



煤泥对浸锌渣的直接还原作用

杨慧芬, 蒋蓓萍, 王亚运, 苑修星, 张莹莹

(北京科技大学 土木与环境工程学院, 北京 100083)

摘要: 以煤泥为新型还原剂, 探索了煤泥用量、CaO 与 SiO₂ 摩尔比、焙烧温度以及焙烧时间等工艺参数对浸锌渣中铅、锌、铁化合物直接还原的影响, 分析不同直接还原温度下还原产物, 即焙砂中所含矿物的种类及铁的存在物相, 观察最佳还原条件下焙砂中铁颗粒的形貌, 最后进行了焙砂的磨矿-磁选试验。结果表明: 在煤泥用量 45%、CaO 与 SiO₂ 摩尔比 1.2、经 1250 °C 直接还原 90 min 后, 浸锌渣中锌和铅的挥发率分别达到 96.69% 和 97.65%, 焙砂中铁的金属化率达到 97.78%。铁在焙砂中主要以金属铁颗粒的形式存在, 其嵌布粒度多数 > 20 μm, 金属铁颗粒与渣相界面分明, 表明可通过磨矿实现单体解离。采用二段磨矿-磁选流程, 可同时获得含铁 90.80% 的金属铁粉和含铁 65% 的铁精矿, 铁的总回收率为 81.19%。由此证明煤泥是一种还原效果优良的浸锌渣还原剂。

关键词: 煤泥; 还原剂; 浸锌渣; 直接还原; 有价金属

中图分类号: TD981; TF09

文献标志码: A

Direct reduction effect of coal slime on zinc-leaching residue

YANG Hui-fen, JIANG Bei-ping, WANG Ya-yun, YUAN Xiu-xing, ZHANG Ying-ying

(School of Civil and Environmental Engineering,

University of Science and Technology Beijing, Beijing 100083, China)

Abstract: The effects of technical parameters, such as the mass ratio of coal slime to zinc-leaching residue, the mole ratio of CaO to SiO₂, reduction temperature and time, on the direct reduction of zinc-leaching residue containing zinc, lead and iron compounds were explored using coal slime as a new reducing agent. The types of minerals and iron phase in roasted products generated at different temperatures were analyzed. The morphologies of iron particles in calcine were observed under the optimum reduction condition. Finally, the grinding-magnetic separation tests of the calcine were carried out. The results show that the roasted products with evaporation rates of zinc 96.69% and lead 97.65% in the zinc-leaching residues, metallization rate of iron 97.78% are obtained under optimum conditions of the ratio of coal slime to zinc-leaching residues 45%, mole ratio of CaO to SiO₂ 1.2, direction reduction at 1250 °C for 90 min. The iron in calcine is basically metallic iron. The metallic iron particles size is more than 20 μm. The obvious boundaries can be observed between the metallic iron particles and slag phase, showing the feasibility of monomer dissociation of metallic iron particles. The metallic iron powders with iron grade of 90.80% and iron concentrate with iron grade of 65% are synchronously recovered by two stage grinding-magnetic separation process, and the total iron recovery is 81.19%. Therefore, the coal slime is proved to be a good reducing agent for the direct reduction of zinc-leaching residue. Therefore, the coal slime is proved to be a good reducing agent for the direct reduction of zinc-leaching residue.

Key words: coal slime; reducing agent; zinc leaching residue; direct reduction; valuable metals

我国是煤炭生产和消费大国, 2013 年煤炭产量达到 36.8 亿 t, 原煤入洗率为 55.4%。煤泥产量一般为入洗煤炭量的 10%~20%^[1], 按此计算 2013 年我国煤

泥年产量已超过 2 亿 t。随着煤炭产量的不断增大和洗选比例的不断提高, 煤泥产量将继续增大。但目前, 我国煤泥的利用率却很低。据调查, 我国 190 座洗煤

厂的煤泥约70%没有利用, 仅进行就地排放和堆积处理^[2]。煤泥的堆积形态极不稳定, 自流而不成形, 遇水即流失、风干即飞扬, 其堆积所造成的环境污染问题远比洗煤矸石严重的多。因此, 开发利用煤泥已成为解决环境问题和寻找煤泥综合利用途径的迫切需要。

