

铜渣与高炉灰共还原-磁选工艺回收铁试验研究

高恩霞¹, 姜涛², 崔石岩³, 文伟翔¹, 李悦鹏¹, 王发刚⁴

(1. 山东理工大学 资源与环境工程学院, 山东 淄博 255049;

2. 中国国际工程咨询有限公司, 北京 100048;

3. 山东东华科技有限公司, 山东 淄博 255100;

4. 山东理工大学 材料科学与工程学院, 山东 淄博 255049)

[摘 要] 铜渣与高炉灰共还原-磁选工艺可以协同处理工业固体废弃物铜渣和高炉灰,但不同种类高炉灰所得还原铁指标差异大,针对某高炉灰为还原剂时所得还原铁的铁品位低问题,进行了工艺优化研究。研究发现,升高还原温度和延长还原时间后所得还原铁的铁品位仍较低(<76%),未达到预期目标。通过试验对比了共还原体系中加入氧化钙、碳酸钠、硫酸钠和氟化钙对还原铁的铁品位和铁回收率的影响,结果表明,以氟化钙为添加剂时可以在保证铁回收率的同时提高铁品位;在高炉灰用量50%、氟化钙用量15%、还原温度1250℃、还原时间60 min、粒度-74 μm含量59.17%、磁场强度80 kA/m条件下可获得铁品位为91.08%的还原铁,铁回收率为92.55%,优化效果好。试验结果可为铜渣和高炉灰的资源综合利用和共还原-磁选工艺的广泛应用提供参考。

[关键词] 铜渣;高炉灰;共还原-磁选;添加剂;氟化钙;铁回收;资源综合利用;固废处理

[中图分类号] TD95; TF55 [文献标志码] A [文章编号] 1672-6103(2022)06-0118-07

DOI:10.19612/j.cnki.cn11-5066/tf.2022.06.017

铜渣是火法炼铜过程中产生的工业固体废弃物,含有丰富的铁资源(铁品位高达30%以上)^[1],但主要以铁橄榄石形式存在^[2],传统选矿工艺很难有效回收,限制了其中铁资源的利用。高炉灰是在高炉炼铁过程中由高炉煤气带出的微细粉尘经除尘装置干法除尘后得到的工业固体废弃物,具有粒度小、流动性极强、成分复杂的特点,目前还未研究出有效利用方式^[3]。目前,铜渣和高炉灰仍主要以堆存的方式贮存,对环境造成严重污染。研究结果表明,铜渣和高炉灰均含有丰富的铁资

源(铁品位高达30%以上),高炉灰还含有丰富的碳资源,采用铜渣与高炉灰共还原-磁选工艺可实现其中铁、碳资源的综合利用,得到铁品位和铁回收率均大于90%的直接还原铁^[4-8]。研究过程中发现,不同类型的高炉灰在铜渣与高炉灰共还原-磁选中的影响不同,以高炉灰G1为还原剂不加入其他添加剂时,所得还原铁品位为90.62%、铁回收率为75.89%(G1最佳用量30%),以高炉灰G3为还原剂不加入其他添加剂时,所得还原铁品位为86.71%、铁回收率仅为58.31%(G3最佳用量10%),差异巨大;以G1为还原剂并加入15%氟化钙时,可获得,还原铁铁品位和铁回收率分别为92.06%和92.65%,表明该工艺可在保证还原铁的品位的前提下通过添加其他物料获得较高铁回收率^[4]。

但是,该工艺能否在保证铁回收率的同时优化铁品位尚不可知,限制了该工艺的推广。为扩大铜渣与高炉灰共还原-磁选工艺的广泛适用性,以还原铁指标较差的G3高炉灰为还原剂,对该工艺进行优化,以期获得较好的还原铁指标。

[收稿日期] 2022-07-06 [修订日期] 2022-08-20

[录用日期] 2022-08-21 [出版日期] 2022-12-28

[作者简介] 高恩霞(1991—),女,山东临沂人,博士,讲师,研究方向为难处理铁矿石直接还原-磁选工艺及理论研究、工业固体废弃物资源化利用。

[通信作者] 王发刚,男,博士,教授,研究方向为矿山充填理论研究与充填材料研发。

[基金项目] 国家自然科学基金项目(52104259);山东省自然科学基金项目(ZR2020QB192)。

[引用格式] 高恩霞,姜涛,崔石岩,等. 铜渣与高炉灰共还原-磁选工艺回收铁试验研究[J]. 中国有色冶金, 2022, 51(6): 118-124.

