

钢城矿业公司优化选矿生产工艺初探

解修谦, 王云亮, 侯成周, 骆本幸

(济南钢城矿业有限公司, 山东 济南 250101)

摘要: 针对磨前湿式预选工艺造成的磨矿浓度降低、铁精矿粒度变粗、尾矿品位偏高等问题, 通过流程考查和小型试验研究, 提出了提高磨矿浓度、加设脱磁器、对筛下物料进行先筛分后浮选等改进措施。

关键词: 铁矿选矿; 磨前预选; 磁铁矿; 磁选; 浮选

中图分类号: TD951 文献标识码: B 文章编号: 1004-4620(2003)02-0035-02

Discussion on Optimizing Mineral Dressing Process by Mining Limited Liability Company

XIE Xiu-qian, WANG Yun-liang, HOU Cheng-zhou, LUO Ben-xing

(Jinan Gangcheng Mining Limited Liability Company, Jinan 250101, China)

Abstract: Aiming at the questions such as low grinding concentration, thick fineness of iron ore concentrate and high grade of tailing caused by the wet pre-selecting process before grinding, through the check of the flow and the results of small-scale test, puts forward the improved measures such as increasing grinding concentration, adding demagnetizer, screening the undersize first then floating, etc.

Key words: iron ore mineral dressing; pre-selecting before grinding; magnetite; magnetic dressing; flotation

1 问题的提出

济南钢城矿业公司(简称矿业公司)选矿厂始建于1993年, 采用平地建厂, 无尾矿生产, 即选厂所产的尾矿利用充填工艺全部填充井下空区, 形成了采、选、充综合平衡的生产格局。随着井下填充区的扩大, 填充区的矿石回采量随之增加, 但因充填体的坍塌, 回采矿石中夹杂了大量的充填料, 它一方面降低了原矿品位, 另一方面给磨矿作业造成泥化现象, 恶化了选别条件, 使选矿技术指标大幅度降低。为解决这些问题, 矿业公司于2002年5月增设了磨前预先湿式磁选工艺。其流程如图1所示。

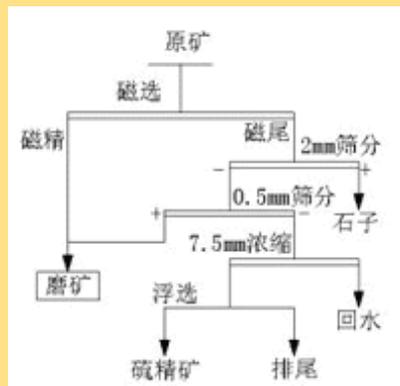


图1 磨前预选工艺流程

磨前预选工艺改造项目于2002年7月完成并投入生产，在抛除充填泥料、提高入磨品位方面起到了很好的作用，入磨品位由原来的48%~50%提高到了54%~56%，但随之而来也出现了一系列的问题。主要表现在：

- (1) 磨矿浓度由原来的80%~82%降低到74%~77%，磨矿效果变差。
- (2) 铁精矿细度由原来的-0.074mm含量占57%以上降低至50%以下，明显变粗。
- (3) 铁品位达12%以上，造成尾矿品位偏高。

2 原因分析

2.1 铁精矿细度变粗的原因

为了解预选工艺的生产状况，对磨矿及预选系统进行了考查，结果见表1。

从表1的数据可以看出，预选后的磁精(即入磨料)铁品位由51.57%提高至55.8%，硫品位由1.991%降低到1.405%。预选后磁尾经过2mm 振动筛筛分，筛上物料含铁7.26%，可以作为副产品石子出售。

表1 磨前预选流程的考查数据%

物料名称	原矿	磁精	磁尾	筛上物	筛下物
浓度	97.92	74.54	2.76		2.03
产率	100	89.82	10.18	2.33	7.85
铁品位	51.57	55.80	14.23	7.26	16.3
硫品位	1.991	1.405	7.161	1.006	8.988

浓度为74.5%磁选精矿直接进入球磨机，使磨矿浓度降低，降低了磨矿效率。在相同入磨量下，改造前后磨矿作业技术数据对比见表2。

表2 改造前后磨矿技术指标对比

指标	入磨量 /t·h ⁻¹	磨矿浓度/%	溢流细度/%	铁精细度/%	分级效率/%	返砂比/%	磨机新生-0.074mm 利用系数 /t·m ⁻³ ·台 ⁻¹ ·时 ⁻¹
改造后	32.0	75.6	52.5	47.5	29.6	34	0.987
改造前	32.0	81.4	62.7	58	40.18	567	1.168