煤泥目前主要用于锅炉燃烧、制作型煤、型焦及其他用途, 其中锅炉燃烧是目前国内最普遍的煤泥利用方法^[3]。煤泥作为还原剂未见任何应用研究报导, 目前常用的还原剂主要为褐煤、烟煤、无烟煤、焦炭、焦粉等^[4]。如黄柱成等^[5-6]分别以焦粉和煤为还原剂对浸锌渣中有价元素锌、镓、银、铁通过还原焙烧进行了综合回收。YAN等^[7]以混合气体(CO+CO₂+Ar)为还原剂对浸锌渣采用直接还原-酸浸-磁选联合法回收了其中的铁和锌, 获得的铁和锌回收率分别为61.3%和80.90%。LI等^[8]以碳为还原剂对浸锌渣进行了铁的直接还原回收, 获得了铁品位58.6%、铁回收率68.4%的铁精矿。李光辉等^[9]以褐煤为还原剂采用造块-还原焙烧-磁选方法, 通过直接还原将浸锌渣中含锌、镓、锗、铁的化合物转变成金属锌、镓、锗、铁, 金属锌生成蒸气进入烟气收集回收, 而金属镓、锗、铁则以合金形式通过磁选回收。除浸锌渣外, FAN等^[10]以无烟煤为还原剂采用转底炉工艺直接将红土镍矿中的含铁、镍矿物还原成金属铁、镍, 获得了金属铁、镍含量分别为80%、8%的金属化球团。胡文韬等^[11]以褐煤为还原剂直接将高铁铝土矿中的铁还原成金属铁而磁选回收。杨慧芬等^[12]以褐煤为还原剂直接将铜渣中的Fe₃O₄、Fe₂SiO₄还原成金属铁而磁选回收。徐承焱等^[13]考察了活性炭、焦炭、无烟煤、褐煤对高磷鲕状赤铁矿直接还原同步脱磷的影响, 认为当还原剂用量相同时, 褐煤的还原脱磷效果优于无烟煤和焦炭, 更优于活性炭。MAWEJA等^[14]以焦炭为还原剂直接将铜渣中含铜、钴、锌、铅、铁等金属矿物还原成金属铜、钴、锌、铅、铁, 还原生成的金属锌、铅呈气态挥发, 金属铜、钴、铁则留在焙砂中, 借此实现铜渣中有价金属铜、钴、铅、锌、铁的分选回收。CHENG等^[15]以焦炭为还原剂直接将高铁水淬渣中的铁矿物还原成铁金属化率为88.43%的焙砂。GUO等^[16]以褐煤为还原剂直接将高铁赤泥中的铁矿物熔融还原成金属铁含量高于高炉产品的铁水。LI等^[17]以焦炭为还原剂将含铁17.38%的铁尾矿进行磁化焙烧-磁选, 获得了铁品位和回收率分别为61.3%和88.2%的铁精矿。PARK等^[18]以焦粉为还原剂直接将含铁67.7%的热轧污泥还原成金属铁, 通过磨矿-磁选获得了金属化率90%的还原铁粉。

虽然目前的研究和工业应用还没有用煤泥作为还原剂的先例, 但煤泥具有的价廉、较高含碳量和热值等特点, 使煤泥具有作为还原剂使用的先天条件和竞争优势。鉴于此, 本文作者拟以煤泥为还原剂对浸锌渣进行直接还原, 将浸锌渣中的有价金属化合物还原成有价金属进行回收, 以期为煤泥的利用探索一条新途径, 也为浸锌渣的直接还原提供新的还原剂。

1 实验

1.1 实验原料

所用主要原料包括浸锌渣和煤泥, 分别取自河南和山西某地。浸锌渣经X荧光光谱分析(XRF), 可检出34种化学成分, 其中主要化学成分见表1。

表1 浸锌渣的主要化学成分

Table 1 Chemical composition of zinc leaching residue (mass fraction, %)

Fe _T ¹⁾	Zn	Pb	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	SiO ₂	MnO	S	P
23.24	17.31	3.47	3.24	1.13	1.73	10.20	4.78	7.92	0.05

1) Fe_T is total iron.

由此可见, 浸锌渣中铁、锌、铅含量均较高, 分别为23.24%、17.31%、3.47%, 具有较高的回收利用价值。X射线衍射分析(XRD)表明, 浸锌渣中含铁、锌、铅的主要化合物包括铁酸锌(ZnFe₂O₄)、硅酸锌(Zn₂SiO₄)、硫酸铅(PbSO₄)、硅酸铁(Fe₂SiO₄)和硫酸铁(Fe₂(SO₄)₃)等5种。

表2~4所列所用煤泥的主要理化性能。由表2~4可见, 煤泥中碳含量高达54.36%, 还含有3.44%氢, 因而煤泥具有较高的热值, 其热值相当于标准煤热值的71.76%(标准煤热值29.306 MJ/kg)。此外, 煤泥灰分的软化温度 $t_s > 1500$ °C, 焦渣特性为1~2, 表明煤泥灰分不会影响直接还原过程金属矿物的还原、金属的析出和析出金属粒度的凝聚长大以及焙砂的外排。因此, 煤泥有作为还原剂使用的先天优势。

由于在浸锌渣和煤泥灰分中, 酸性氧化物(SiO₂+Al₂O₃)的比例明显高于碱性氧化物(CaO+MgO+K₂O+Na₂O)的比例, 因此, 在直接还原过程为保证体系的碱性, 常在体系中加入碱性调渣剂(最常用的是CaO), 以通过CaO置换Fe₂SiO₄中的FeO, 促进硅酸铁(Fe₂SiO₄)中铁的直接还原以及避免硅酸铁的再次生成。

表2 煤泥的工业分析

Table 2 Industrial analysis of coal slime (mass fraction, %)

Moisture	Ash	Volatile	Fixed carbon	Carbon	Sulfur	Hydrogen
3.40	26.99	26.51	43.10	54.36	1.13	3.41

