袁家村铁矿选矿循环水处理技术研究①

沈平，魏宇峰，李嵘超
（太钢集团岚县矿业有限公司，山西 岚县 033500）

摘　要：为解决太钢集团袁家村铁矿选矿循环水回用于浮选和磁选时恶化选矿指标的问题，采用模拟废水进行了废水处理及回用效果研究，并以现场循环水进行了验证。结果表明，影响选矿指标的主要水质因素是聚丙烯酰胺（PAM）、蓝液和 Ca^{2+}，可分别采用次氯酸钠、高铁酸钾和碳酸钠处理含有 PAM、蓝液和 Ca^{2+} 的选矿循环水，处理后的选矿循环水回用于选矿，可获得与清水相当的选矿指标。

关键词：袁家村铁矿；微细矿粒；循环水；残留；废水处理；浮选；磁选；废水回用
中图分类号：X703；TD92　　**文献标志码**：A　　doi：10.3969/j.issn.0253-6099.2026.04.020
文章编号：0253-6099（2026）04-0136-04

Recycle Water Treatment for Mineral Processing of Yuanjiacun Iron Mine

SHEN Ping, WEI Yufeng, LI Rongchao
(*TISCO Group Lanxian Mining Co., Ltd., Lanxian* 033500, *Shanxi*, *China*)

Abstract: In Yuanjiacun iron mine, the mineral processing water is recycled and then reused in flotation and magnetic processing stage, resulting in dissatisfied processing indicators. To address this problem, simulated wastewater was used to investigate the corresponding treatment technology and the mineral processing performance of the treated wastewater. Based on the verification with the recycle water on site, it is found that polyacrylamide (PAM), blue liquor and Ca^{2+} are the primary water quality factors influencing separation performance, and sodium hypochlorite, potassium ferrate and sodium carbonate can be used respectively to treat the mineral processing water containing them. After treatment, the recycle water is returned to the concentrator, leading to the processing indicators comparable to those obtained with clean water.

Key words: Yuanjiacun iron mine; micro-fine ore; recycle water; residues; wastewater treatment; flotation; magnetic separation; wastewater reuse

太钢集团袁家村铁矿是亚洲规模最大的露天冶金矿山。自 2012 年投产以来，袁家村铁矿经过不断的生产工艺参数优化，现在的年处理量已超过 2 200 万吨的设计指标。袁家村铁矿矿石嵌布粒度较细，最终磨矿细度达到-0.044 mm 粒级占比 90%～95%。为了使细磨产生的大量微细矿粒和次生矿泥快速沉降，在沉降过程中添加了多种化学物质，例如，选矿浓缩环节添加了蓝液（小分子混凝剂，为蓝色至蓝绿色液体状）、聚丙烯酰胺（PAM），精矿过滤环节添加浓硫酸，超滤系统添加盐酸、聚丙烯酰胺、聚合氯化铝等。随着循环水系统中各种残留物的不断累积和交互作用，水质出现了不同程度恶化，循环使用后对选矿造成一定负面影响[1-2]。用新水替代循环水后，选矿逐渐恢复正常。通过流程考查和分析，推断影响袁家村铁矿选矿指标的水质因素为 PAM、蓝液、Ca^{2+}。本文采用模拟废水进行废水处理及回用效果研究，并以现场循环水进行验证，以改善选矿循环水水质，消除循环水对选矿的影响。

1　试验材料及试验方法

试验材料包括水样、现场过滤烘干的矿样及各种试剂。将配制好的水样分别用作强磁选和浮选试验给水，考察各因子对强磁选和浮选指标的影响。实验室浮选和强磁选试验流程分别见图 1 和图 2。

① **收稿日期**：2026-01-15
作者简介：沈平（1986—），男，山西代县人，工程师，主要从事矿业管理工作。E-mail：594454641@qq.com

