



(12)发明专利申请

(10)申请公布号 CN 111041225 A

(43)申请公布日 2020.04.21

(21)申请号 201911270873.3

(22)申请日 2019.12.12

(71)申请人 吉林紫金铜业有限公司

地址 133300 吉林省延边朝鲜族自治州珲
春市经济技术合作区

(72)发明人 刘长东 江城 林泓富 简锡明

吴健辉 车贤 饶剑 史云胜

张晓丹

(74)专利代理机构 沈阳东大知识产权代理有限

公司 21109

代理人 宁佳

(51)Int.Cl.

C22B 15/00(2006.01)

权利要求书2页 说明书18页 附图3页

(54)发明名称

一种贫杂高硅铜精矿富氧侧吹熔炼方法

(57)摘要

本发明的一种贫杂高硅铜精矿富氧侧吹熔炼方法,步骤如下:取贫杂高硅低铜铜精矿10-64%和贫杂高硅低硫铜精矿 $\leq 44\%$,向其中加入富铜高硫矿29-42%和渣精矿4-10%,混合均匀获得复合矿,并向复合矿中加入2.15-4.5%CaO,加入侧吹炉中,并加入复合矿质量3.6-6.8%的燃料,进行熔炼,熔炼温度为1250-1290℃,熔炼过程中,持续向侧吹炉内鼓入浓度为72-84%的富氧空气,喷吹流量为17000-23000Nm³/h,获得冰铜液和铜冶炼渣。该方法充分解决了国内铜精矿供应及品质的不足问题,以高硅矿为配料骨架,通过调整配比,结合对侧吹熔炼渣型优化、提高富氧浓度、提升床能力等措施,实现了熔剂率零的突破,且综合冰铜品位及渣含铜数据的最优化。

1. 一种贫杂高硅铜精矿富氧侧吹熔炼方法,其特征在于,包括步骤如下:

步骤1,混矿:

取贫杂高硅低铜铜精矿和贫杂高硅低硫铜精矿,向其中加入富铜高硫矿和渣精矿,混合均匀获得复合矿,复合矿中包括组分及质量百分含量为:高硅低硫铜精矿10-64%,高硅低铜铜精矿 \leq 44%,富铜高硫矿29-42%和渣精矿4-10%;并向复合矿中加入CaO,所述CaO质量占比为复合矿的2.15-4.5%;

步骤2,富氧侧吹熔炼:

将复合矿加入侧吹炉中,并加入燃料,进行熔炼,熔炼温度为1250-1290 $^{\circ}$ C,熔炼过程中,持续向侧吹炉内鼓入富氧空气,喷吹流量为17000-23000Nm³/h,获得冰铜液和铜冶炼渣,其中,所述的富氧浓度为72-84%,燃料加入质量为复合矿质量的3.6-6.8%。

2. 根据权利要求1所述的贫杂高硅铜精矿富氧侧吹熔炼方法,其特征在于,所述步骤1中,贫杂高硅低硫铜精矿包括元素及质量百分含量为Cu 15.16-20.39%,S 16.35-18.96%,Fe14.07-16.33%,SiO₂ 29.12-33.47%,Al₂O₃ 4.49-6.18%,CaO 2.0-3.4%,MgO 0.85-1.04%,余量其他。

3. 根据权利要求1所述的贫杂高硅铜精矿富氧侧吹熔炼方法,其特征在于,所述步骤1中,贫杂高硅低铜铜精矿包括元素及质量百分含量为Cu 9.56-13.90%,S 20.11-22.42%,Fe20.53-22.71%,SiO₂ 25.58-27.35%,Al₂O₃ 6.26-8.29%,CaO 1.9-3.1%,MgO 1.38-1.85%,余量其他。

4. 根据权利要求1所述的贫杂高硅铜精矿富氧侧吹熔炼方法,其特征在于,所述步骤1中,富铜高硫矿包括元素及质量百分含量为Cu 21.49-25.48%,S 32.32-33.79%,Fe27.32-27.65%,SiO₂ 5.98-8.22%,Al₂O₃ 0.78-2.48%,CaO 0.66-1%,MgO 0.54-2.74%,余量其他。

5. 根据权利要求1所述的贫杂高硅铜精矿富氧侧吹熔炼方法,其特征在于,所述步骤1中,渣精矿包括元素及质量百分含量为Cu21-25%,S 4-5%,Fe 30-32%,SiO₂ 17-18%,Al₂O₃0.78-2.48%,CaO 0.66-1%,MgO 0.54-2.74%,余量其他。