1 试验介绍

1.1 试验原料

试验用铜渣取自山东省某地,其化学成分分析结果如表 1 所示,其中 Fe_2O_3 品位 50.84%,TFe 品位 35.59%, SiO_2 含量较高,为 27.50%, Al_2O_3 和 ZnO 分别为 5.68% 和 3.58%,其他元素含量较少。在铜渣

中,铁主要以铁橄榄石和镁铁尖晶石形式存在,脉石主要为钙铁辉石和钙铝榴石^[4]。

试验用高炉灰取自甘肃省某钢铁企业,其工业性质及灰分的化学成分分析结果如表 2 所示。其中固定碳、挥发分、水分和灰分含量分别为 17.63%、4.22%、1.29% 和 76.86%, Fe_2O_3 品位 47.01%,TFe 品位 32.91%^[4]。

表 1 铜渣化学成分分析(质量分数)

Table 1 Chemical composition analysis of copper slag (mass fraction)											%
成分	Fe_2O_3	SiO_2	Al_2O_3	ZnO	CaO	Na_2O	MgO	K_2O	SO_3	其他	总计
含量	50.84	27.50	5.68	3.58	2.67	2.34	1.38	1.24	0.98	3.79	100.00

表 2 试验用高炉灰性质分析(质量分数)

Table 2 Property analysis of test blast furnace dust (mass fraction)														%
成分	固定碳	挥发分	水分	灰分										
				Fe_2O_3	Al_2O_3	SiO_2	CaO	ZnO	SO_3	Na_2O	MgO	K_2O	其他	
含量	17.63	4.22	1.29	47.01	3.64	8.88	8.37	1.99	2.56	0.72	1.88	0.23	1.59	76.86

试验用添加剂均为分析纯。

1.2 试验设备

试验所用设备主要有 SX-10-13 马弗炉、RK/BK 三辊四筒智能棒磨机和 CXG-99 磁选管。

1.3 试验方法

将铜渣、高炉灰和添加剂(需要时)按一定比例混匀后装入石墨坩埚(铜渣用量为 100%,高炉灰和添加剂用量为其占铜渣用量的质量分数),在混合物表面覆盖一定质量的高炉灰并加盖,以保持良好的还原气氛。马弗炉按设定程序升温,待炉温升至指定温度后,将石墨坩埚置于其中,达到设定还原时间后取出,在室温下自然冷却得到还原产物,经磨矿-磁选后所得的磁性产品为直接还原铁(以下简称还原铁)。

以还原铁的铁品位和铁回收率作为评价指标,其中计算铁回收率时考虑铜渣和高炉灰(包含表面覆盖用高炉灰)中的所有铁,计算式见式(1)。

$$R = \frac{m_4 \times \beta}{m_1 \times \alpha_1 + (m_2 + m_3) \times \alpha_2} \quad (1)$$

式中: R 为铁回收率,%; m_1 为铜渣质量,g; m_2 、 m_3 分别为混匀用高炉灰和表面覆盖用高炉灰质量,g; m_4 为还原铁质量,g; α_1 、 α_2 、 β 分别为铜渣、高炉灰和还原铁的铁品位,%。

2 结果与讨论

2.1 高炉灰用量对还原铁指标的影响

根据前期研究成果^[4],在还原温度 1 250 ℃、还原时间 60 min、磨矿细度 -74 μm 占 51.87%、弱磁选磁场强度 80 kA/m 条件下,研究了高炉灰用量对还原铁指标的影响,试验结果如图 1 所示。