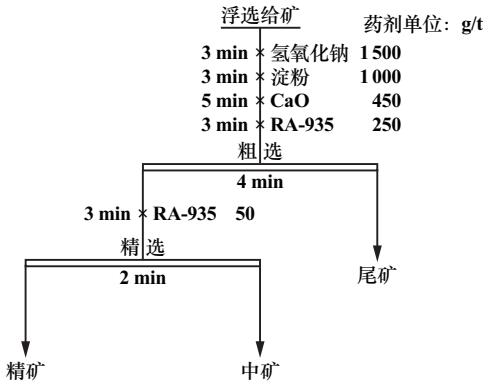


图 1　浮选试验流程

Fig. 1　Flowchart of flotation test

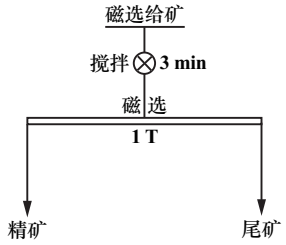


图 2　磁选试验流程

Fig. 2　Flowchart for magnetic separation test

2　单因子处理试验

2.1　清水选矿试验结果

采用清水进行浮选和磁选试验,结果见表 1。

表 1　清水选矿试验结果

Table 1　Mineral processing test results with clear water

试验种类	产品名称	产率/%	品位/%	回收率/%	选矿效率/%
浮选	精矿	48.72	66.19	74.59	25.87
	中矿	2.46	47.23	2.69	
	尾矿	48.82	20.12	22.72	
	给矿	100.00	43.23	100.00	
磁选	精矿	59.39	42.85	85.01	25.62
	尾矿	40.61	11.05	14.99	
	给矿	100.00	29.93	100.00	

2.2　PAM 处理试验及处理后水对选矿的影响

采用清水配制 1 L 质量浓度 5 mg/L 的 PAM 溶液。30 ℃下,在 PAM 溶液中加入 0.20 g(约 0.001 mol)高铁酸钾或 10 mL 质量分数 50%的次氯酸钠溶液,氧化 1 h,再加入适量氯化亚铁至淀粉-碘化钾试纸不变蓝为止,静置,分离絮状沉淀,上清液分别进行浮选和磁选试验,结果分别见表 2 和表 3。

由表 2 可知:采用高铁酸钾氧化处理效果不明显,未能获得合格精矿产品;采用次氯酸钠溶液处理效果较好,浮选可获得品位 66.39%、回收率 72.67%的精矿,与未处理 PAM 溶液相比,在品位相当的情况下回收率提高 4.01 百分点。次氯酸钠在水溶液中会水解生成次氯酸,次氯酸进一步分解产生活性[O],这种新生态氧具有极强的氧化性,能快速氧化分解水中残留的蓝液、PAM 等有机物。

表 2　PAM 溶液处理前后浮选试验结果

Table 2　Flotation results with PAM-containing solution before and after treatment

试验用水	产品名称	产率/%	品位/%	回收率/%	选矿效率/%
未处理	精矿	44.80	66.75	68.66	23.86
	中矿	2.81	47.23	3.05	
	尾矿	52.39	23.52	28.29	
	给矿	100.00	43.55	100.00	
高铁酸钾处理后	精矿	55.01	63.27	80.07	25.06
	中矿	1.73	45.00	1.79	
	尾矿	43.26	18.22	18.14	
	给矿	100.00	43.46	100.00	
次氯酸钠溶液处理后	精矿	47.48	66.39	72.67	25.20
	中矿	2.85	50.75	3.33	
	尾矿	49.67	20.95	24.00	
	给矿	100.00	43.37	100.00	

表 3　PAM 溶液处理前后磁选试验结果

Table 3　Magnetic separation test results with PAM-containing solution before and after treatment

试验用水	产品名称	产率/%	品位/%	回收率/%	选矿效率/%
未处理	精矿	81.67	34.08	92.52	10.85
	尾矿	18.33	12.28	7.48	
	给矿	100.00	30.08	100.00	
次氯酸钠溶液处理后	精矿	58.48	43.09	84.27	25.79
	尾矿	41.52	11.33	15.73	
	给矿	100.00	29.90	100.00	

由表 3 可知:采用次氯酸钠溶液处理后的水作为磁选用水,分选效果明显提高,可获得品位 43.09%、回收率 84.27%的精矿指标,与清水磁选指标相当。

2.3　蓝液处理试验及处理后水对选矿的影响

采用清水配制 1 L 质量浓度 30 mg/L 的蓝液溶液。常温下,分别采用粉煤灰 5 g 吸附、活性炭 5 g 吸附、高铁酸钾 0.20 g 氧化、质量分数 50%的次氯酸钠溶液 10 mL 氧化等方式,处理时间 30 min,对蓝液溶液进行处理[3-4],处理后的水作为浮选试验用水。另配制质量浓度 120 mg/L 的蓝液溶液,采用质量分数 50%的次氯酸钠溶液 10 mL 氧化处理 30 min,处理后的水作为磁选试验用水。试验结果分别见表 4 和表 5。

