

# 印度某铁矿选矿工艺研究

郑桂兵<sup>1</sup>, 王立君<sup>2</sup>, 田祎兰<sup>1</sup>, 张云海<sup>1</sup>, 曾克文<sup>1</sup>, 任爱军<sup>1</sup>, 刘水红<sup>1</sup>

(1. 北京矿冶研究总院, 北京, 100044; 2. 中钢设备有限公司, 北京, 100080)

**摘要:** 针对印度某铁矿在工艺矿物学研究基础上进行了选矿工艺研究, 采用阶段磨矿—粗细分别磁选流程, 可以获得品位为 64.23%、回收率为 74.89%的铁精矿; 采用磁选—反浮选流程, 可以获得品位为 64.57%、回收率为 72.11%的铁精矿; 采用焙烧—磁选流程, 可以获得品位为 67.98%、回收率为 95.18%的铁精矿。在目前条件下, 阶段磨矿—粗细分别磁选工艺较为适宜。

**关键词:** 铁矿; 阶段磨矿; 磁选; 反浮选; 磁化焙烧

**中图分类号:** TD951.1 **文献标识码:** A **文章编号:** 1671-9492(2009)02-0026-03

印度某铁矿属高铝赤铁矿型的富铁矿石, 生产高质量铁精矿的主要途径是通过合适的选矿工艺实现赤铁矿与褐铁矿、高硅、高铝矿物的合理分离, 或者是赤铁矿、褐铁矿与高硅、高铝矿物的分离。本文探讨了其工艺矿物学性质并在此基础上进行了选矿工艺研究。

## 1 原矿性质

矿样中的铁主要以赤铁矿的形式存在, 其次是以褐铁矿的形式存在, 少量是以硅酸盐及碳酸盐的形式存在。原矿的化学分析结果见表 1。

表 1 原矿的化学分析结果

Table 1 Results of the chemical analysis of run-of-mine ore %

化学成分	TFe	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	P	CaO	MgO	K <sub>2</sub> O	Na <sub>2</sub> O	TiO <sub>2</sub>	Mn	S	C	烧失
质量分数	59.16	6.08	6.24	0.050	0.12	0.076	0.024	0.027	0.37	0.12	0.011	0.19	3.98

原矿中铁的化学物相分析结果见表 2。

表 2 铁的化学物相分析结果

Table 2 The chemical analysis results of iron phase %

元素存在的相	磁铁矿中的铁	赤铁矿中的铁	褐铁矿中的铁	碳酸盐中的铁	硅酸盐中的铁	总铁
质量分数	0.15	44.66	12.86	0.11	0.86	58.64
占有率	0.25	76.16	21.93	0.19	1.47	100.0

大部分的铁赋存在赤铁矿和褐铁矿聚集体中, 其中有 21.93%的铁赋存在褐铁矿聚集体中, 聚集体除本身含铁较低以外, 磨矿过程中也易于泥化, 粗磨回

收褐铁矿直接影响铁精矿品位, 细磨将造成褐铁矿的泥化, 这部分铁采用常规的物理选矿方法难以回收, 从而降低铁精矿铁的回收率。脉石矿物的粒度相对较粗, 在+74μm 粒级中, 脉石矿物的占有率为 78.16%。

工艺矿物学研究结果表明, 矿石中赤铁矿相对含量约为 66.09%。多数赤铁矿嵌布粒度较粗, 这些粗粒赤铁矿的边部及内部常见有褐铁矿; 部分细粒赤铁矿与高岭石、一水硬铝石和石英等矿物紧密共生, 多被这些高铝、高硅矿物所胶结, 磨矿时大部分赤铁矿不能与这些矿物合理分离, 这不仅造成这些富铁矿物集合体很难与其他的粗粒赤铁矿选别分离, 同时也是该矿石中铁大量损失的重要原因。