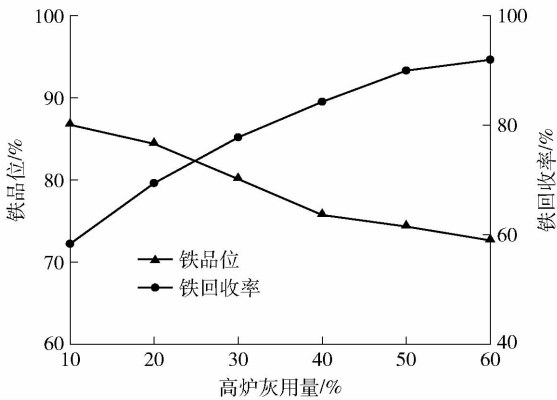


图 1 高炉灰用量对还原铁指标的影响

Fig.1 Effects of blast furnace dust dosages on the index of DRI

由图 1 可知,高炉灰用量对铜渣与高炉灰共还原-磁选所得的还原铁品位和铁回收率均有明显影响。在试验范围内,随高炉灰用量的增加,还原铁品

位逐渐降低,铁回收率逐渐增加,二者不可兼得。当高炉灰用量为 10% 时,还原铁品位较高,达到 86.71%,但此时铁回收率仅有 58.31%;当高炉灰用量为 60% 时,回收率达到 91.97%,升高了 33.66%,但此时还原铁品位仅为 72.65%,降低了 14.06%;在试验范围内,不同高炉灰用量时所得还原铁指标均较差。

根据前期研究成果,通过工艺优化可以在保证还原铁品位大于 90% 的同时提高铁回收率,而本文主要考虑在保证铁回收率大于 90% 的同时是否可以提高铁品位,因此,后续优化工艺研究时所用高炉灰用量为 60%,此时还原铁品位和铁回收率分别为 72.65% 和 91.97%。

2.2 还原温度对工艺指标的优化

研究表明,在铁矿石直接还原过程中,还原温度对还原铁品位和铁回收率有较大影响。在一定范围内,升高还原温度可以明显促进铁矿物的还原和金属铁颗粒的长大,从而优化还原铁指标^[9-11]。因此,首先考察还原温度对还原铁指标的优化效果,试验过程中改变还原温度,其他条件同上,试验结果如图 2 所示。

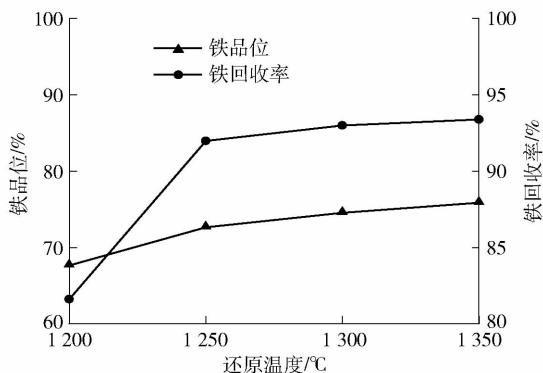


图2 还原温度对还原铁指标的优化结果

Fig.2 Optimization results of reduction temperature on the index of DRI

由图 2 可知,在试验范围内,随着还原温度的升高,铜渣与高炉灰共还原-磁选所得还原铁品位和铁回收率均逐渐上升。当还原温度由 1 200 ℃ 升高至 1 350 ℃ 时,还原铁品位由 67.63% 增加至 75.84%,增加了 8.21%,铁回收率由 81.60% 增加至 93.38%,增加了 11.78%;尤其是还原温度由 1 200 ℃ 升高至 1 250 ℃ 过程中还原铁的铁品位和铁回收率分别增加了 5.02% 和 10.37%,增幅明显;继续升高还原温度

至 1 350 ℃ 时,铁品位仅增加了 3.19%,铁回收率也仅增加了 1.41%,增幅小。由此可知,在一定范围内,升高还原温度可以优化铜渣与高炉灰共还原-磁选条件,还原铁品位和铁回收率均得到提高;但超过 1 250 ℃ 后,升高还原温度对还原铁品位和铁回收率的影响较小,且当还原温度升高至 1 350 ℃ 时还原铁的铁品位也仅为 75.84%,优化效果差。因此,仅通过升高还原温度的方式不能实现铜渣与高炉灰共还原-磁选工艺指标的优化。

2.3 还原时间对工艺指标的优化

研究表明,在铁矿石直接还原过程中,还原时间对还原铁品位和铁回收率也有较大影响。在一定范围内,延长还原时间可以促进铁矿物的还原和铁颗粒的长大,优化工艺指标^[12-13]。因此,考察还原时间对还原铁指标的优化效果,试验过程中还原温度为 1 250 ℃,只改变还原时间,其他条件同上,试验结果如图 3 所示。