6. 根据权利要求1所述的贫杂高硅铜精矿富氧侧吹熔炼方法,其特征在于,所述步骤1中,复合矿SiO₂含量为17.9-24%,Al₂O₃含量为4-6%,Fe含量为19-23.4%。

7. 根据权利要求1所述的贫杂高硅铜精矿富氧侧吹熔炼方法,其特征在于,所述步骤2中,侧吹炉设有冰铜排放口和渣排放口,与侧吹炉相连的前床东西两侧为铬刚玉砖砌筑,工作层耐火砖厚度为780mm,保温层厚度为70mm,端墙表面设有平板水套,冷却降温,铜水套下部与炉缸过渡段为镁铬质耐火材料;

侧吹炉冰铜排放口为150mm \times 150mm虹吸通道;

侧吹炉渣排放口材质为Al₂O₃-Cr₂O₃耐火材料。

8. 根据权利要求1所述的贫杂高硅铜精矿富氧侧吹熔炼方法,其特征在于,所述步骤2中,控制铜冶炼渣温度为1100-1185 $^{\circ}$ C,以保证渣低含铜量,当温度低于1100 $^{\circ}$ C时,通过电炉送电进行升温控制。

9. 根据权利要求1所述的贫杂高硅铜精矿富氧侧吹熔炼方法,其特征在于,所述步骤2中,获得的冰铜液和铜冶炼渣根据比重不同进行澄清分离,冷却后,获得冰铜和水淬渣,冰铜品位为58-67.31%,水淬渣中铜含量为0.42-0.52%,水淬渣中磁性铁含量为2.8-4.8%,

横膈膜厚度为40-84mm。

一种贫杂高硅铜精矿富氧侧吹熔炼方法

技术领域：

[0001] 本发明属于金属冶炼技术领域，具体涉及一种贫杂高硅铜精矿富氧侧吹熔炼方法。

背景技术：

[0002] 造锬熔炼是火法炼铜的首道工序，其工艺可分为传统熔炼和强化熔炼。传统熔炼工艺由于存在热效率低、烟气SO₂浓度低、环境污染严重等缺点，逐渐被高效、节能和低污染的强化熔炼工艺取代。强化熔炼工艺又可分闪速熔炼和熔池熔炼。两者反应原理类似，都是通过富氧空气将铜精矿氧化成铜锬，并将精矿中脉石成分，大部分铁及部分杂质氧化造渣，硫则氧化生成二氧化硫。主要区别在于闪速熔炼反应主要是在铜精矿氧化主要在反应塔中完成，反应体系连续相是气相；熔池熔炼主要通过富氧鼓吹熔池，在熔池内完成氧化反应，反应体系连续相是液相。熔池熔炼按送风方式可分为顶吹、侧吹和底吹三大类，其中富氧侧吹熔炼工艺具有投资小、熔炼强度高、环保效果好、原料适应性强等优点，被广泛运用。

[0003] 受限于国内铜精矿供应及品质的不足，一些冶炼企业将目标逐步指向难选冶且成分复杂的铜精矿。贫杂高硅铜精矿对于整套流程中侧吹炉的影响最大，当贫杂高硅铜精矿入炉含硅高于设计要求时，炉况波动频繁，冶炼渣含铜及燃料成本上升，炉内及烟道结瘤严重。由此给难选冶且成分复杂的铜精矿冶炼带来极大困难，冶炼系统由于高硅贫杂铜精矿投料量的加大，出现作业率下降，冶炼成本上升等一系列问题，亟待解决。

发明内容：

[0004] 本发明的目的是克服上述现有技术存在的不足，提供一种贫杂高硅铜精矿富氧侧吹熔炼方法。

[0005] 为实现上述目的，本发明采用以下技术方案：

[0006] 一种贫杂高硅铜精矿富氧侧吹熔炼方法，包括步骤如下：

[0007] 步骤1，混矿：

[0008] 取贫杂高硅低铜铜精矿和贫杂高硅低硫铜精矿，向其中加入富铜高硫矿和渣精矿，混合均匀获得复合矿，复合矿中包括组分及质量百分含量为：高硅低硫铜精矿10-64%，高硅低铜铜精矿≤44%，富铜高硫矿29-42%和渣精矿4-10%；并向复合矿中加入CaO，所述CaO质量占比为复合矿的2.15-4.5%；

[0009] 步骤2，富氧侧吹熔炼：

[0010] 将复合矿加入侧吹炉中，并加入燃料，进行熔炼，熔炼温度为1250-1290℃，熔炼过程中，持续向侧吹炉内鼓入富氧空气，喷吹流量为17000-23000Nm³/h，获得冰铜液和铜冶炼渣，其中，所述的富氧浓度为72-84%，燃料加入质量为复合矿质量的3.6-6.8%。