由表 4 可知:采用粉煤灰、活性炭进行吸附处理效

果不明显;采用氧化剂高铁酸钾和次氯酸钠溶液处理效果明显;采用次氯酸钠处理后,浮选可获得品位66.30%、回收率71.76%的精矿,与未处理蓝液溶液相比,在精矿品位相当的情况下,回收率提高了7.13百分点;采用高铁酸钾处理后,浮选可获得品位66.74%、回收率73.47%的精矿,基本达到清水的浮选指标,与未处理蓝液相比,精矿品位提高了0.40百分点,回收率提高了8.84百分点。采用氧化法可有效处理水中的蓝液。

表4 蓝液溶液处理前后浮选试验结果

Table 4 Flotation test results with blue liquid before and after treatment

试验用水	产品名称	产率/%	品位/%	回收率/%	选矿效率/%
未处理	精矿	42.25	66.34	64.63	22.38
	中矿	2.46	43.47	2.47	
	尾矿	55.29	25.81	32.90	
	给矿	100.00	43.37	100.00	
粉煤灰处理后	精矿	40.40	66.63	63.03	22.63
	中矿	3.52	51.35	4.23	
	尾矿	56.08	24.93	32.74	
	给矿	100.00	42.71	100.00	
活性炭处理后	精矿	43.97	66.49	67.69	23.72
	中矿	2.46	45.50	2.59	
	尾矿	53.57	23.96	29.72	
	给矿	100.00	43.19	100.00	
高铁酸钾处理后	精矿	47.77	66.74	73.47	25.70
	中矿	2.50	51.40	2.97	
	尾矿	49.73	20.56	23.56	
	给矿	100.00	43.39	100.00	
次氯酸钠溶液处理后	精矿	46.71	66.30	71.76	25.05
	中矿	2.51	53.31	3.10	
	尾矿	50.78	21.36	25.14	
	给矿	100.00	43.15	100.00	

表5 蓝液处理前后磁选试验结果

Table 5 Magnetic separation test results with blue liquid before and after treatment

试验用水	产品名称	产率/%	品位/%	回收率/%	选矿效率/%
未处理	精矿	56.13	43.88	81.78	25.65
	尾矿	43.87	12.51	18.22	
	给矿	100.00	30.12	100.00	
次氯酸钠溶液处理后	精矿	58.48	44.12	85.82	25.79
	尾矿	41.52	10.27	14.18	
	给矿	100.00	30.06	100.00	

由表5可知,蓝液溶液经次氯酸钠溶液处理后作为磁选用水,可获得品位44.12%、回收率85.82%的精矿指标,与未处理蓝液溶液相比,精矿品位提高了0.24百分点,回收率提高了4.04百分点;与清水相比,精矿品位提高了1.27百分点,回收率提高了0.81百分点。

2.4 Ca^{2+}处理试验及处理后水对浮选的影响

采用清水分别配制1 L质量浓度500 mg/L和1 000 mg/L的$CaCl_2$溶液,采用化学计量比1∶1的Na_2CO_3对$CaCl_2$溶液进行沉淀处理,充分反应后生成$CaCO_3$沉淀,过滤后的滤液作为浮选用水进行试验,结果见表6。

表6 Ca^{2+}溶液处理前后浮选试验结果

Table 6 Flotation test results with Ca^{2+}-containing solution before and after treatment

试验用水	产品名称	产率/%	品位/%	回收率/%	选矿效率/%
Ca^{2+} 500 mg/L 未处理	精矿	53.71	64.42	80.24	26.53
	中矿	4.16	37.15	3.59	
	尾矿	42.13	16.55	16.17	
	给矿	100.00	43.12	100.00	
Ca^{2+} 500 mg/L 处理后	精矿	46.24	66.53	71.57	25.33
	中矿	2.41	42.79	2.40	
	尾矿	51.35	21.79	26.03	
	给矿	100.00	42.98	100.00	
Ca^{2+} 1 000 mg/L 未处理	精矿	67.18	52.22	80.89	23.71
	中矿	11.75	23.60	6.40	
	尾矿	21.07	26.18	12.72	
	给矿	100.00	43.37	100.00	
Ca^{2+} 1 000 mg/L 处理后	精矿	43.86	66.53	67.26	23.40
	中矿	3.46	49.76	3.97	
	尾矿	52.68	23.70	28.78	
	给矿	100.00	43.39	100.00	