表3 煤泥灰分的化学分析

Table 3 Ash composition analysis of coal slime (mass fraction, %)

SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	K ₂ O	Na ₂ O	TiO ₂	S
55.98	32.58	3.07	2.10	0.39	1.68	0.14	1.12	1.14

表4 煤泥的冶金性能指标

Table 4 Metallurgical property analysis of coal slime /%

Deflection temperature/°C	Softening temperature/°C	Char residue characteristic	Net heat values/(MJ·kg ⁻¹)
1410	>1500	1-2	21.03

1.2 原理

浸锌渣中含有的铁酸锌(ZnFe₂O₄)、硅酸锌(Zn₂SiO₄)、硫酸铅(PbSO₄)、硅酸铁(Fe₂SiO₄)和硫酸铁(Fe₂(SO₄)₃)等化合物在煤泥直接还原过程中可发生如下反应:

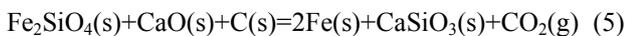
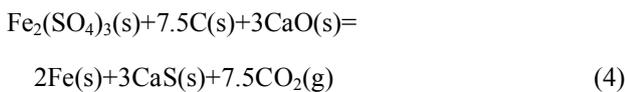
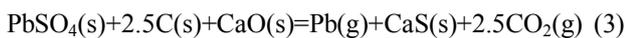
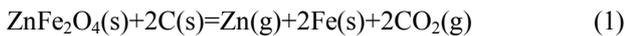
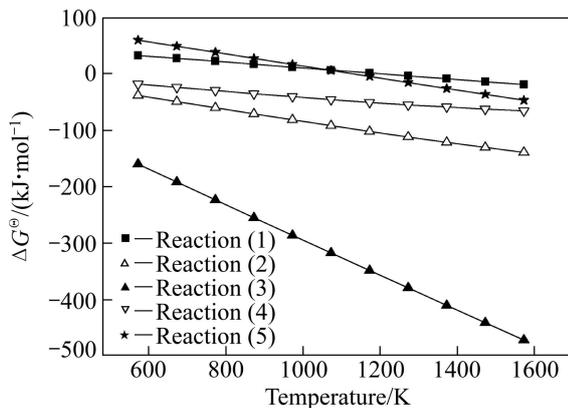


图1所示为根据反应式(1)~(5)计算的 ΔG^\ominus 与温度的关系。

图1 反应(1)~(5)的 ΔG^\ominus 与温度的关系Fig. 1 Relationship between standard free energy (ΔG^\ominus) and temperature of reactions (1)~(5)

可见, 反应(1)~(5)的 ΔG^\ominus 均小于0, 说明在还原温度 $>900^\circ\text{C}$ 的碱性体系中, 5种化合物均可按各自的反应式还原出相应的金属。而直接还原的温度一般大于 1000°C , 可充分保证含锌、铅、铁5种化合物的直接还原。据文献[19-20], 金属铅的熔点为 $600.4\text{K}(327.4^\circ\text{C})$, 在 $773\sim 823\text{K}(500\sim 550^\circ\text{C})$ 显著挥发。金属锌的熔点为 $692\text{K}(419^\circ\text{C})$, 沸点 $1180\text{K}(907^\circ\text{C})$, 在 $1180\text{K}(907^\circ\text{C})$ 挥发显著。金属铁的熔点为 $1808\text{K}(1535^\circ\text{C})$, 沸点 $3930\text{K}(2750^\circ\text{C})$, 很难挥发。由此可以判断, 直接还原过程生成的金属锌、铅应以气态方式挥发而直接进入烟气, 通过烟气收集而分离回收, 还原生成的金属铁则仍留在焙砂中可利用金属铁的磁性通过磨矿-磁选回收。

1.3 试验方法

称取 50g 浸锌渣, 配以设计比例的煤泥、 CaO , 完全混合后置于石墨坩埚内, 在实验室管式炉中一定温度下直接还原一定时间。取出, 自然冷却后制样, 测定焙砂中铅和锌的含量(w_{Pb} 、 w_{Zn}), 铅、锌在浸渣中的含量(w'_{Pb} 、 w'_{Zn}), 全铁和金属铁的含量(w_{Fe}^{T} 、 w_{Fe}^{M}), 计算锌、铅的还原挥发率(η_{Zn} 、 η_{Pb})、铁的金属化率(ε_{Fe}), 得出最佳的直接还原条件。计算公式如下:

$$\eta_{\text{Zn}} = \left(1 - \frac{w_{\text{Zn}} m_1}{w'_{\text{Zn}} m}\right) \times 100\% \quad (6)$$

$$\eta_{\text{Pb}} = \left(1 - \frac{w_{\text{Pb}} m_1}{w'_{\text{Pb}} m}\right) \times 100\% \quad (7)$$

$$\varepsilon_{\text{Fe}} = \frac{w_{\text{Fe}}^{\text{M}}}{w_{\text{Fe}}^{\text{T}}} \times 100\% \quad (8)$$