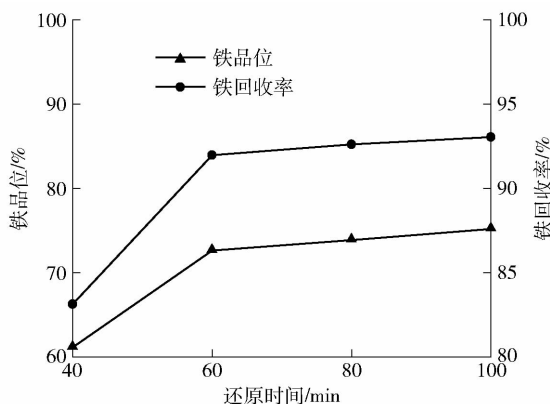


图3 还原时间对还原铁指标的优化结果

Fig.3 Optimization results of reduction time on the index of DRI

由图 3 可知,在试验范围内,还原时间越长,铜渣与高炉灰共还原-磁选回收铁的效果越好,随着还原时间的延长,还原铁中铁品位和铁回收率逐渐增加后基本不变。还原时间由 40 min 延长至 60 min 过程中,还原铁品位由 61.16% 增加至 72.65%,增加了 11.49%,铁回收率也由 83.14% 增加至 91.97%,增加了 8.83%,增幅明显。继续延长还原时间至 100 min 时,与还原时间为 60 min 时的工艺指标相比,还原铁品位和铁回收率分别增加了 2.56% 和 1.08%,达到了试验范围内的最佳指标,但此时铁品位也仅为 75.21%。

由此可知,在一定范围内,延长还原时间可以优化共还原-磁选条件,但当还原时间超过 60 min 后,还原铁的铁品位和铁回收率变化较小,有可能是协同还原体系中铁矿物在反应 60 min 时基本全部被还原为金属铁,并聚集长大成为具有一定尺寸的金属颗粒,此时继续延长还原时间对金属铁颗粒尺寸的影响较小,导致还原铁品位和铁回收率的变化幅度变小,因此,仅通过延长还原时间的方式也不能实现还原铁指标的优化。

2.4 添加剂对工艺指标的优化

研究表明,在铁矿石直接还原过程中,通过加入添加剂可以明显降低反应体系的熔点,产生液相,促进铁矿物的还原和铁颗粒的长大^[13-16]。因此,考察添加剂对工艺指标的优化效果,拟选用的添加剂为氧化钙、碳酸钠、硫酸钠和氟化钙。试验过程中还原温度为 1 250 ℃,还原时间 60 min,只改变添加剂种类及用量,磨矿细度 - 74 μm 占 59.17%,其他条件同上,试验结果如图 4 所示。

