

某氰化尾渣强磁预选—直接还原焙烧—弱磁选提铁研究^{*}

冯杰, 傅平丰, 边振忠

(北京科技大学 土木与资源工程学院, 北京 100083)

摘要:河南灵宝某黄金冶炼厂焙烧氰化尾渣 TFe 品位为 30.71%, 针对此尾渣开展了强磁预选—直接还原焙烧—弱磁选联合提铁研究。经磁场强度为 1 513 kA/m 的湿式强磁预选, 获得 TFe 品位 44.96%、回收率 78.27% 的粗精矿。当粗精矿、烟煤和氧化钙的质量比为 1 : 0.2 : 0.2、还原温度为 1 200 ℃、还原时间为 90 min 时, 粗铁精矿经直接还原焙烧、二段磨矿、二段弱磁选处理, 获得 TFe 品位为 92.43%、回收率为 93.21% 的还原铁粉, 相对于氰化尾渣的产率达 24.24%。该工艺为焙烧氰化尾渣中极难选含铁资源的高效利用提供了新途径。

关键词: 氰化尾渣; 强磁选; 直接还原焙烧; 弱磁选; 还原铁粉

中图分类号: TD926.4 文献标志码: B 文章编号: 1001-0076(2017)02-0051-05

DOI: 10.13779/j.cnki.issn1001-0076.2017.02.010

Recovery of Iron from the Cyanide Tailings with a Combined Process of High Intensity Magnetic Preconcentration – direct Reduction Roasting – magnetic Separation

FENG Jie, FU Pingfeng, BIAN Zhenzhong

(1. Civil and Environmental Engineering School, University of Science and Technology Beijing, Beijing 100083, China)

Abstract: A combined process of high intensity magnetic preconcentration – direct reduction roast – magnetic separation was applied to recover iron from the cyanide tailings with TFe grade of 30.71%. The tailings were taken from a gold smelting factory in Henan Province. The rough iron concentrate with TFe grade of 44.96% and recovery of 78.27% was obtained after being treated with high intensity magnetic preconcentration at the magnetic field intensity of 1 513 kA/m. The rough iron concentrate was dealt by direct reduction roasting at 1 200 ℃ for 90 min with the mass ratio of rough concentrate, bituminous coal and calcium oxide in 1 : 0.2 : 0.2. Then the calcined materials were further treated by two – stage grinding and two – stage low intensity magnetic separation. Finally, the reduced iron powder with TFe grade of 92.43% and recovery of 93.2% was obtained. The yield of iron to the cyanide tailings reached 24.24%. The combined process provided a novel approach for recovering refractory iron from the cyanide tailings.

Key words: cyanide tailings; high intensity magnetic separation; direct reduction roasting; low intensity magnetic separation; reduced iron powder

金精矿的焙烧—氰化浸金工艺是黄金冶炼厂主要提金方法, 提金后形成的焙烧氰化尾渣(俗称红

* 收稿日期: 2016-06-25

作者简介: 冯杰(1990-), 男, 河北邯郸人, 硕士研究生, 研究方向为贵金属提取及工业固体废物利用。

通信作者: 傅平丰(1976-), 男, 浙江诸暨人, 副教授, 硕士研究生导师, 研究方向为资源综合利用及矿业环境保护。

渣)残留有氰化浸金剂和 Pb、Cu 等重金属元素,氰化尾渣已被列入《国家危险废物名录》(HW33 无机氰化物废物)。焙烧氰化尾渣中铁主要以赤铁矿出现,TFe 品位在 25%~40%,是一种可利用的含铁资源。尾渣经长时间氰化浸出后,存在大量泥质脉石矿物,粒度极细,常规选矿方法难以有效利用焙烧氰化尾渣中的铁资源。