式中: m_1 为焙砂质量, g ; m 为浸渣质量。

采用 XRD 方法比较浸锌渣及最佳还原条件下焙

烧所得焙砂的物相差异, 以判断直接还原的效果。采用 SEM 方法分析焙砂中还原生成的金属铁颗粒的粒度, 以判断采用磨矿法使金属铁颗粒单体解离的可能性, 最后采用磨矿-磁选试验确定金属铁的回收流程、条件和指标。

2 结果与分析

2.1 直接还原工艺参数对浸锌渣中铅、锌挥发及铁金属化的影响

通过热力学分析, 影响浸锌渣中含锌、铅、铁化合物直接还原的主要工艺参数包括还原剂用量(煤泥质量/浸锌渣质量)、体系碱度(用 CaO 和 SiO₂ 摩尔比表示)、还原温度和还原时间。

2.1.1 煤泥(还原剂)用量的影响

图 2 所示为煤泥用量对浸锌渣中铅、锌挥发率及铁金属化率的影响。固定条件: CaO 和 SiO₂ 摩尔比 1.2, 1200 °C 还原焙烧 60 min。

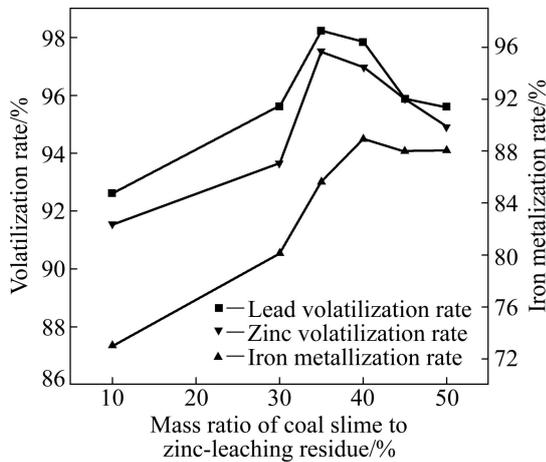


图 2 煤泥用量对铅、锌挥发率及铁金属化率的影响
Fig. 2 Effect of coal slime ratio on iron metallization ratio and volatilization rates of lead and zinc

由图 2 可见, 当煤泥用量为 30% 时, 锌、铅的还原挥发率即达 90% 以上。随着煤泥用量的增大, 锌、铅的还原挥发率虽呈增大趋势, 但增幅很小。当煤泥用量超过 45% 后, 锌、铅的还原挥发率略有下降。而铁的金属化率则随着煤泥用量的增大呈现快速增大后趋于平稳的趋势, 煤泥用量 45% 时, 铁的金属化率达到最高。继续增大煤泥用量, 铁的金属化率变化不再明显。因此, 选定煤泥用量为 45%, 此时锌、铅还原挥发率分别为 97.85%、96.98%, 铁金属化率为 88.90%。

2.1.2 CaO 和 SiO₂ 摩尔比的影响

图 3 所示为 CaO 和 SiO₂ 摩尔比对锌、铅挥发率及铁金属化率的影响。固定条件: 煤泥用量 45%, 1200 °C 还原焙烧 60 min。

由图 3 可见, CaO 和 SiO₂ 的摩尔比对锌、铅挥发率的影响不大, 对铁金属化率的影响较大。随着 CaO 和 SiO₂ 摩尔比的增大, 锌、铅挥发率变化幅度很小, 铁的金属化率则随着 CaO 和 SiO₂ 摩尔比增大而逐渐增大再趋于平缓。当 CaO 和 SiO₂ 摩尔比 > 1.2 时, 铁的金属化率基本稳定在 89%。因此, 选择 CaO 和 SiO₂ 摩尔比为 1.2。

2.1.3 还原温度的影响

图 4 所示为还原温度对铅锌挥发率及铁金属化率的影响。固定条件: 煤泥用量 45%, CaO/SiO₂ 摩尔比 1.2, 还原焙烧 60 min。

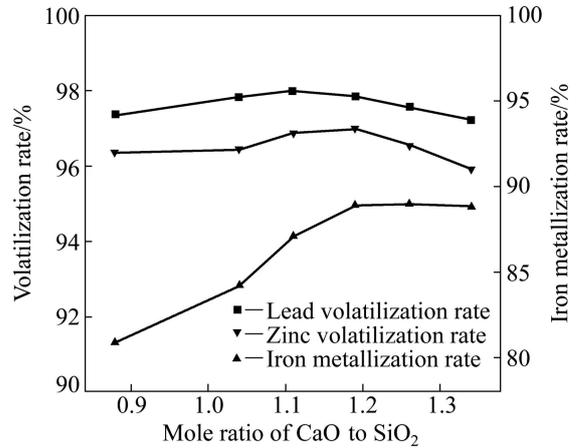


图 3 CaO 和 SiO₂ 摩尔比对铅、锌挥发率及铁金属化率的影响
Fig. 3 Effect of mole ratio of CaO to SiO₂ on iron metallization rate and volatilization rates of lead and zinc