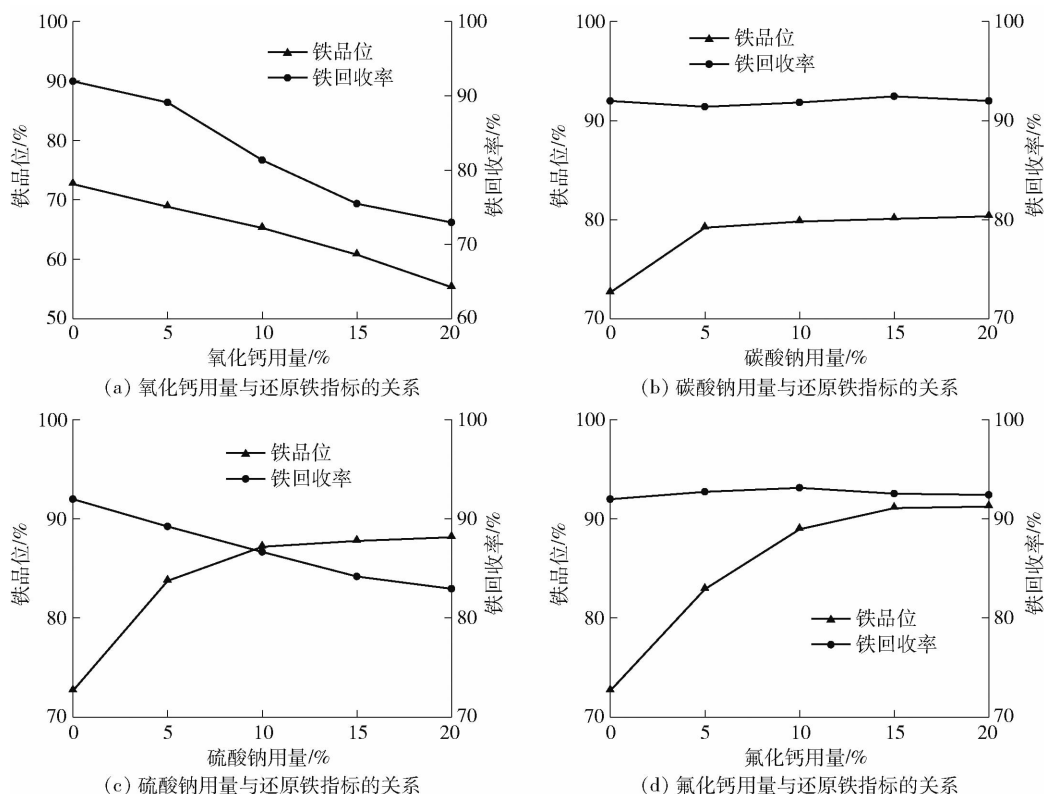


图 4 添加剂对还原铁指标的优化

Fig. 4 Optimization results of additives on the index of DRI

由图 4 可知,不同添加剂种类和用量对铜渣与高炉灰共还原-磁选工艺指标的优化效果不同。

图 4(a)中,以氧化钙为添加剂时,随氧化钙用量的增加,还原铁品位和铁回收率均降低。与无添加时相比,加入 5% 氧化钙时,还原铁品位和铁回收率为 68.81% 和 89.10%,分别降低了 3.84% 和 2.87%;加入 20% 氧化钙时,还原铁品位和铁回收率仅为 55.34% 和 72.95%,分别降低了 17.31% 和 19.02%,未达到预期优化效果。

图 4(b)中,加入碳酸钠为添加剂时,还原铁品位略有增加,铁回收率基本保持不变。与无添加剂

时相比,加入 5% 碳酸钠后,还原铁品位增加了 6.54%,但随碳酸钠用量的增加,铁品位基本保持不变,当碳酸钠用量为 20% 时,还原铁的铁品位最高,但也仅为 80.34%,未达到预期优化效果。

图 4(c)中,加入硫酸钠为添加剂时,随着硫酸钠用量的增加,还原铁品位逐渐增加,但铁回收率降低。当硫酸钠用量为 5% 时,还原铁品位为 83.76%,比无添加剂时增加了 11.11%,此时铁回收率降低了 2.73%,降低至 89.24%;增加硫酸钠用量至 10% 时,还原铁品位提高了 3.43%,达到 87.19%,铁回收率降低至 86.65%,降低了 2.59%;继续增加硫酸

钠用量至 20% 时,铁品位仅比用量为 10% 时增加了 0.95%, 达到 88.14%, 铁回收率持续降低至 82.95%, 降低了 3.70%。由此可知,以硫酸钠为铜渣与高炉灰共还原体系的添加剂时,对还原铁品位有优化效果,但对铁回收率不利;当硫酸钠用量为 10% 时,还原铁的铁品位和铁回收率分别为 87.19% 和 86.65%,有一定的优化效果,但未达到预期优化目标。

图 4(d) 中,加入氟化钙为添加剂时,随着氟化钙用量的增加,还原铁品位逐渐增加,铁回收率基本保持不变,在 91%~93% 之间波动。当氟化钙用量为 5% 时,还原铁品位为 82.91%,比无添加剂时增加了 10.26%;增加氟化钙用量至 15% 时,铁品位提高了 8.17%,达到 91.08%,与无添加剂相比提高了 18.43%;继续增加氟化钙用量至 20% 时,铁品位仅增加了 0.15%,增幅小。综上可知,在铜渣与高炉灰共还原过程中,加入氟化钙作为添加剂,可以在保证还原铁回收率大于 90% 的同时,提高铁品位,当氟化钙用量为 15% 时,还原铁的铁品位和铁回收率分别为 91.08% 和 92.55%,达到了预期优化效果。