由表6可见,$CaCl_2$溶液经Na_2CO_3处理后用于浮选,可获得合格精矿产品。500 mg/L $CaCl_2$水溶液经处理后的浮选指标与清水浮选指标相当,1 000 mg/L $CaCl_2$水溶液经处理后用于浮选,与清水浮选精矿品位相当的情况下,回收率略有下降。

3 多因子处理试验

由单因子试验可知,采用次氯酸钠处理水中的PAM及蓝液效果较好。为进一步验证次氯酸钠的处理效果[5],进行多因子处理试验。在清水中依次添加5 mg/L PAM、30 mg/L蓝液、250 mg/L Ca^{2+}(以$CaCl_2$计),配制1 L模拟废水,并采用质量分数50%的次氯酸钠溶液30 mL氧化处理1 h[6],处理后的水分别用作浮选和磁选用水,浮选和磁选试验结果分别如表7和表8所示。由表7~8可见,模拟废水经次氯酸钠氧化处理后用于浮选,可获得品位65.94%、回收率71.82%的精矿,与未处理模拟废水相比,精矿品位提高了0.41百分点,回收率提高了1.57百分点,与清水

相比,精矿品位降低了 0.25 百分点,回收率降低了 2.77 百分点;模拟废水处理后用于磁选,可获得品位 45.09%、回收率 84.85%的精矿,与清水相比,精矿品位提高了 2.24 百分点,回收率降低了 0.16 百分点。试验结果表明,在多因子体系中,采用次氯酸钠氧化处理也是有效的。

表 7　多因子模拟废水处理前后浮选试验结果

Table 7　Flotation test results with simulated wastewater before and after treatment

试验条件	产品名称	产率/%	品位/%	回收率/%	选矿效率/%
未处理	精矿	46.23	65.53	70.25	24.02
	中矿	3.72	45.39	3.92	
	尾矿	50.05	22.26	25.83	
	给矿	100.00	43.12	100.00	
处理后	精矿	46.90	65.94	71.82	24.92
	中矿	2.35	36.74	2.01	
	尾矿	50.75	22.21	26.17	
	给矿	100.00	43.06	100.00	

表 8　多因子模拟废水处理前后磁选试验结果

Table 8　Magnetic separation test results with simulated wastewater before and after treatment

试验条件	产品名称	产率/%	品位/%	回收率/%	选矿效率/%
未处理	精矿	80.33	34.50	91.83	11.50
	尾矿	19.67	12.53	8.17	
	给矿	100.00	30.18	100.00	
处理后	精矿	56.60	45.09	84.85	28.25
	尾矿	43.40	10.50	15.15	
	给矿	100.00	30.08	100.00	

4　尾矿回水处理试验

单因子试验及多因子试验结果表明,采用吸附、氧化等方法可以很好地处理水质中各影响因子。为考察处理方法的适应性,更好地模拟现场,考虑到尾矿回水影响最大,对现场尾矿回水进行处理,处理后的水进行浮选验证试验。尾矿回水处理前后的浮选试验结果见表 9。由表 9 可知,采用 3 种常用的吸附剂粉煤灰、硅藻土、沸石进行吸附处理均有一定效果,其中粉煤灰吸附效果最好,可获得品位 62.16%、回收率 80.01%的浮选精矿,与尾矿回水直接浮选相比,精矿品位提高了 0.83 百分点,回收率提高了 5.31 百分点;高铁酸钾及次氯酸钠溶液氧化处理均有效果,其中采用次氯酸钠溶液处理后浮选,可获得品位 65.32%、回收率 71.16%的合格精矿产品。与清水浮选指标相比,品位和回收率分别降低了 0.87 和 3.43 百分点。

表 9　尾矿回水处理前后浮选试验结果

Table 9　Flotation test results with recycled water from tailings before and after treatment