大量研究表明,焙烧技术是回收弱磁性微细粒嵌布铁矿物的有效方法之一^[1-3]。磁化焙烧处理氰化尾渣,将弱磁性赤铁矿转化为强磁性磁铁矿,以便弱磁选回收铁,得到供炼铁用铁精粉,已取得了很有价值的研究成果。尚德兴等^[4]对河南某冶炼厂的氰化尾渣进行了磁化焙烧回收铁的研究,获得 TFe 品位为 59%、回收率为 80% 的铁精矿;孙美芬等^[5]采用煤基还原焙烧—磁选的方法处理某氰化尾渣,得到 TFe 品位为 60%、回收率为 70.8% 的铁精矿。直接还原焙烧处理氰化尾渣,可将赤铁矿还原成金属铁,经磁选得到还原铁粉,成为电炉炼钢原料,刘娜等^[6]对某氰化尾渣进行直接还原焙烧—磁选研究,得到 TFe 品位为 94.11%、回收率为 90.14% 的还原铁粉;王威等^[7]对河南某 TFe 品位为 27.24% 的黄金冶炼渣进行直接还原处理,可得 TFe 品位为 91.4%、回收率为 79.5% 的铁精矿。此外,王安理等^[8]、马红周等^[9]、雷占昌等^[10]分别开展了焙烧预处理氰化尾渣,再磁选回收铁的研究。

已有研究结果表明,因焙烧氰化尾渣中赤铁矿粒度极细,与硅酸盐类矿物嵌布关系复杂,磁化焙烧后生成的磁铁矿可选性不佳,在保证一定回收率的要求下,铁精矿 TFe 品位多难以超过 60%。焙烧氰化尾渣经直接还原焙烧处理后,经磁选可获得 TFe 品位超过 90% 的还原铁粉,回收率也高达 90% 左右。然而,焙烧氰化尾渣的 TFe 品位较低(25%~40%),尾渣含有大量硅酸盐矿物,若焙烧氰化尾渣全部作为直接还原焙烧的原料,一是大量能源用于焙烧脉石矿物,能源利用率低,二是磁选后渣量大,焙烧渣利用困难。基于焙烧处理氰化尾渣存在的问题,本文提出湿式强磁预选抛尾—直接还原—弱磁选的联合选冶工艺,提高直接还原焙烧原料的 TFe 品位,进而考察还原温度、还原时间等因素对铁回收的影响,取得较好的技术指标。

1 原料性质

万方数据

焙烧氰化尾渣取自河南灵宝某黄金冶炼厂,呈

红色,是硫酸化焙烧—氰化浸金后的残渣,主要化学成分见表 1。尾渣 TFe 品位为 30.71%,铁含量较高。赤铁矿为尾渣中主要金属矿物,脉石矿物以石英为主,含有少量长石等硅酸盐矿物。该氰化尾渣的粒度组成和 TFe 分布见表 2,可见,−38 μm 粒级占到 66.2%,说明此尾渣粒度极细,铁多分布于细粒级中;焙烧氰化尾渣是金精矿经焙烧—氰化浸金后的产物,脉石矿物与含铁矿物形成了包裹交生的复杂嵌布关系,导致脉石矿物与铁矿物物理分离困难^[11],因此,以常规选矿方法从氰化尾渣中回收铁的难度很大。

表 1 原料主要化学成分分析结果 /%

成分	TFe	Au	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	S	P	烧损
含量	30.71	1.25	35.38	3.46	0.67	0.87	0.89	0.027	1.43

注: Au 的单位为 g/t。

表 2 氰化尾渣的粒度组成与 TFe 的分布

粒级/mm	产率 /%	筛上累计 产率/%	TFe 品 位/%	TFe 分 布率/%	TFe 累计 分布率/%
+0.104	3.87	3.87	9.63	1.21	1.21
−0.104 +0.074	6.20	10.07	16.49	3.33	4.54
−0.074 +0.043	14.10	24.17	30.38	13.95	18.49
−0.043 +0.038	9.63	33.80	32.27	10.12	28.61
−0.038	66.20	100.00	33.12	71.39	100.00
合计	100.00		30.71	100.00	

2 试验方法

试验主要设备和仪器有:马弗炉(型号 CD-1400X)、磁选管(型号 CXG-99)、湿式强磁选机(型号 RK/CSQ50×70)、三辊多筒智能棒磨机(型号 RK/BM)、过滤机(型号 XTLZ-φ260/φ200)、鼓风干燥箱(型号 WGL-625B)和 X 射线粉末衍射仪(型号 Ultima IV)。