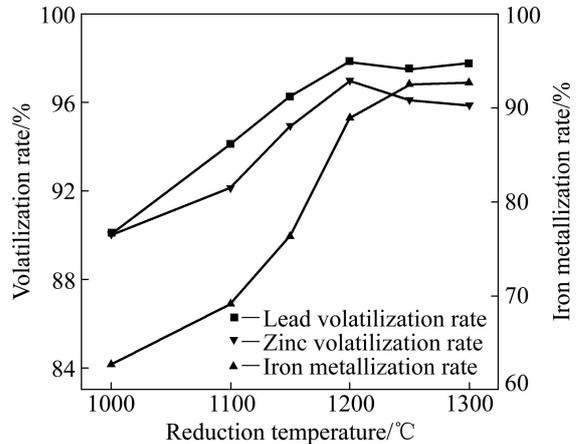


图 4 还原温度对铅、锌挥发率及铁金属化率的影响
Fig. 4 Effect of roasting temperature on iron metallization ratio and volatilization rates of lead and zinc

由图4可见,还原温度对金属锌、铅的挥发率和铁的金属化率均有较大影响。随着还原温度的升高,锌、铅的挥发率和铁的金属化率均逐渐增大再趋于平缓。但锌、铅的挥发率的幅度较铁的金属化率增幅明显小很多。随着还原温度从1000℃升高到1250℃,铁的金属化率从62%快速增大到92%,增大了30%。而铅挥发率的增幅不到8%,锌挥发率增幅7%。继续增大还原温度,锌、铅和铁的金属化率不再明显变化。因此,选择还原温度为1250℃。此时,铅、锌挥发率分别为97.52%、96.11%,铁金属化率为92.53%。

2.1.4 还原时间的影响

图5所示为还原时间对铅、锌挥发率及铁金属化率的影响。固定条件:煤泥用量45%,CaO/SiO₂摩尔比1.2,还原温度1250℃。

由图5可见,还原时间对锌、铅挥发率和铁的金属化率均有影响。随着还原时间的延长,锌、铅挥发率逐渐增大,还原75min后基本稳定。而铁的金属化率则随着还原时间的延长增幅较大,从30min到90min时,铁的金属化率增大了10%,还原90min后,铁的金属化率趋于恒定。因此,要保证含铁矿物的充分还原,提高铁的金属化率,还原时间必须控制在90min以上。

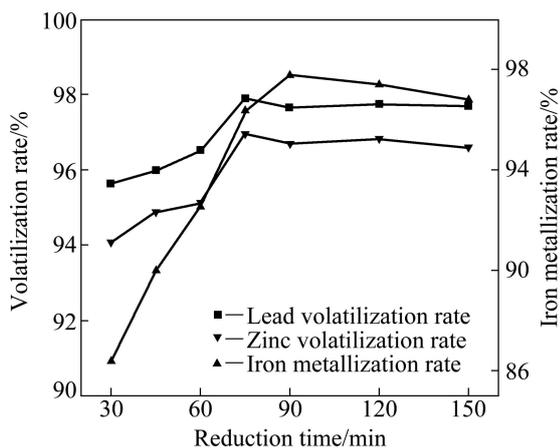


图5 还原时间对铅、锌挥发率及铁金属化率的影响
Fig. 5 Effect of roasting time on iron metallization ratio and volatilization rates of lead and zinc

综上所述,以煤泥为还原剂,在煤泥用量45%、CaO和SiO₂摩尔比1.2、还原温度1250℃、还原时间90min的最佳工艺条件下,通过直接还原可使浸锌渣锌、铅的挥发率分别达到96.69%、97.65%,铁的金属化率达到97.78%。说明煤泥作为浸锌渣还原剂直接还原锌、铅、铁化合物的效果是明显的,还原生成的锌、

铅烟化挥发进入烟气收集回收,而生成的金属铁则留在焙烧产物即焙砂中,从而证明煤泥是一种优良的浸锌渣还原剂。

2.2 焙砂中金属铁的回收

留在焙砂中的金属铁能否实现高效回收,取决于焙砂中金属铁颗粒的大小,也取决于焙砂中含铁化合物的还原程度。根据直接还原工艺参数试验,还原温度对铁的金属化率影响最明显,为此进行了还原温度对焙砂中铁金属化率影响的XRD分析,其结果如图6所示。

由图6可见,随着还原温度的升高,焙砂中金属铁的衍射峰逐渐增高,Fe₃O₄和Fe₂SiO₄衍射峰逐渐降低,直至1250℃消失。FeO则伴随着金属铁衍射峰的增高而产生,在1250℃出现FeO的衍射峰。浸出渣中具有明显衍射峰的铁酸锌及硫酸铁(见图7)在焙砂中不复存在,硅酸铁的衍射峰在还原温度较低的焙砂中出现,当还原温度>1250℃时,硅酸铁消失。这些结果均表明浸锌渣中的含铁矿物直接还原成金属铁的效果是明显的,煤泥是一种有效的还原剂。