由表2的数据对比可知，在相同入磨量下，预选改造后磨矿浓度降低了近6%，磨机利用系数由1.168t/(m³·台时)降至0.987t/(m³·台时)，而溢流细度、铁精矿细度降低了约10%。另外，分级效率由40%降为不足30%，返砂比更是大幅度降低。正是由于磨分效果的降低，才使原设想通过预选抛尾提高选矿生产能力的目标没有实现。

2.2 尾矿品位偏高的原因

由表1可知，筛下产物含铁16.3%，含硫8.988%，产率约8%，直接排入了尾矿系统，尾矿的再选作业不能有效地回收这部分矿物，从而导致了综合尾矿品位偏高。根据原矿中非磁性铁矿物的组成可以判断，预选筛下物中的铁矿物应以黄铁矿为主，所以可考虑用浮选的方法进行回收。

从现场取得筛下物的试验样，在实验室进行了粒级筛析和浮选回收试验。试验结果见表3、表4。

表3 筛下物浮选前的粒级筛析结果%

粒级	产率	品位		金属分布率	
		Fe	S	Fe	S
-2mm+1mm	14.5	12.33	6.535	10.88	10.38
-1mm+0.5mm	23.1	14.69	8.707	20.65	22.03
-0.5mm+0.25mm	34.9	18.33	10.686	38.93	40.85
-0.25mm	27.5	17.65	8.881	29.54	26.74
合计	100	16.43	9.131	100	100

表4 筛下物浮选后的粒级筛析结果%

粒级	产率	品位		金属分布率	
		Fe	S	Fe	S
-2mm+1mm	20.4	11.26	5.69	20.19	28.31
-1mm+0.5mm	29.7	13.35	6.525	34.86	47.26
-0.5mm+0.25mm	33.8	10.65	2.111	31.65	17.4
-0.25mm	16.1	9.40	1.789	13.30	7.03
合计	100	11.37	4.100	100	100

由表3、表4可见，经过浮选，筛下物含Fe由16.43%降至11.37%，含S由9.13%降为4.1%，选别效果比较明显。但从各粒级的分布看，各粒级间分布很不平衡，0.5mm以上级别硫的回收率很低，浮选后含S仍在5.69%以上；而0.5mm以下级别硫的回收率较高，达80%以上，浮选后Fe、S都明显降低。

以0.5mm为界，对预选筛下物试样进行了筛分，取-0.5mm级别的物料再次进行浮选试验，结果得到含Fe 25.3%，含S 33.315%的硫精矿，产率为31.2%，浮选尾矿含Fe10.08%，含S 1.837%，再对尾矿进行磁选管回收，最后得到含Fe 59.98%，含S 1.772%的磁精，并使磁尾品位降至Fe 80%，S 1.926%。

根据试验结果可以得出，对预选筛下物进行先筛分后浮选，再磁选回收是解决尾矿品位偏高的有效方法。

3 改进方案

选矿生产工艺的改进完善可从以下几个方面进行考虑：

(1) 采取措施保持预选磁选机的选分液面的稳定并低于精矿排出端面，尽可能减少磁精矿的带水量，使磨矿浓度保持在80%左右。

(2) 采取适当方法增大螺旋分级机的有效沉降面积，改善分级效果。

(3) 对筛下物料进行先筛分后浮选，浮选尾矿由尾矿再选(磁选)作业进行再回收，以达到降低尾矿品位的目的，推荐工艺流程如图2所示。

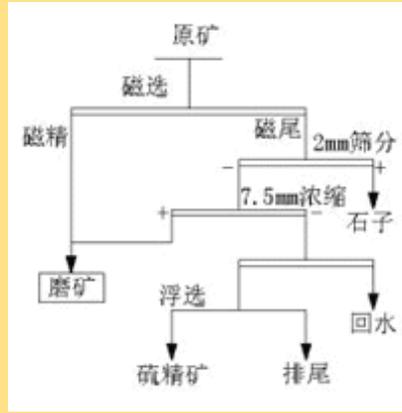


图2 推荐工艺流程

主要工艺是：用0.5mm的筛子再筛分预选筛下物， $-2\text{mm}+0.5\text{mm}$ 粒级返入磨矿作业再磨， -0.5mm 粒级经7.5m浓缩机浓缩后输入浮选作业，浮选精矿作为硫精矿，浮选尾矿由尾矿再选作业进行再回收。

[返回上页](#)