湿式强磁选预选过程是将焙烧氰化尾渣加水搅拌,分散后调整矿浆浓度至 15%,以齿板作为磁介质进行磁选,得到的粗铁精矿经过滤、烘干后作为直接还原焙烧原料。

直接还原焙烧—弱磁选工艺是将粗铁精矿与还原剂烟煤、氧化钙按一定比例混匀,置于加盖的石墨坩埚中,将马弗炉升高到预定温度,放入石墨坩埚进行直接还原焙烧;焙烧后将石墨坩埚取出冷却至室温,焙烧产物经两段磨矿—二段弱磁选得到还原粉

铁,其中,一段磨矿的磨矿细度为-0.074 mm 含量占 70.2%,一段弱磁选的磁场强度为 107.41 kA/m,二段磨矿的磨矿细度为-0.045 mm 含量占80.5%,二段弱磁选的磁场强度为 167.06 kA/m。

3 试验结果与分析

3.1 湿式强磁选预处理氰化尾渣

考察了湿式强磁选的磁场强度对氰化尾渣抛尾的影响,结果如图 1 所示,可见,随着磁场强度增大,粗铁精矿的 TFe 回收率增加,而 TFe 品位缓慢下降,当磁场强度为 1 513 kA/m 时,粗铁精矿的 TFe 品位为 44.96%,回收率为 78.27%,抛尾产率达到 46.54%,强磁选尾矿的 TFe 品位为 14.34%,与焙烧氰化尾渣相比,粗铁精矿的 TFe 品位提高了14.25 个百分点。湿式强磁选抛尾结果表明,氰化尾渣的细粒赤铁矿可被富集到粗精矿中。焙烧氰化尾渣经湿式强磁选抛尾,可显著降低粗铁精矿中硅酸盐类矿物的含量,提高直接还原焙烧的能源利用效率。

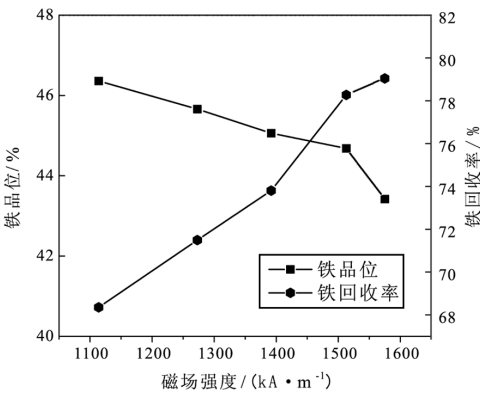
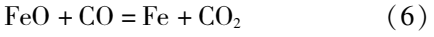
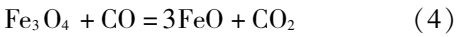
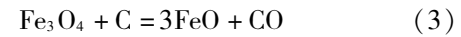
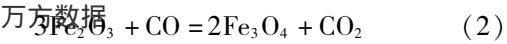
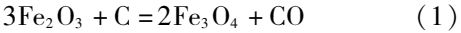


图 1 磁场强度对氰化尾渣强磁选预富集的影响

3.2 还原焙烧温度的影响

将粗铁精矿作为直接还原焙烧的原料,按粗铁精矿、烟煤和氧化钙的质量比为 1 : 0.2 : 0.15 混合,还原时间为 60 min,考察了还原焙烧温度为 1 050 ℃、1 100 ℃、1 150 ℃、1 200 ℃和 1 250 ℃下对粗精矿直接还原的影响,还原产物经二段磨矿—二段弱磁选得到还原铁粉,结果如图 2 所示。已有研究表明,在煤基直接还原过程中赤铁矿还原成金属铁的过程为 Fe₂O₃→Fe₃O₄→FeO→Fe,主要发生以下反应:



上述反应中,还原生成金属铁的反应属强吸热反应,因此,需在高温下焙烧以保证直接还原过程顺利进行^[12]。

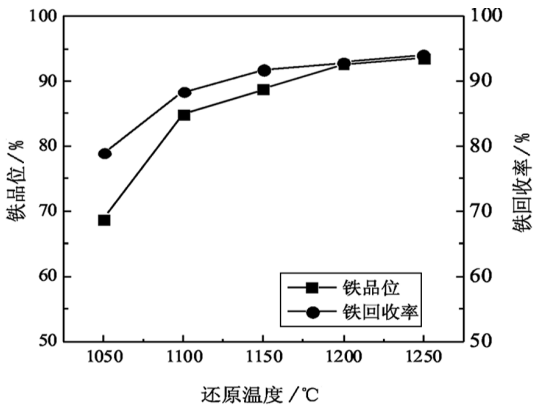


图 2 还原焙烧温度对还原铁粉的指标影响

从图 2 可知,随着还原温度升高,还原铁粉的 TFe 品位和回收率均逐渐增大,当还原温度升高到 1 200 ℃之后,基本上达到最佳值;当还原温度为 1 250 ℃时,还原产物的熔融现象已较明显,还原产物与石墨坩埚粘连严重,因此,选择 1 200 ℃为直接还原的合适温度。

3.3 还原焙烧时间的影响

按粗铁精矿、烟煤和氧化钙的质量比为 1 : 0.2 : 0.15 混合,还原温度为 1 200 ℃,考察了还原时间(30 min、45 min、60 min、90 min 和 120 min)对粗铁精矿直接还原的影响,还原产物经二段磨矿—二段弱磁选得到还原铁粉,结果如图 3 所示。由图可见,当还原焙烧时间小于 90 min 时,还原铁粉的 TFe 品位和回收率均随焙烧时间的延长而提高,表明更多的赤铁矿被还原成金属铁粒,新生的金属铁粒随还原时间的延长而增大,易于弱磁选回收。但是,当还原焙烧时间延长到 120 min 时,还原铁粉的指标反而下降,可能原因是还原时间过长,石墨坩埚中烟煤消耗殆尽,马弗炉的还原性气氛在还原后期逐渐转化成中性气氛,将部分新生成的金属铁氧化成 FeO,导致还原铁粉的 TFe 品位下降,因此选择 90

min 为合适的还原焙烧时间。

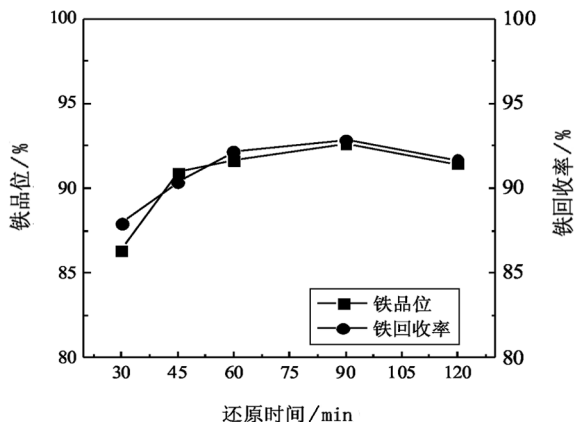


图3 还原焙烧时间对还原铁粉的指标影响

3.4 还原剂烟煤用量的影响

粗铁精矿和氧化钙的质量比为 1 : 0.15, 还原温度为 1 200 ℃, 还原时间为 90 min, 考察了烟煤用量为 8%、12%、15%、20% 和 25% (注: 对应于粗铁精矿和烟煤的质量比为 1 : 0.08、1 : 0.12、1 : 0.15、1 : 0.2、1 : 0.25) 对粗精矿直接还原的影响, 还原产物经二段磨矿—二段弱磁选得到还原铁粉, 结果如图 4 所示。

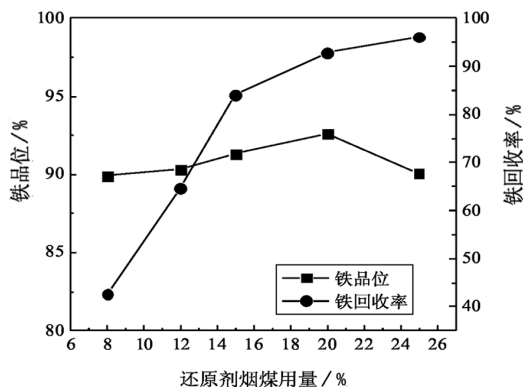


图4 还原剂烟煤用量对还原铁粉的指标影响

可见, 当烟煤用量较低时, 铁回收率较低, 表明还原性气氛不足, 部分铁矿物没有还原成金属铁; 随着烟煤用量增加, 铁回收率快速增加, 还原铁粉的铁品位也有所增大, 综合考虑还原铁粉的铁品位与回收率, 确定最佳烟煤用量为 20%。