而以高岭石、一水硬铝石和石英为主的脉石矿物与赤铁矿、褐铁矿的共生关系复杂, 虽然脉石矿物嵌布粒度较粗, 但这些脉石矿物或单独胶结微细粒赤铁矿或彼此互相胶结, 磨矿时很难充分解离, 因而增加了脉石矿物与赤铁矿、褐铁矿选别分离的难度。加之部分褐铁矿磨矿时易于泥化, 也对选别十分不利。

## 2 选矿工艺研究

鉴于上述研究结果, 拟采用阶段磨矿—粗细分别磁选流程, 或磁选(重选)—(反)浮选联合工艺对矿石进行选矿试验研究, 以达到提高铁品位的目的。针对矿石中含有大量易于泥化难以处理的褐铁矿以及部分难以回收的菱铁矿, 拟进行磁化焙烧—磁选试验研究。

### 2.1 阶段磨矿—粗细分别磁选试验

收稿日期: 2008-12-20

作者简介: 郑桂兵(1967-), 男, 湖北仙桃人, 高级工程师。

针对原矿粗磨分级—粗粒再磨磁选试验结果,采用阶段磨矿—粗细分别磁选流程,通过这一流程,可以得到一个合格的铁精矿。试验流程见图1,试验结果见表3。

该工艺可以获得产率为68.25%,铁品位为64.22%的铁精矿,铁的回收率达到74.89%。

表3 阶段磨矿—粗细分别磁选试验结果

Table 3 Flowsheet of stage grinding-coarse fraction and fine fraction magnetic separation respectively %

产品名称	产率	品位			回收率		
		Fe	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	Fe	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>
磁选尾矿	31.75	46.31	12.74	14.51	25.11	66.91	74.42
精矿	68.25	64.22	2.93	2.32	74.89	33.09	25.58
原矿	100.0	58.54	6.04	6.19	100.0	100.0	100.0

对阶段磨矿—粗细分别磁选工艺获得的磁选精矿进行了主要化学成分分析,分析结果见表4。

表4 阶段磨矿—粗细分别磁选精矿主要化学成分分析结果

Table 4 Chemical analysis of concentrate of stage grinding-coarse fraction and fine fraction magnetic separation respectively %

元素	TFe	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	S	P	CaO	MgO	K <sub>2</sub> O	Na <sub>2</sub> O	烧失
质量分数	64.22	2.93	2.32	0.011	0.045	0.14	0.040	0.024	0.013	2.93

产品中主要金属矿物为赤铁矿,除此之外,也可以见到少量褐铁矿或胶结有黏土矿物的褐铁矿,这是影响产品质量的因素之一;显微镜下也发现有一部分包裹有细粒赤铁矿的脉石矿物或与赤铁矿连生的脉石矿物进入了精矿中,这也是影响产品质量的重要因素。

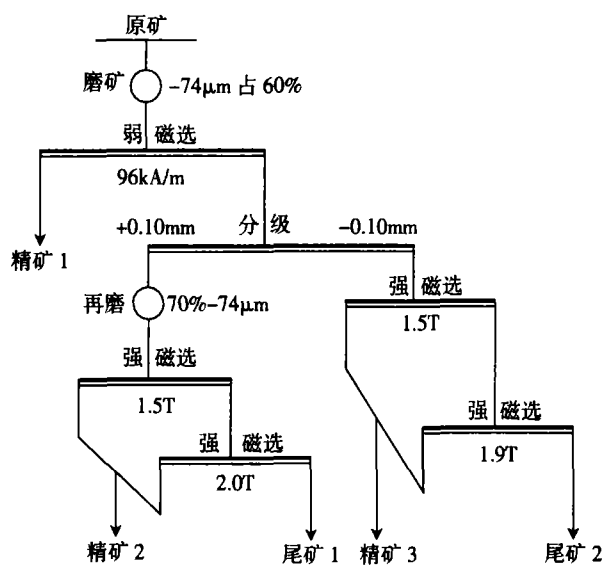


图1 阶段磨矿—粗细分别磁选优化试验流程

Fig. 1 Optimized flowsheet of stage grinding-coarse fraction and fine fraction magnetic separation respectively