焙砂中除明显可见的金属铁衍射峰外,还出现了2CaO·Al₂O₃·SiO₂的明显特征峰,这是煤泥、浸锌渣中的SiO₂、Al₂O₃结合外加的CaO所生成。煤泥、浸锌渣中具有的任何衍射峰,在焙砂中均未出现,说明直接还原已破坏了浸锌渣、煤泥中原有的矿物组成,生成了新的矿物相,其中最典型的新矿物为焙砂中大量存在的2CaO·Al₂O₃·SiO₂,还有少量的CaS。

另外,焙砂中未见任何含锌、铅矿物及其生成的

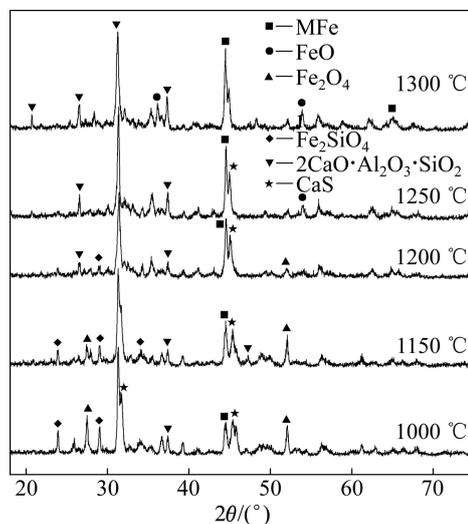


图6 还原温度对焙砂中铁物相的影响
Fig. 6 Effect of roasting temperature on iron phase of iron in calcine

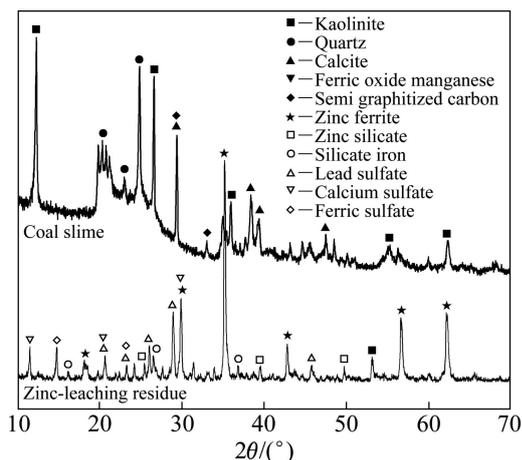


图 7 浸锌渣、煤泥的 XRD 谱

Fig. 7 XRD patterns of zinc leaching residues and coal slime

金属锌、铅的明显衍射峰, 说明浸锌渣中含锌、铅矿物经直接还原已基本得到烟化挥发, 这与图 4 所得结果非常一致, 也因此进一步证明煤泥是一种优良的浸锌渣还原剂。

图 8 所示为原始浸出渣和最佳还原条件下所得焙砂的 SEM 像。由图 8 可见, 浸锌渣中的矿物颗粒, 不仅粒度非常细小, 而且组成成分非常复杂。但经过煤泥直接还原获得的焙砂, 出现了颜色不同的分相,

其中, 颜色较浅的区域 1 为金属铁相, 其他为渣相。金属铁颗粒, 大部分粒度大于 20 μm, 分布在渣相中。渣相与金属铁相具有明显且清晰的界面, 有利于金属铁颗粒通过磨矿实现单体解离, 进而采用磁选法回收。

以煤泥为还原剂直接还原浸锌渣, 在最佳还原条件下所得的焙烧产物—焙砂, 经过两段磨矿—磁选, 可获得两种产品—金属砂粉和铁精矿。在磨矿细度 < 74 μm、磁场强度为 199.04 kA/m 条件下, 进行第一段磨矿—磁选, 抛弃了产率为 36.98% 的尾矿, 获得了铁品位、回收率分别为 34.14%、92.57% 的第一段磁选精矿。第一段磁选精矿在磨矿细度 < 38 μm、磁场强度 31.87 kA/m 条件下进行第二段磨矿—磁选, 获得铁品位、回收率分别为 90.80%、36.88% 的金属铁粉和铁品位、回收率分别为 22.36%、55.69% 的第二段磁选尾矿。第二段磁选尾矿再在磁场强度 111.46 kA/m 磁场中进行磁选, 获得铁品位、回收率分别为 65.00%、44.31% 的铁精矿。最后, 铁的总回收率达到 81.19%。