试验条件	产品名称	产率/%	品位/%	回收率/%	选矿效率/%
未处理	精矿	52.90	61.33	74.70	21.80
	中矿	1.36	55.44	1.74	
	尾矿	45.74	22.37	23.56	
	给矿	100.00	43.43	100.00	
粉煤灰 5 g/L 吸附 30 min	精矿	55.12	62.16	80.01	22.63
	中矿	1.15	42.92	1.16	
	尾矿	43.73	18.44	18.83	
	给矿	100.00	42.82	100.00	
硅藻土 5 g/L 吸附 30 min	精矿	53.97	61.26	76.71	22.73
	中矿	1.26	55.06	1.61	
	尾矿	44.77	20.88	21.68	
	给矿	100.00	43.10	100.00	
沸石 5 g/L 吸附 30 min	精矿	52.10	62.26	75.27	23.16
	中矿	2.71	41.87	2.63	
	尾矿	45.19	21.08	22.10	
	给矿	100.00	43.10	100.00	
高铁酸钾 0.20 g/L 氧化 30 min	精矿	51.03	62.67	74.16	23.13
	中矿	1.51	42.86	1.50	
	尾矿	47.46	22.12	24.34	
	给矿	100.00	43.12	100.00	
次氯酸钠溶液 10 mL/L 氧化 30 min	精矿	46.90	65.32	71.16	24.27
	中矿	1.80	48.87	2.05	
	尾矿	51.30	22.48	26.79	
	给矿	100.00	43.05	100.00	

5　结论

1）经次氯酸钠溶液处理的含有 PAM 的选矿循环水用于浮选,可获得品位 66.39%、回收率 72.67%的精矿,处理效果明显。

2）采用吸附剂粉煤灰、活性炭对含有蓝液的选矿循环水进行吸附处理效果不明显,采用高铁酸钾和次氯酸钠溶液对含有蓝液的选矿循环水进行氧化处理效果明显,其中采用高铁酸钾氧化处理后的水用于浮选,可获得品位 66.74%、回收率 73.47%的精矿,基本达到清水的浮选指标。

3）经 Na_2CO_3 处理后的含 Ca^{2+} 选矿循环水用于浮选,可获得合格精矿产品,对应的浮选指标与清水浮选指标相当。

参考文献(References):

[1]　冯章标,阳华玲,王长福,等. 某钨铜矿选矿废水处理与分质回用工艺研究[J]. 矿冶工程, 2023,43(3):52-55.
Feng Zhangbiao, Yang Hualing, Wang Changfu, et al. Treatment and separated recycling of wastewater from mineral processing plant of tungsten-copper mine [J]. Mining and Metallurgical Engineering, 2023,43(3):52-55.
(下转第 144 页)

4 结论

1）金堆城钼尾矿富含石英、长石、云母等非金属矿物，残留钼具有综合回收价值。

2）采用煤油+2号油从该尾矿中浮选回收钼，可获得Mo品位0.47%、回收率21.23%的钼精矿，尾矿中Mo品位降至0.008 7%。

3）采用脱泥-一粗一扫浮选流程，可获得作业产率21.25%的云母产品，部分云母在细泥和尾矿中流失，想彻底回收云母，需进一步优化工艺或药剂制度。

4）无氟-碱法浮选分离长石和石英，工艺流程简单、无氟离子污染。在不磨矿条件下，可得到作业产率29.23%、K_2O和Na_2O品位分别为7.34%和1.01%的长石产品和作业产率27.87%、SiO_2品位83.14%的石英产品。

5）针对该钼尾矿性质，推荐的综合回收技术方案为：采用阶段浮选、梯级回收工艺，先以煤油+2号油回收残留钼，再预先脱泥后用TB-3浮选分离云母，最后采用无氟-碱法的环保浮选工艺分离长石与石英。

参考文献(References)：

[1] 马伟鸣，柴文翠，马鹏举，等. 钼尾矿中有价矿物综合回收研究进展[J]. 化工矿物与加工，2024，53(4)：33-41.
Ma Weiming，Chai Wencui，Ma Pengju，et al. Research progress on comprehensive recovery of valuable minerals from molybdenum tailings[J]. Industrial Minerals & Processing，2024，53(4)：33-41.

[2] 崔永琦，蓝卓越，王国彬，等. 用选矿方法回收钼尾矿中非金属矿物的研究现状[J]. 矿冶，2021，30(5)：119-127.
Cui Yongqi，Lan Zhuoyue，Wang Guobin，et al. Research status of recovery of nonmetallic minerals from molybdenum tailings by mineral processing[J]. Mining and Metallurgy，2021，30(5)：119-127.

[3] 徐晓衣，孟庆波，李双棵，等. 高硅型有色金属尾矿资源清洁高效综合利用研究[J]. 矿冶工程，2023，43(4)：69-72.
Xu Xiaoyi，Meng Qingbo，Li Shuangke，et al. Efficient and comprehensive green-utilization of high siliceous tailings resources[J]. Mining and Metallurgical Engineering，2023，43(4)：69-72.