## 2.2 磁选—反浮选试验

针对该矿物,根据“抑多浮少”浮选原则<sup>[1-3]</sup>,采用反浮选工艺,将脉石矿物高岭石及石英等作为泡沫产品浮出,应是经济可行的方案。

闭路流程如图2所示,该工艺可以获得产率为65.28%,铁品位为64.57%的铁精矿,铁的回收率达到72.11%。表5为闭路试验结果。表6为铁精矿化学成分分析结果。

表5 反浮选闭路试验结果

Table 5 Results of closed-circuit test by reverse flotation %

产品名称	产率	品位			回收率		
		Fe	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	Fe	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>
磁选尾矿	25.50	45.31	12.53	14.70	19.77	52.95	58.10
浮选尾矿	9.22	51.49	8.99	9.64	8.12	13.73	13.77
精矿	65.28	64.57	3.08	2.78	72.11	33.32	28.13
原矿	100.0	58.45	6.03	6.45	100.0	100.0	100.0

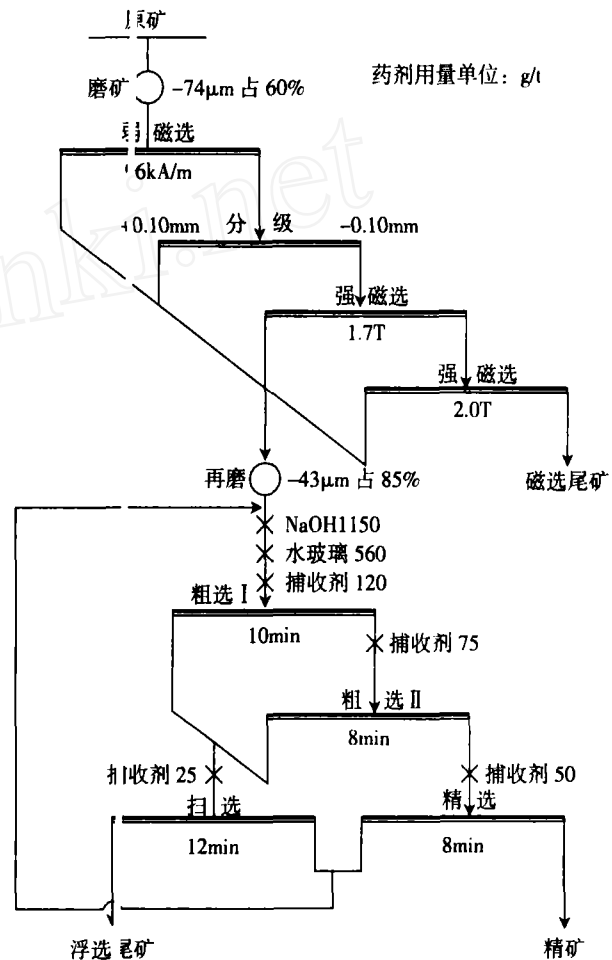


图2 反浮选闭路试验流程

Fig. 2 Flowsheet of closed-circuit test by reverse flotation

表6 强磁—反浮选精矿主要化学成分分析结果

Table 6 Chemical analysis of high-intensity magnetic separation-reverse flotation concentrate %

化学成分	TFe	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	S	P	CaO	MgO	K <sub>2</sub> O	Na <sub>2</sub> O	烧失
质量分数	64.57	3.08	2.78	0.017	0.044	0.14	0.043	0.023	0.019	2.63

产品中主要金属矿物为赤铁矿,赤铁矿的粒度普遍较细,最大粒度不超过0.10mm。对该产品来说,一定量脉石矿物的存在是影响产品质量的重要因素,脉石矿物中往往都包裹有微细粒的赤铁矿;此外,产品中也可以见到少量的褐铁矿,这也是影响产品质量的因素之一。