[0011] 所述步骤1中，贫杂高硅低硫铜精矿包括元素及质量百分含量为Cu 15.16-20.39%，S 16.35-18.96%，Fe 14.07-16.33%，SiO₂ 29.12-33.47%，Al₂O₃ 4.49-6.18%，CaO 2.0-3.4%，MgO 0.85-1.04%，余量其他。

[0012] 所述步骤1中,贫杂高硅低铜铜精矿包括元素及质量百分含量为Cu 9.56-13.90%,S 20.11-22.42%,Fe 20.53-22.71%,SiO₂ 25.58-27.35%,Al₂O₃ 6.26-8.29%,CaO 1.9-3.1%,MgO 1.38-1.85%,余量其他。

[0013] 所述步骤1中,富铜高硫矿包括元素及质量百分含量为Cu 21.49-25.48%,S 32.32-33.79%,Fe 27.32-27.65%,SiO₂ 5.98-8.22%,Al₂O₃ 0.78-2.48%,CaO 0.66-1%,MgO 0.54-2.74%,余量其他。

[0014] 所述步骤1中,渣精矿包括元素及质量百分含量为Cu 21-25%,S 4-5%,Fe 30-32%,SiO₂ 17-18%,Al₂O₃ 0.78-2.48%,CaO 0.66-1%,MgO 0.54-2.74%,余量其他。

[0015] 所述步骤1中,复合矿SiO₂含量为17.9-24%,Al₂O₃含量为4-6%,Fe含量为19-23.4%。

[0016] 所述步骤2中,侧吹炉设有冰铜排放口和渣排放口,与侧吹炉相连的前床东西两侧为铬刚玉砖砌筑,工作层耐火砖厚度为780mm,保温层厚度为70mm,端墙表面设有平板水套,冷却降温,铜水套下部与炉缸过渡段为镁铬质耐火材料。

[0017] 所述步骤2中,侧吹炉冰铜排放口为150mm×150mm虹吸通道。

[0018] 所述步骤2中,侧吹炉渣排放口材质为Al₂O₃-Cr₂O₃耐火材料。

[0019] 所述步骤2中,燃料为焦粉或无烟煤。

[0020] 所述步骤2中,控制铜冶炼渣温度为1100-1185℃,以保证渣低含铜量,当温度低于1100℃时,通过电炉送电进行升温控制。

[0021] 所述步骤2中,获得的冰铜液和铜冶炼渣根据比重不同进行澄清分离,冷却后,获得冰铜和水淬渣,冰铜品位为58-67.31%,水淬渣中铜含量为0.42-0.52%,水淬渣中磁性铁含量为2.8-4.8%,横隔膜厚度为40-84mm。

[0022] 所述步骤2中,铜冶炼渣的主要成分为FeO、Fe₂O₃和SiO₂,有少量的MgO、Al₂O₃和CaO,铁含量为28-35%,SiO₂含量30.85-8.11%,Fe含量为31.77-35.18%,铁硅比为0.83-1.15,MgO含量1.4-4.67%,Al₂O₃含量5.26-7.65%,CaO含量5.8-7.3%,余量其他。

[0023] 所述贫杂高硅铜精矿富氧侧吹熔炼方法,能够实现作业率提高至99.8%。

[0024] 所述贫杂高硅铜精矿富氧侧吹熔炼方法中,将侧吹炉床投混矿量由58t/h提高到83t/h,氧浓度由67%提高到85%,可使硫化精矿自反应热和烟气中氮气产生的无效热支出平衡高硅铜矿配比增加所消耗的热量,实现贫杂高硅铜精矿最高配比,且炉况与渣型最佳。

[0025] 本发明的有益效果:

[0026] 本发明的熔炼方法,通过调整侧吹熔炼炉处理贫杂高硅铜精矿的配比,逐步提高到54%,最高达到64%,综合入炉含硅从11%逐步提高到24%,实现熔剂率“0%”,同时实现入炉氧化铝由行业2%以下提高到5.5%的突破。充分利用两自产矿产资源,大大降低辅料成本;又利用高硅低硫难处理铜精矿价格优势,一是降低采购其他铜精矿的运费成本;二是增加加工费收入。

[0027] 1) 根据自产原料条件,提高其配比,实现处理能力最大化,为降本增效开创了新模式。

[0028] 2) 通过大胆尝试和积极探索,打破常规冶金计算自产高硅铜精矿45%的配比极限值,可长期稳定在54%,且再度突破64%,能达到目标冰铜品位,各生产指标稳定。