[4] 秦传明，李晓瑜，王漪靖，等. 钼尾矿中非金属矿物的回收利用研究[J]. 中国钼业，2016，40(3)：9-13.
Qin Chuanming，Li Xiaoyu，Wang Yijing，et al. Recovery of non-metallic mineral in molybdenum tailings[J]. China Molybdenum Industry，2016，40(3)：9-13.

[5] 王国标. 某铜钼尾矿回收长石的试验研究[J]. 黄金，2017，38(2)：66-69.
Wang Guobiao. Experimental research on recovery of feldspar from copper-molybdenum tailings[J]. Gold，2017，38(2)：66-69.

[6] 吕兵超，方娴. 从福建某铜钼尾矿中综合回收长石的试验研究[J]. 矿产综合利用，2018(5)：122-125.
Lyu Bingchao，Fang Xian. Experimental study on comprehensive recovery of feldspar from a copper-molybdenum tailings in Fujian[J]. Multipurpose Utilization of Mineral Resources，2018，39(5)：122-125.

[7] 高文博，陆长龙，肖骏，等. 某钼尾矿浮选回收钾长石试验研究[J]. 中国钼业，2016，40(3)：4-8.
Gao Wenbo，Lu Changlong，Xiao Jun，et al. Experimental study on the beneficiation of potassium feldspar from a molybdenum floatation tailings[J]. China Molybdenum Industry，2016，40(3)：4-8.

引用本文：董燧珍，杜凤梅. 金堆城某选矿厂钼尾矿综合回收利用研究[J]. 矿冶工程，2026，46(4)：140-144.
Dong Suizhen，Du Fengmei. Comprehensive recovery and utilization of molybdenum tailings from a concentrator in Jinduicheng[J]. Mining and Metallurgical Engineering，2026，46(4)：140-144.

(上接第139页)

[2] 杨玮，李文香，王倩，等. 某铅锌矿选矿废水回用于铅锌浮选的效果研究[J]. 矿冶工程，2022，42(1)：53-56.
Yang Wei，Li Wenxiang，Wang Qian，et al. Effect of lead-zinc ore dressing wastewater recycled into Pb-Zn flotation[J]. Mining and Metallurgical Engineering，2022，42(1)：53-56.

[3] 陈文胜，刘旭，薛珂，等. 混凝沉淀-吸附法处理萤石选矿废水的正交试验研究[J]. 矿冶工程，2021，41(5)：68-70.
Chen Wensheng，Liu Xu，Xue Ke，et al. Orthogonal experimental investigation of coagulation-sedimentation and adsorption approach for fluorspar flotation wastewater treatment[J]. Mining and Metallurgical Engineering，2021，41(5)：68-70.

[4] 王英姿，罗良飞，宋鑫，等. 袁家村铁矿再磨-强磁选脱泥-反浮选新工艺研究[J]. 矿冶工程，2022，42(4)：78-81.
Wang Yingzi，Luo Liangfei，Song Xin，et al. New process of regrinding-high intensity magnetic separation for desliming-reverse flotation for Yuanjiacun iron mine[J]. Mining and Metallurgical Engineering，2022，42(4)：78-81.

[5] 李贤，吴承优，罗良飞. 袁家村微细粒难选磁赤混合铁矿石提铁降硅试验研究[J]. 金属矿山，2024(1)：197-201.
Li Xian，Wu Chengyou，Luo Liangfei. Experimental study on silicon reduction and iron increasing of a micro-fine refractory magnetite-hematite mixed iron ore in Yuanjiacun[J]. Metal Mine，2024(1)：197-201.

[6] 刘宇彤，印万忠，盛秋月，等. 细粒滑石对孔雀石硫化浮选的影响[J]. 东北大学学报(自然科学版)，2022，43(5)：709-717.
Liu Yutong，Yin Wanzhong，Sheng Qiuyue，et al. Effect of fine talc on sulfurized flotation of malachite[J]. Journal of Northeastern University (Natural Science)，2022，43(5)：709-717.

引用本文：沈平，魏宇峰，李嵘超. 袁家村铁矿选矿循环水处理技术研究[J]. 矿冶工程，2026，46(4)：136-139.
Shen Ping，Wei Yufeng，Li Rongchao. Recycle water treatment for mineral processing of Yuanjiacun iron mine[J]. Mining and Metallurgical Engineering，2026，46(4)：136-139.