2.5 磨选条件对工艺指标的优化

在铁矿物直接还原-磁选工艺中,磨矿细度和磁场强度对工艺指标也有影响。磨矿细度过大,金属铁颗粒不能达到单体解离,所得还原铁品位低,磨矿细度过小时能耗高,且粒度较小的铁颗粒易损失在尾矿中,导致铁回收率低;磁选时磁场强度过高时,由于机械夹杂导致还原铁品位低,磁场强度过低时也易造成铁损失。因此,有必要考察磨选条件对还原铁指标的优化效果。结合前述研究成果,在氟化钙用量 15%、还原温度 1 250 ℃、还原时间 60 min 条件下,考察磨选条件对还原铁指标的优化效果,结果分别见图 5 和图 6。

由图 5 可知,增加磨矿细度,还原铁中铁品位逐渐增加,铁回收率逐渐降低。在磨矿细度($-74\ \mu\text{m}$ 占比)为 51.91% 时,还原铁品位为 87.66%,未达到大于 90% 的预期目标,磨矿细度不宜过大;当磨矿细度($-74\ \mu\text{m}$ 占比)为 59.17% 时,还原铁品位和铁回收率均大于 90%,增加磨矿细度($-74\ \mu\text{m}$ 占比)至 67.22% 时,还原铁的铁回收率降低至 89.64%,磨矿细度也不宜过小。因此,铜渣与高炉灰共还原-磁选的最佳磨矿细度为 $-74\ \mu\text{m}$ 含量占 59.17%。

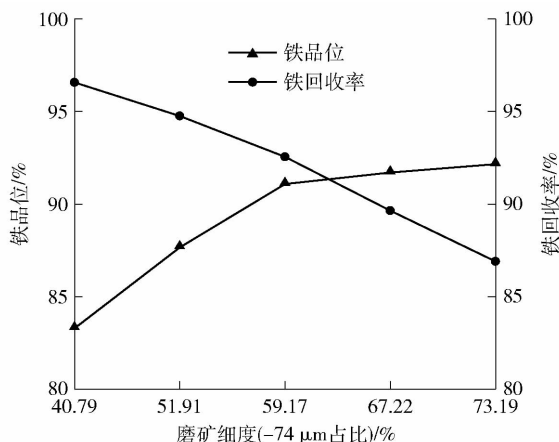


图 5 磨矿细度对还原铁指标的优化
Fig. 5 Optimization results of grind fineness on the index of DRI

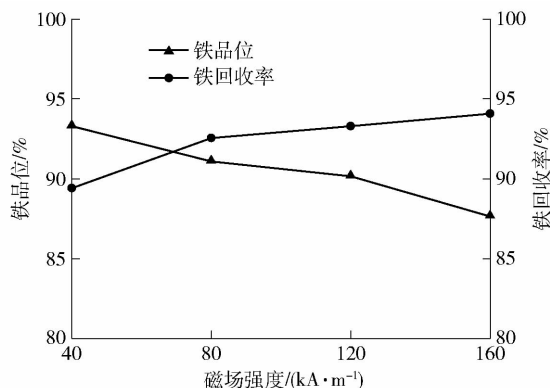


图 6 磁场强度对还原铁指标的优化
Fig. 6 Optimization results of magnetic field intensity on the index of DRI

由图 6 可知,增加磁场强度,还原铁品位逐渐降低,铁回收率逐渐增加。当磁场强度为 40 kA/m 时,还原铁的铁品位为 93.29%;增加磁场强度至 80 kA/m 时,铁品位降低了 2.21%,降低至 91.08%;继续增加磁场强度至 120 kA/m 过程中,铁品位为 90.16%,仍保持在 90% 以上;继续增加磁场强度至 160 kA/m 时铁品位降低至 87.63%。随磁场强度的增加,铁回收率逐渐增加,磁场强度由 40 kA/m 增加至 80 kA/m 时,铁回收率由 89.41% 增加至 92.55%,增加了 3.14%;继续增加磁场强度至 160 kA/m 时,铁回收率仅增加了 1.52%,增幅较小。

因此,确定铜渣与高炉灰共还原-磁选工艺可达到预期优化效果的磁场强度为 80 kA/m 和

120 kA/m。磁场强度为 80 kA/m 时,最优工艺条件下还原铁品位和铁回收率分别为 91.08% 和 92.55%;磁场强度为 120 kA/m 时,最优工艺条件下还原铁中铁品位和铁回收率分别为 90.16% 和 93.29%。