### 2.3 磁化焙烧—磁选流程试验

工艺矿物学研究表明试验矿样中褐铁矿占总铁的21.93%,菱铁矿占总铁的0.19%,从磁选和浮选试验研究的结果可知,单一磁选流程与磁选—浮选联合流程获得合格铁精矿时,铁的回收率为71%~74%,产品检查亦表明主要回收的铁矿物是赤铁矿,由于褐铁矿易于泥化,对褐铁矿选别回收效率很低,而磁化焙烧—磁选工艺不仅对赤铁矿回收非常有效,而且对褐铁矿与菱铁矿亦是最有效的方法。为此,进行了焙烧—磁选流程试验,流程如图3所示。

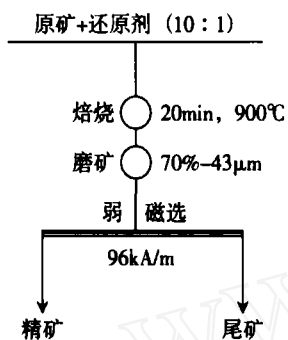


图3 原矿磁化焙烧—磁选试验流程

Fig. 3 Flowsheet of magnetizing roasting-magnetic separation of run-of-mine ore

磁化焙烧—磁选流程是处理该富含褐铁矿的矿物最佳方案之一,既可得到高质量的铁精矿,且含铁矿物几乎得到全部回收。当焙烧温度为900℃、焙烧时间15min、还原剂用量10%,磁选磨矿细度为89%~74 $\mu$ m,磁场强度为96kA/m时,即可获得铁品位为67.98%、铁回收率为95.18%的铁精矿。表7为磁化焙烧—磁选流程试验结果。

铁精矿主要化学成分分析结果见表8。

产品中主要金属矿物为磁铁矿,磁铁矿粒度大小不一,最大粒度达0.15mm。除大量的磁铁矿之外,亦可以见到焙烧过程中未能完全转化成磁铁矿的赤铁矿、褐铁矿;影响该产品质量的重要原因是原矿石中包裹有微细粒赤铁矿的脉石矿物在磁化焙烧过程中由于赤铁矿转变成磁铁矿,导致脉石矿物中常包裹有细粒的磁铁矿,因此,磁选时不可避免地会在精矿中富集了一部分包裹有微细粒磁铁矿或者与磁铁矿呈连生体形式的脉石,从而影响了铁精矿的品位。

表7 磁化焙烧—弱磁选流程试验结果

Table 7 Results of magnetizing roasting-low intensity magnetic separation %

产品名称	产率	品位			回收率		
		Fe	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	Fe	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>
精矿	84.59	67.98	4.35	3.70	95.18	61.12	51.67
尾矿	15.41	18.90	15.19	19.00	4.82	38.88	48.33
原矿(焙烧后)	100.0	60.42	6.02	6.06	100.0	100.0	100.0

表8 磁化焙烧磁选精矿主要化学成分分析结果

Table 8 Chemical analysis results of magnetizing roasting-low intensity magnetic separation concentrate %

元素	TFe	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	S	P	CaO	MgO	K <sub>2</sub> O	Na <sub>2</sub> O
质量分数	67.98	4.35	3.70	0.011	0.048	0.17	0.058	0.049	0.026

### 3 结论

1) 研究矿石属高铝富铁矿石。矿石中主要铁矿物为赤铁矿和褐铁矿,相对含量约占86%。脉石矿物为高岭石、一水硬铝石和石英,相对含量约占14%,从化学物相分析结果来看,大部分的铁赋存在赤铁矿和褐铁矿聚集体中,其中有21.93%的铁赋存在褐铁矿聚集体中,聚集体除本身含铁较低以外,磨矿过程中也易于泥化,这部分铁采用常规的物理选矿方法难以处理,粗磨回收褐铁矿直接影响铁精矿品位,细磨将造成褐铁矿的泥化,难以回收,从而降低铁精矿铁的回收率。

