*, 2022(6):184-188.
- SHI B B, YANG X F, ZHAI C L, et al. Detailed study on technological mineralogy of a low grade gold ore in Shandong[J]. *Multipurpose Utilization of Mineral Resources*, 2022(6):184-188.
- [3] 孙晓妍, 周永星, 宋宝旭, 等. 山东某含金硫铁矿强化浮选回收实验研究[J]. *贵金属*, 2022, 43(3):50-55.
- SUN X Y, ZHOU Y X, SONG B X, et al. Experimental study on enhanced flotation recovery of an gold-bearing on Shandong Province[J]. *Precious Metals*, 2022, 43(3):50-55.
- [4] 冯大伟, 王玲. 选冶联合处理低品位含金尾矿的实验研究[J]. *黄金科学技术*, 2021, 29(2):315-323.
- FENG D W, WANG L. Experimental research on treatment of low-grade gold-bearing tailings by combined process of concentration and smelting[J]. *Gold Science and Technology*, 2021, 29(2):315-323.
- [5] 李林积, 王丹, 邱鹏玉. 西秦岭格尔托金矿金的赋存状态及可选性实验研究[J]. *矿产综合利用*, 2019(4):83-86.
- LI L J, WANG D, QIU P Y. Experimental study on occurrence and optionality of gold in Gelto gold deposit, western Qinling[J]. *Multipurpose Utilization of Mineral Resources*, 2019(4):83-86.
- [6] 何敏亭, 杨洪英, 牛桂强, 等. 焦家金矿低品位超细洗矿矿泥工艺矿物学研究[J]. *有色金属(选矿部分)*, 2022(2):16-23.
- HE M T, YANG H Y, NIU G Q, et al. Mineralogical study on low grade ultrafine slime washing process in Jiaojia Gold Mine[J]. *Nonferrous Metals(Mineral Processing Section)*, 2022(2):16-23.
- [7] 张立征, 王彩霞, 赵福财. 甘肃某微细粒浸染型难处理金矿选矿实验研究[J]. *矿冶工程*, 2011, 31(4):45-47.
- ZHANG L Z, WANG C X, ZHAO F C. Mineral processing experiments on fine-disseminated refractory gold ore from Gansu[J]. *Mining and Metallurgical Engineering*, 2011, 31(4):45-47.
- [8] 刘国晨. 某石英脉型金矿石选矿工艺开发实验研究[J]. *矿产综合利用*, 2019(5):75-79.
- LIU G C. Experimental study on mineral processing development of a quartz vein type gold ore[J]. *Multipurpose Utilization of Mineral Resources*, 2019(5):75-79.
- [9] 王普蓉, 徐国印, 苏刚. 昌宁含铁低品位高泥锡石矿重-磁选工艺研究[J]. *矿产综合利用*, 2022(1):136-141.
- WANG P R, XU G Y, SU G, et al. Study on gravity and magnetic separation process of an iron-containing low-grade and high slime tin ore in Changning[J]. *Multipurpose Utilization of Mineral Resources*, 2022(1):136-141.
- [10] 蔡明明, 张文平, 徐超, 等. 某难选金矿物工艺矿物学研究[J]. *矿产综合利用*, 2022(5):193-198.
- CAI M M, ZHANG W P, XU C, et al. Study on process mineralogy of a refractory gold ore[J]. *Multipurpose Utilization of Mineral Resources*, 2022(5):193-198.
- [11] 杨佐怀, 董越, 郭俊杰, 等. 新疆某金矿选冶联合工艺研究[J]. *矿产综合利用*, 2022(3):121-125.
- YANG Z H, DONG Y, GUO J J, et al. Beneficiation and metallurgical process study for a gold mine in Xinjiang[J]. *Multipurpose Utilization of Mineral Resources*, 2022(3):121-125.
- [12] 石贵明, 周意超, 刘琴, 等. 广东大尖山某铅锌多金属矿石选矿实验[J]. *金属矿山*, 2018(4):88-92.
- SHI G M, ZHOU Y C, LIU Q, et al. Beneficiation test of a lead-zinc polymetallic ore from Dajianshan, Guangdong Province[J]. *Metal Mine*, 2018(4):88-92.
- [13] 苏志远. 某中等硫化物含砷微细粒浸染型难选矿石选矿生产实践[J]. *黄金*, 2014, 35(12):49-53.
- SU Z Y. The beneficiation practice of a refractory ore containing medium sulphide and arsenic-carbon fine-grained disseminated ore[J]. *Gold*, 2014, 35(12):49-53.
- [14] 钟国建, 肖骁, 龙渊, 等. 硫精矿立磨再磨再选回收铜实验研究[J]. *矿冶工程*, 2016, 36(1):52-55.
- ZHONG G J, XIAO X, LONG Y, et al. Reclaiming copper minerals from sulfur concentrate after reground with vertical mill[J]. *Mining and Metallurgical Engineering*, 2016, 36(1):52-55.
- [15] 骆忠, 蒋太国, 李娜. 中矿集中再磨工艺对铜浮选指标的影响[J]. *矿冶工程*, 2019, 28(1):25-29.
- LUO Z, JIANG T G, LI N. Effect of centralized regrinding process of middings on copper flotation index[J]. *Mining and Metallurgy*, 2016, 36(1):25-29.
- [16] 袁喜振, 苏敏, 邓林欣, 等. 谦比希铜矿的选矿指标优化实验[J]. *矿产综合利用*, 2021, 6:185-189.
- YUAN X Z, SU M, DENG L X, et al. Optimization test of beneficiation index of Chambishi copper mine[J]. *Multipurpose Utilization of Mineral Resources*, 2021, 6:185-189.
- [17] 马世收. 七宝山金矿扫选精矿的分级再磨改造[J]. *金属矿山*, 2003(4):61-62.