[0029] 通过富氧系数、改善渣型等工艺的调整,并未因氧化硅和氧化铝含量的增加而导

致渣粘度增大；且结合这两种自产矿的矿物组成，可选购加工费合理的其他矿源实现互补。

附图说明：

[0030] 图1为贫杂高硅低铜铜精矿渣熔炼引入碱性氧化物对熔渣中SiO₂粒子链结构的影响对比图；

[0031] 图2为富氧侧吹熔炼获得铜冶炼渣温为1200℃和1250℃时的FeO-Fe₂O₃-SiO₂体系的液面相图。

[0032] 图3为FeO-SiO₂-CaO系状态图；

[0033] 图4为侧吹炉熔炼过程热量收支平衡图；

[0034] 图5为现有技术中处理贫杂高硅难处理铜精矿的侧吹炉小前床端墙锯齿状照片；

[0035] 图6为现有技术处理贫杂高硅难处理铜精矿的侧吹炉放铜放渣端墙锯齿状照片。

具体实施方式：

[0036] 下面结合实施例对本发明作进一步的详细说明。

[0037] 以下实施例中采用的贫杂高硅低硫铜精矿取自吉林某铜冶炼厂的多宝山铜精矿，贫杂高硅低铜铜精矿取自吉林某铜冶炼厂的曙光铜精矿；富铜高硫矿来自市购，对上述三种矿物进行多元素分析、铜物相分析，贫杂高硅低硫铜精矿、贫杂高硅低铜铜精矿和富铜高硫矿化学成分数据如表1所示，铜物相与分布数据如表2所示。由表1可知，高硅低硫铜精矿和高硅低铜铜精矿为典型的贫杂高硅难选冶的铜精矿，高硅低硫铜精矿SiO₂含量高达31%以上，高硅低铜铜精矿SiO₂含量也在26%以上，而铜含量均不足20%。此外，两种贫杂高硅铜精矿中Al₂O₃、CaO、MgO等杂质含量也明显高于常规的富铜高硫矿，为冶炼带来较大不利影响。由表2可知，高硅低铜铜精矿中铜主要以原生硫化铜及次生硫化铜的形式赋存。

[0038] 注：下表中，贫杂高硅低硫铜精矿简称为矿1，贫杂高硅低铜铜精矿简称为矿2，富铜高硫矿简称为矿3，渣精矿简称为矿4。

[0039] 表1贫杂高硅低硫铜精矿、贫杂高硅低铜铜精矿和富铜高硫矿化学成分

原料名称	化学成分/%											
	Cu	S	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Pb	Zn	As	CaO	MgO	Sb	*Cl
矿1	18.73	17.56	15.07	31.38	5.94	0.018	0.066	0.03	2.9	0.94	<0.01	0.01
矿2	11.33	21.05	21.82	26.96	7.48	<0.01	0.074	<0.01	2.8	1.59	<0.01	0.017
矿3	23.85	32.84	27.46	6.92	1.77	<0.01	0.78	0.27	0.86	1.46	0.039	0.026
矿4	23.54%	4.41%	31.66%	17.7%	0.84%				0.86%	0.94%		

[0041] 表2贫杂高硅低硫铜精矿、贫杂高硅低铜铜精矿和富铜高硫矿的铜物相与分布(%)

原料名称	相别	水溶铜	总氧化铜	次生硫化铜	原生硫化铜	合计
矿 1	铜品位	<0.01	0.41	8.56	9.53	18.73
	铜分布率	<0.05	2.22	46.25	51.49	100
矿 2	铜品位	1.19	0.29	1.33	9.35	11.33
	铜分布率	9.79	2.38	10.94	76.89	100
矿 3	铜品位	2.23	0.43	6.75	14.44	23.85
	铜分布率	9.22	1.81	28.38	60.6	100

[0043] 1、各种矿的最佳与上限值前期研究：

[0044] 从表1可见，矿1和矿2中S含量偏低，SiO₂和Al₂O₃含量较高，属贫杂低铜铜精矿，常与石英岩共生，呈微粒浸染硫化夹杂物形态存在，其中缔合形式复杂。各种物料在熔炼中的离解、氧化、交互与还原反应等过程，不仅与其所在的环境条件有关，还与物系的平衡状态、互溶程度等有关。结合金属-氧系的热力学分析和常规冶金计算原理，设定目标冰铜品位、最佳配料结构和零熔剂率，将这两种贫杂高硅铜精矿配入量逐步向两矿山的最大产能靠拢，在确保中间渣和烟灰产销平衡的前提下，补充配入第三种加工费合理的常规矿种，综合造钼、造渣过程和入炉硫铜比等，前期采用常规冶金计算高硅铜精矿配比最佳值和上限值，如表3。