2) 采用阶段磨矿—粗细分别磁选工艺流程,可以获得铁品位为64.22%、铁回收率为74.81%的总铁精矿。

3) 采用强磁选工艺处理该矿物,脱泥效果明显,而后对强磁精矿进行阳离子捕收剂反浮选,采用这一工艺处理,可以获得铁品位为64.57%、铁回收率为72.11%的反浮选铁精矿。

4) 采用磁化焙烧—磁选流程,可以获得铁品位为67.98%、铁回收率为95.18%的铁精矿。

5) 在目前条件下,选择阶段磨矿—粗细分别磁选工艺较为适宜,并建议在条件成熟时采用磁化焙烧—磁选流程为该铁矿的选矿生产工艺流程。

### 参考文献

- [1] 朱家骥,朱俊士,张闯,等编著,中国铁矿选矿技术[M].北京:冶金工业出版社,1994.4.
- [2] 孙传尧主编.当代世界的矿物加工技术与装备[M].北京:科学出版社,2006.12.
- [3] 余永富.国内外铁矿选矿技术进展及对炼铁的影响[J].矿冶工程,2004(1):26-29

(下转第13页)

流程中控制矿泥走向,减小矿泥影响,以达到减少镍在矿泥中的流失。

3) 绿泥石、阳起石、蛇纹石等脉石矿物易在硫化矿表面形成矿泥罩盖,影响其回收;另一方面,它们易在硫化矿表面吸附随其一起浮出,影响精矿质量。因此,抑制剂的选择尤为重要。

4) 矿浆 pH 值、搅拌时间、充气量对镍精矿的质量影响较大。

#### 参考文献

- [1] 方启学,卢寿慈.硫化镍铜多金属共生贫矿石的浮选[J].有色矿冶,1995(3):11-15.
- [2] 陈家模.多金属硫化矿浮选分离[M].贵阳:贵州科技出版社,2001.19-20.
- [3] 胡秀梅,戈保梁.金平镍矿 I 号岩体镍矿石浮选矿泥处理方式的探讨[J].有色金属:选矿部分,2006(3):31-33.

## EXPERIMENTAL STUDY ON THE POOR NICKEL ORE IN JINPING

SHI Weihong, LIU Shouxin

(Northwest Research Institute of Mining and Metallurgy, Baiyin Gansu 730900)

### ABSTRACT

Base on studying of mineralogical research technology, the suitable mineral processing flowsheet of the poor nickel ore in Jinping has been defined, this process is easy to industrial implementation. The closed-circuit test verification can be a better flotation indicator: the nickel concentrate grade reached 3.03%, and the recovery 71.94%.

**Key words:** poor nickel ore; flowsheet; flotation

(上接第 28 页)

## THE RESEARCH ON MINERAL PROCESSING TECHNOLOGY OF INDIA IRON ORE

ZHENG Guibing<sup>1</sup>, WANG Lijun<sup>2</sup>, TIAN Yilan<sup>1</sup>, ZHANG Yunhai<sup>1</sup>, ZENG Kewen<sup>1</sup>, REN Aijun<sup>1</sup>,  
LIU Shuihong<sup>1</sup>

(1. Beijing General Research Institute of Mining and Metallurgy, Beijing 100044, China;

2. Sinosteel Equipment and Engineering Limited Company, Beijing 100080, China)

### ABSTRACT

Mineral processing technologies have been studied for a iron ore in India, the iron concentrate is obtained with grade of 64.23% and recovery of 74.89% by flowsheet of stage grinding-coarse fraction and fine fraction magnetic separation respectively, the iron concentrate grade is 64.57% with recovery of 72.11% by magnetic separation-reverse flotation flowsheet, the iron concentrate grade is 67.98% with recovery of 95.18% by roasting-magnetic separation flowsheet. At present, the optimal technology is stage grinding-coarse fraction and fine fraction magnetic separation respectively.

**Key words:** iron ore; stage-grinding; magnetic separation; reverse flotation; magnetic-roasting