3 结论

在铜渣与高炉灰共还原-磁选工艺中,通过对还原温度、还原时间、添加剂和磨选条件的优化研究,优化了还原铁指标,得到以下结论。

1)在一定范围内,升高还原温度和延长还原时间可以提高还原铁品位,优化还原铁指标,但超过该范围后,还原温度和还原时间变化对还原铁指标的影响较小,仅通过升高还原温度和延长还原时间不能实现铜渣与高炉灰共还原-磁选工艺的优化。

2)不同添加剂对还原铁指标的影响不同。在铜渣与高炉灰共还原体系中,以氧化钙和碳酸钠为添加剂时不能优化还原铁指标,以硫酸钠为添加剂时可以在一定程度上优化还原铁指标,以氟化钙为添加剂时可以在保证铁回收率的同时提高铁品位,当氟化钙用量 15%、还原温度 1 250 ℃,还原时间 60 min、磨矿细度 -74 μm 占 59.17% 时,可获得铁品位为 91.08% 的还原铁,铁回收率为 92.55%。

3)磨矿细度和磁场强度对还原铁指标有一定的优化效果。磨矿粒度过粗和磁场强度过强均导致铁品位低,磨矿粒度过细和磁场强度过弱则铁回收率低。在 -74 μm 含量占 59.17%、磁场强度 80 kA/m 时可获得铁品位为 91.08% 的还原铁,铁回收率 92.55%,在 -74 μm 含量占 59.17%、磁场强度 120 kA/m 时可获得铁品位为 90.16% 的还原铁,铁回收率 93.29%,均实现了铜渣与高炉灰共还原-磁选工艺的优化。

[参考文献]

- [1] 王林松,高志勇,杨越,等. 铜渣综合回收利用研究进展[J]. 化工进展,2021,40(10):5237-5250.
WANG Linsong, GAO Zhiyong, YANG Yue, et al. Research progress on comprehensive recovery and utilization of copper slag[J]. Chemical Industry and Engineering Progress, 2021, 40(10):5237-5250.
- [2] 刘凤霞,李国栋. 铜尾渣直接还原焙烧-磁选回收铁的试验[J]. 矿山机械,2019,47(11):45-48.
LIU Fengxia, LI Guodong. Test of recovering iron from copper tailings by direct reduction roasting and then magnetic separation[J]. Mining & Processing Equipment, 2019, 47(11): 45-48.
- [3] 崔石岩,张明慧,孙永峰,等. 高炉灰与赤泥共还原-磁选回收铁试验研究[J]. 金属矿山,2020(3):102-107.
CUI Shiyang, ZHANG Minghui, SUN Yongfeng, et al. Research on recovery of iron from blast-furnace ash and bayer red mud by co-reduction followed by magnetic separation[J]. Metal Mine, 2020(3):102-107.
- [4] 高恩霞,王宁,蒋曼,等. 铜渣与高炉灰共还原-磁选回收铁试验[J]. 有色金属(冶炼部分),2022(2):27-33.
GAO Enxia, WANG Ning, JIANG Man, et al. Recovery of iron from copper slag and blast furnace ash by co-reduction and magnetic separation[J]. Nonferrous Metals (Extractive Metallurgy), 2022(2): 27-33.
- [5] GUO Z, ZHU D, PAN J, et al. Effect of Na₂CO₃ addition on carbothermic reduction of copper smelting slag to prepare crude Fe-Cu alloy[J]. JOM, 2017,69(9):1688-1695.
- [6] 叶子青,黄自力,石家力,等. 碳热还原法从铜渣中回收铁铜合金[J]. 金属矿山,2020(11):106-112.
YE Ziqing, HUANG Zili, SHI Jiali, et al. Recovery of ferromolybdenum alloy from the copper slag by carbothermic reduction method[J]. Metal Mine, 2020(11): 106-112.
- [7] 刘占华,陈文亮,丁银贵,等. 铜渣转底炉直接还原回收铁锌工艺研究[J]. 金属矿山,2019(5):183-187.
LIU Zhanhua, CHEN Wenliang, DING Yingui, et al. Study on recovery of iron and zinc from copper slag by direct reduction process in rotary hearth furnace[J]. Metal Mine, 2019(5): 183-187.
- [8] 邱廷省,周丽萍,李国栋. 铜冶炼渣直接还原焙烧——磁选回收铜、铁试验研究[J]. 金属矿山,2020(9):202-207.
QIU Tingsheng, ZHOU Liping, LI Guodong. Experimental of copper and iron recovery from copper smelting slag by direct reduction roasting and magnetic separation[J]. Metal Mine, 2020(9): 202-207.
- [9] GAO Peng, LI Guofeng, GU Xiaotian, et al. Reduction kinetics and microscopic properties transformation of boron-bearing iron concentrate-carbon-mixed pellets[J]. Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review, 2020,41(3):162-170.
- [10] ZHAO Yongqiang, SUN Tichang, WANG Zhe. Extraction of iron from refractory titanomagnetite by reduction roasting and magnetic separation[J]. ISIJ International, 2021,61(1):93-99.
- [11] 张浩,王广,张诗瀚,等. 铜渣直接还原动力学[J]. 有色金属科学与工程,2019,10(1):28-33.
ZHANG Hao, WANG Guang, ZHANG Shihan, et al. Direct reduction kinetics of copper slag[J]. Nonferrous Metals Science and Engineering, 2019, 10(1): 28-33.
- [12] LI Xiaohui, KOU Jue, SUN Tichang, et al. Effects of calcium compounds on the carbothermic reduction of vanadium titanomagnetite concentrate[J]. International Journal of Minerals, Metallurgy and Materials, 2020,27(3):301-309.
- [13] GENG Chao, SUN Tichang, MA Youwen, et al. Effects of embedding direct reduction followed by magnetic separation on re-