3 结论

1) 以煤泥为还原剂, 获得浸锌渣直接还原的最佳工艺参数为: 煤泥用量 45%, CaO 和 SiO₂ 摩尔比 1.2,

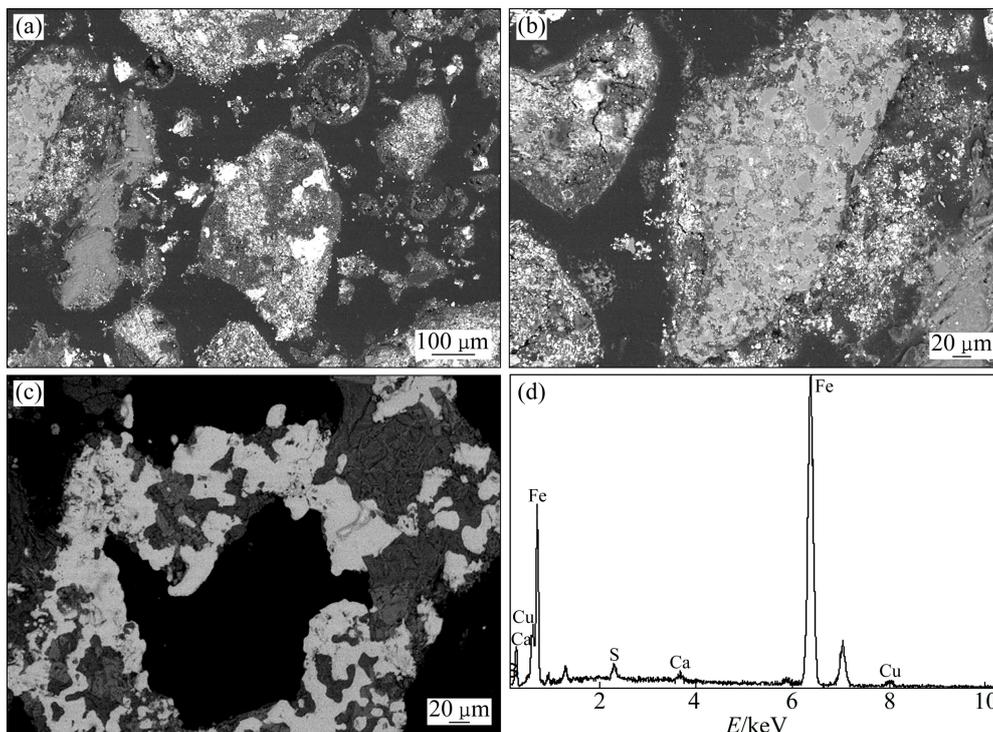


图 8 1250 °C 焙烧 90 min 所得焙砂与浸锌渣的 SEM 像和 EDS 谱

Fig. 8 SEM images and EDS spectrum of zinc leaching residues and calcine roasted at 1250°C for 90min: (a) Zinc-leaching residue; (b) Enlarge figure of Fig. (a); (c) Roasting product—calcine; (d) EDS in area 1 of Fig. (c)

还原温度 1250 ℃、还原时间 90 min。在最佳工艺参数下,金属锌和铅的烟化挥发率分别为 96.69%和 97.65%,焙砂中铁的金属化率为 97.78%。