MA S S. Classification and regrinding reform of scavenging concentrate in Qibaoshan gold mine[J]. Metal Mine. 2003(4): 61-62. Print.

[18] 叶国华, 童雄, 张杰, 等. 某难选铜矿浮选新工艺实验研究[J]. 有色金属(选矿部分), 2006(6):16-23.

YE G H, TONG X, ZHANG J, et al. Experimental study on a

new flotation process for refractory copper ore[J]. Nonferrous Metals(Mineral Processing Section), 2006(6):16-23.

[19] 王守敬. 华阳川钨多金属矿工艺矿物学研究. 金属矿山[J]. 2019(4): 122-126.

WANG S J. Study on process mineralogy of Huayangchuan uranium polymetallic ore[J]. Metal Mine. 2019(4): 122-126.

Practice and Application of Regrinding and Re-election of Swept Concentrate from a Low-grade Difficult Gold Ore in Qinghai Province

MING Pingtian^{1,2}, LI Fei^{1,2}, CHEN Ziqiang^{1,2}, XIONG Zhaohua^{1,2}, HU Mengzhong^{1,2}

(1. Qinghai 6th Institute of Geology Exploration, Xining 816000, Qinghai, China; 2. The Engineering and Technology Research Center for the Development of Cold Mining Resources in Qinghai Province, Dulan Jinhui Mining Co., Ltd., Dulan 816100, Qinghai, China)

Abstract: This is an article in the field of mining processing engineering. The gold grade of a low-grade, high-arsenic, high-carbon refractory gold ore in Qinghai is about 2.38 g/t, and the industrial recovery rate of gold is about 77%. Through process flow investigation and mineralogical analysis, the gold grade of the mine's concentrator scavenging concentrate is about 3~6 g/t. The main gold-bearing minerals, arsenopyrite and pyrite, have low dissociation degrees of 76.23% and 78.74%, respectively. When floated separately, the gold recovery rate is about 30%~50%. In order to further improve the recovery rate of gold in this refractory gold mine, the mine conducted laboratory simulation of the process flow of the concentrator to carry out the experimental study of regrinding and re-separation of the scavenging concentrate, formulated the process flow scheme of returning the scavenging concentrate to the second stage grading pump pool in a centralized manner, and completed the process technology improvement design and process technology improvement practice of the concentrator. The production application results after the technological transformation showed that the single dissociation degree of the main gold-bearing minerals, arsenopyrite and pyrite, increased to 78.03% and 80.63% respectively when the scavenging concentrate was returned in a centralized manner, compared to the sequential return. The regrinding and re-separation process of the scavenging concentrate did not affect the grade of the concentrate under the premise of centralized return. The recovery rate of gold in the concentrator was increased from 77.14% to 81.13%, effectively improving the gold recovery index of this refractory gold mine.

Keywords: Mining processing engineering; High arsenic and high carbon; Monomer dissociation degree; Scavenging concentrate; Recovery rate; Technological innovation