3.5 助熔剂氧化钙用量的影响

粗铁精矿和烟煤的质量比为 1 : 0.2, 还原温度为 1 200 ℃, 还原时间为 90 min, 考察了氧化钙用量为 5%、8%、12%、15% 和 20% (注: 对应于粗铁精

矿和氧化钙的质量比为 1 : 0.05、1 : 0.08、1 : 0.12、1 : 0.15、1 : 0.2) 对粗精矿直接还原的影响, 还原产物经二段磨矿—二段弱磁选得到还原铁粉, 结果见图 5。

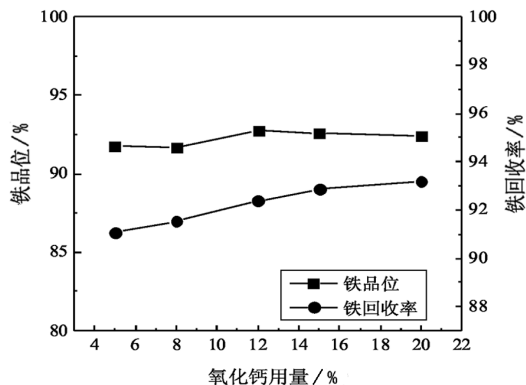


图5 氧化钙用量对还原铁粉的指标影响

由图 5 可知, 随着氧化钙用量增加, 铁回收率上升明显, 确定最佳氧化钙用量为 20%。此时, 还原铁粉 TFe 品位为 92.43%, 回收率为 93.21%。强磁选粗精矿中含有石英、长石等硅酸盐矿物, 在直接还原焙烧中铁氧化物与硅酸盐矿物会发生固相反应生成铁橄榄石, 铁橄榄石结构致密, 很难被还原, 添加氧化钙后, 铁橄榄石及其他硅酸盐矿物能与氧化钙反应, 生成稳定的硅酸钙, 阻止了铁橄榄石的生成, 铁氧化物易被还原成金属铁, 提高了铁的回收率^[11]。因此, 添加适量的氧化钙有助于促进金属铁的生成, 提高铁回收率。

3.6 尾渣选冶联合提铁的全流程分析

灵宝某焙烧氰化尾渣的强磁预选—直接还原—弱磁选处理的全流程数质量工艺流程如图 6 所示, 可见, 经湿式强磁选预处理后, 抛弃了 TFe 品位为 14.34%、产率为 46.54% 的尾渣, 使得用于直接还原的粗铁精矿 TFe 品位达到 44.96%, 提高了高温直接还原的效率。TFe 品位为 30.71% 的焙烧氰化尾渣经处理后, 最终可得到 TFe 品位为 92.43%、产率为 24.24% 的还原铁粉, 可作为电炉炼钢原料。本工艺流程中, 弱磁选尾矿以硅酸钙等焙烧产物为主, 产率占到 27.44%, 经过高温焙烧后, 氰化尾渣中残留的氰化物已被彻底分解, 因此, 弱磁选尾矿属于一般工业固体废物, 有利于堆存处置或进一步综合利用。