2) 通过还原焙烧,浸锌渣中含锌、铅、铁化合物得到了较好的还原,其中还原生成的金属锌、铅由于挥发温度低而烟化进入烟气,生成的金属铁则留存在焙砂中。

3) 焙砂中的主要有价金属为金属铁,且金属铁颗粒多数大于 20 μm,与渣相具有明显、清晰的界面,有利于金属铁颗粒通过磨矿实现单体解离。

4) 焙砂经过二段磨矿-磁选,可同时获得金属铁粉和铁精矿 2 种产品,其品位分别为 90.80%和 65.00%。

5) 首次证明煤泥是一种优良的浸锌渣还原剂,这为煤泥还原剂的推广使用提供了技术支撑。

REFERENCES

- [1] 寇建玉,刘丰,王振华.大型洗选煤中心废弃物综合利用分析.电力勘测设计,2010,4(2):36-39.
KOU Jian-Yu, LIU Feng, WANG Zhen-hua. Analysis on comprehensive utilization of waste in large-scale separation coal center[J]. Electric Power Survey & Design, 2010, 4(2): 36-39.
- [2] 李宁,雷宏彬,田忠文,路旭,马星民.煤泥资源化利用关键技术研究分析[J].煤炭工程,2011(12):100-105.
LI Ning, LEI Hong-bin, TIAN Zhong-wen, LU Xu, MA Xing-min. The research and analysis of key technology of coal slime utilization[J]. Coal Engineering, 2011(12): 100-105.
- [3] 程川,何屏.煤泥利用现状及分析[J].新技术新工艺,2012(9):66-69.
CHENG Chuan, HE Ping. Status and analysis of utilization of coal slurry[J]. New Technology & New Process, 2012(9): 66-69.
- [4] WANG G, GING Y G, WANG J S, SHE X F, XUE Q G. Effect of carbon species on the reduction and melting behavior of boron-bearing iron concentrate/carbon composite pellets[J]. International Journal of Minerals, Metallurgy and Materials, 2013, 6(20): 522-528.
- [5] 黄柱成,杨永斌,蔡江松,郭宇峰,李光辉,姜涛,邱冠周.浸锌渣综合利用新工艺及镓的富集行为[J].中南工业大学学报:自然科学版,2002,33(2):134-136.
HUANG Zhu-cheng, YANG Yong-bin, CAI Jiang-song, GUO Yu-feng, LI Guang-hui, JIANG Tao, QIU Guan-zhou. Comprehensive utilization of zinc-leaching residue and concentration mechanism of gallium[J]. Journal of Central South University: Science and Technology, 2002, 33(2): 134-136.
- [6] 黄柱成,张元波,姜涛,李光辉,杨永斌,郭宇峰.浸锌渣中银、镓及其它有价元素综合利用研究[J].金属矿山,2007(3):81-84.
HUANG Zhu-cheng, ZHANG Yuan-bo, JIANG Tao, LI Guang-hui, YANG Yong-bin, GUO Yu-feng. Investigation on comprehensive utilization of silver, gallium and other valuable elements in zinc leaching residue[J]. Metal Mine, 2007(3): 81-84.
- [7] YAN H, CHAI L Y, PENG B, LI M, PENG N, HOU D K. A novel method to recover zinc and iron from zinc leaching residue[J]. Minerals Engineering, 2014, 55(1): 103-110.
- [8] LI M, PENG B, CHAI Y, PENG N, YAN H, HOU D K. Recovery of iron from zinc leaching residue by selective reduction roasting with carbon[J]. Journal of Hazardous Materials, 2012, 237/238(30): 323-330.
- [9] 李光辉,黄柱成,郭宇峰,杨永斌,姜涛.从湿法炼锌渣中回收镓和锗的研究[J].金属矿山,2004(6):61-65.
LI Guang-hui, HUANG Zhu-cheng, GUO Yu-feng, YANG Yong-bin, JIANG Tao. Study on recovery of gallium and germanium from hydrometallurgical zinc residues[J]. Metal Mine, 2004(6): 61-65.
- [10] 樊计生,郭明威,郭亚光,朱荣,王永威.红土镍矿金属化球团直接还原工艺研究[J].工业加热,2013,42(4):36-42.
FAN Ji-sheng, GUO Min-wei, GUO Ya-guang, ZHU Rong, WANG Yong-wei. Research on metallized pellets of nickel laterite ore through direct reduction process[J]. Industrial Heating, 2013, 42(4): 36-42.
- [11] 胡文韬,王化军,孙传尧,佟广凯,季春伶,王翠玲.高铁铝土矿直接还原-溶出工艺[J].北京科技大学学报,2012,34(5):506-512.
HU Wen-tao, WANG Hua-jun, SUN Chuan-yao, TONG Guang-kai, JI Chun-ling, WANG Cui-ling. Direct reduction-leaching process for high ferric bauxite[J]. Journal of University of Science and Technology Beijing, 2012, 34(5): 506-512.
- [12] 杨慧芬,景丽丽,党春阁.铜渣中铁组分的直接还原与磁选回收[J].中国有色金属学报,2011,21(5):1166-1168.
YANG Hui-fen, JING Li-li, DANG Chun-ge. Iron recovery from copper-slag with lignite-based direct reduction followed by magnetic separation[J]. The Chinese Journal of Nonferrous Metals, 2011, 21(5): 1166-1168.
- [13] 徐承焱,孙体昌,祁超英,李永利,莫晓兰,杨大伟,李志祥,邢宝林.还原剂对高磷鲕状赤铁矿直接还原同步脱磷的影响[J].中国有色金属学报,2011,21(3):680-689.
XU Cheng-yan, SUN Ti-chang, QI Ying-chao, LI Yong-li, MO Xiao-lan, YANG Da-wei, LI Zhi-xiang, XING Bao-lin. Effects of reductants on direct reduction and synchronous dephosphorization of high-phosphorous oolitic hematite[J]. The

- Chinese Journal of Nonferrous Metals, 2011, 21(3): 680–689.
- [14] MAWEJA K, MUKONGO T, MUTOMBO I. Cleaning of a copper matte smelting slag from a water-jacket furnace by reduction of heavy metals[J]. Journal of Hazardous Materials, 2009, 164(2/3): 856–862.
- [15] CHENG X L, ZHAO K, Qi Y H, SHI X F, ZHEN C L. Direct reduction experiment on iron-bearing waste slag[J]. Journal of Iron and Steel Research, International, 2013, 20(3): 24–29, 35.
- [16] GUO Y H, GAO J J, XU H-J, ZHAO K, SHI X F. Nuggets production by direct reduction of high iron red mud[J]. Journal of Iron and Steel Research, International, 2013, 20(5): 24–27.
- [17] LI C, SUN H H, JING B, LI T. Innovative methodology for comprehensive utilization of iron ore tailings[J]. Journal of Hazardous Materials, 2010, 174(1/3): 71–77.
- [18] PARK J W, AHN J C, SONG H, PARK K, SHIN H, AHN J S. Reduction characteristics of oily hot rolling mill sludge by direct reduced iron method[J]. Resources, Conservation and Recycling, 2002, 34(2):129–140.
- [19] 翟秀静. 重金属冶金学[J]. 北京: 冶金工业出版社, 2011: 106–172.
- ZHAI Xiu-jing. Heavy metals metallurgy process[J]. Beijing: Metallurgy Industry Press, 2011: 106–172.
- [20] 邱竹贤. 冶金学[M]. 沈阳: 东北大学出版社, 2001: 132–165.
- QIU Zhu-xian. Metallurgy[M]. Shenyang: Northeastern University Press, 2001: 132–165.

(编辑 李艳红)