- covering titanium and iron of beach titanomagnetite concentrate [J]. Journal of Iron and Steel Research, International, 2017, 24(2):156–164.
- [14] 张琳,刘先阳,库建刚. 氧化钙在铜渣还原过程中的作用[J]. 中国冶金,2019,29(9):9–14.
- ZHANG Lin, LIU Xianyang, KU Jiangang. Effect of calcium oxide on reduction of copper slag[J]. China Metallurgy, 2019, 29(9):9–14.
- [15] 曹志成. 铜渣转底炉直接还原回收铁锌工艺及机理研究[D]. 北京: 北京科技大学,2019.
- CAO Zhicheng. Study on process and mechanism of recovery of iron and zinc from copper slag by rotary hearth furnace direct reduction[D]. Beijing: University of Science and Technology Beijing, 2019.
- [16] ZHAO Yongqiang, SUN Tichang, LI Zhengyao, et al. Measurement and characterisation of metallic iron particles on coal-based reduction and magnetic separation of refractory titanomagnetite [J]. Mining, Metallurgy & Exploration, 2021, 38(1):141–150.

Optimization of iron recovery from copper slag and blast furnace dust by co-reduction followed by magnetic separation

GAO En-xia¹, JIANG Tao², CUI Shi-yan³, WEN Wei-xiang¹, LI Yue-peng¹, WANG Fa-gang⁴

(1. School of Resources and Environmental Engineering, Shandong University of Technology, Zibo 255049, China;

2. China International Engineering Consulting Corporation, Beijing 100048, China;

3. Shandong Donghua Technology Co., Ltd., Zibo 255100, China;

4. School of Materials Science and Engineering, Shandong University of Technology, Zibo 255049, China)

Abstract: The co-reduction followed by magnetic separation can be applied to the collaborative utilization of copper slag (CS) and blast furnace dust (BFD), but the indexes of direct reduced iron (DRI) with different kinds of BFD are obviously different. In view of the low Fe grade of DRI, the process was optimized. It was found that the Fe grade of DRI obtained by increasing the reduction temperature and prolonging the reduction time was still low (Fe grade was less than 76wt%), which cannot reach the expected target. The effects of different additives on Fe grade and iron recovery of DRI were compared, and the results show that adding CaF_2 as additive can improve Fe grade while ensuring iron recovery; under the conditions of BFD dosage of 50wt%, CaF_2 dosage of 15wt%, co-reduction temperature at 1 250 °C, co-reduction time lasting for 60 min, grind size $-74\ \mu\text{m}$ accounting for 59.17wt% and magnetic field strength of 80 kA/m, the DRI with Fe grade of 91.08wt% and iron recovery of 92.55wt% can be obtained, realizing the optimization of the process. It provides reference for comprehensive utilization of CS and BFD and extensive application of co-reduction followed by magnetic separation.

Key words: copper slag; blast furnace dust; co-reduction followed by magnetic separation; additive; CaF_2 ; iron recovery; comprehensive utilization of resources; solid waste treatment