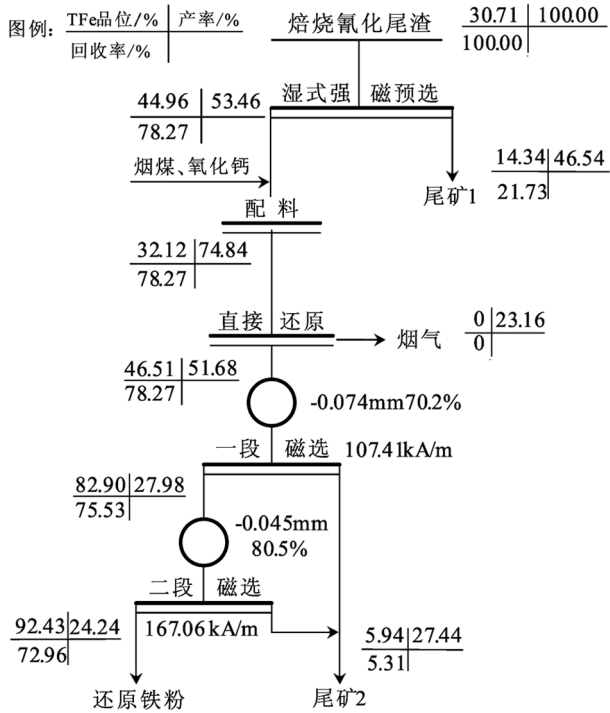


图6 强磁预选—直接还原—弱磁选
全流程数质量工艺流程

4 结论

(1) 河南灵宝某黄金冶炼厂的焙烧氰化尾渣 TFe 品位为 30.71%,经湿式强磁选(磁场强度 1 513 kA/m)预处理后,可获得 TFe 品位为 44.96%、回收率为 78.27%的粗铁精矿;氰化尾渣经强磁选预处理后,与原尾渣相比,粗铁精矿的 TFe 品位提高了 14.25 个百分点,抛尾产率达 46.54%,大幅提高了直接还原焙烧原料的铁品位。

(2)当还原温度为 1 200 ℃,还原时间为 90 min,粗铁精矿、烟煤和氧化钙的质量比为 1 : 0.2 : 0.2 时,粗铁精矿经直接还原焙烧、二段磨矿、二段弱磁选处理,可得到 TFe 品位为 92.43%,回收率为 93.21%的还原铁粉,还原铁粉相对于氰化尾渣的产率为 24.24%。

(3) 黄金冶炼厂排放的焙烧氰化尾渣铁品位较低,若将全部尾渣都用于直接还原焙烧,能源利用效率低、二次渣量大;而以强磁预选—直接还原焙烧—弱磁选的选冶联合工艺处理焙烧氰化尾渣,直接还原焙烧的原料体量大幅减小,而铁品位上升,可获得质量好、回收率高的还原铁粉。

参考文献:

[1] 张新燕,李玉祥,李辉.低品位难选菱铁矿煤基还原试验研究[J].硅酸盐通报,2013,32(1):25-29.

[2] 高照国,曹耀华,刘红召,等.某难选褐铁矿直接还原焙烧-磁选工艺研究[J].矿冶工程,2013,33(4):49-55.

[3] 闫树芳,孙体昌,寇珏,等.某菱铁矿直接还原焙烧磁选工艺研究[J].金属矿山,2011(5):89-92.

[4] 尚德兴,陈芳芳,张亦飞,等.还原焙烧-磁选回收黄金冶炼渣中铁的试验研究[J].矿冶工程,2011,31(5):35-38.

[5] 孙美芬,张亦飞,王新文.某氰化尾渣煤基还原焙烧-磁选试验[J].金属矿山,2012(3):155-157.

[6] 刘娜,孙体昌,刘真真,等.某氰化尾渣直接还原焙烧-磁选选铁试验[J].金属矿山,2012(11):145-147.

[7] 王威,柳林,冯安生,等.直接还原焙烧-弱磁选回收河南某金冶炼渣中铁[J].金属矿山,2015(12):169-172.

[8] 王安理,李建政.黄金冶炼渣磁化焙烧选铁试验研究[J].矿产保护与利用,2014(1):49-53.

[9] 马红周,杨志祥,郭运生,等.焙烧氰化尾渣中氧化铁的磁化焙烧研究[J].稀有金属,2012,36(3):507-510.

[10] 雷占昌,祁之军,范志平.某黄金冶炼尾渣中铁回收试验[J].现代矿业,2012(7):90-91.

[11] 李怀梅,于先进,张亚莉.回收氰化渣中铁的工艺试验研究[J].山东冶金,2011,33(4):21-24,32.

[12] 韩跃新,孙永升,高鹏,等.某鲕状赤铁矿深度还原机理研究[J].中国矿业,2009(18):284-287.

[13] 张亚莉,于先进,李小斌,等.氰化渣磁化焙烧过程中铁化合物反应行为的热力学分析[J].中南大学学报:自然科学版,2011,42(12):3623-3629.