[0045] 表3高硅矿配比的最佳值和上限值

原料名称	矿 1	矿 2	矿 3	矿 4
上限/%	25	20	51	4
最佳/%	15	12	69	4

[0047] 2、熔剂率调整：

[0048] 经过大量先期试验，就提高高硅矿配比技术进行工业试验与分析，先后提出炉体内部结构改造、斜烟道优化技改、铜渣排放口和小前床技改，并对高硅铜精矿高配比下冶炼渣型控制等进行研究，完成技改，投产后再次开展工业化试验，高硅矿用量与熔剂率数据结果列于表4。

[0049] 表4技改后提高高硅矿配比降低熔剂率工业试验情况

	对比例 a	对比例 b	对比例 c	对比例 d	对比例 e	对比例 f	对比例 g	对比例 h	对比例 i	实施例 j
熔剂率(%)	9.60	10.16	8.44	8.19	9.39	5.58	4.58	3.20	0.21	0.00
高硅矿用量(t)	6558	7650	9415	11562	14706	15001	15475	21310	19169	22674
矿 ¹	0.00	0.00	4.35	4.24	4.44	16.80	7.84	17.72	37.33	34.14
矿 ²	12.90	16.48	18.85	18.61	24.74	11.84	22.47	18.41	16.60	11.65
矿 ³	83.90	78.59	71.91	72.70	69.06	68.47	67.13	62.13	45.26	53.72
矿 ⁴	3.21	4.93	4.89	4.45	1.76	2.89	2.56	1.74	0.82	0.49
熔炼温度	1185	1190	1195	1198	1200	1205	1210	1213	1215	1220
冰铜铜品位	53	51	49	50	51	53	56	54	55	56
渣中铜含量	0.51	0.51	0.44	0.40	0.43	0.43	0.46	0.50	0.44	0.42

[0051] 上表4中,熔剂为石英砂,熔剂率为溶剂添加质量为占复合矿质量的百分数9.6%,熔炼过程中富氧浓度为73%

[0052] 3、贫杂高硅铜精矿与不同比例其他矿种搭配对炉况与渣型的影响

[0053] 由于贫杂高硅低铜铜精矿中SiO₂、CaO和MgO含量较高,随着其配比的增加,复合矿经熔炼获得的冰铜和渣互不相容性增加。渣中酸性氧化物SiO₂会聚合形成长离子链结构,如图1左侧所示,其中,●=Si;化学键○=O元素;游离○=Ca²⁺或Mg²⁺。这些离子链使酸性渣粘度升高,流动性变差,也使其他酸性氧化物溶解度降低,造成冰铜或铜中酸性氧化物含量增加,给铜冶炼造成困难。

[0054] 贫杂高硅低铜铜精矿和富铜高硫矿中主要为原生硫化铜,次生硫化铜次之,这两种精矿中水溶铜的含量较高,说明这两种铜精矿中的铜硫化物氧化程度高。冰铜熔炼过程将硫化矿物转变为熔融冰铜、熔渣和烟气,通过熔炼反应,方程式如下:



[0057] 随着贫杂高硅低铜铜精矿配比的增加,Cu-Fe硫化物氧化程度高,促进反应进行,并释放大量热。中性氧化物FeO的熔点低,可降低渣的熔点和黏度。

[0058] 两种贫杂高硅铜精矿中Al₂O₃均较高,Al₂O₃属于典型的两性氧化物,综合入炉含量一般控制在3%以下。随着两种矿配比的不断增加Al₂O₃含量由2.5%逐步升高到5.5~6%,同SiO₂类似会使渣的黏度和熔点急剧上升,流动性变差,易引起渣含铜增高。

[0059] 强氧化气氛下,熔炼过程中会发生高价氧化物的分解和低价硫化物的氧化反应,其中均会有Fe₃O₄的生成,方程式如下:



[0062] 温度在>1673K时,Fe₃O₄会与金属硫化物之间发生反应(见表5-1),方程式如下:



[0065] 表5-1Fe₃O₄-MeS系反应的ΔG⁰和K_p值

温度/K	反应(5)		反应(6)	
	ΔG^θ	Kp	ΔG^θ	Kp
[0066] 1573	10890	3.17×10^{-3}	16273	5.6×10^{-3}
1673	-120	9.8×10^{-1}	5431	0.174
1773	-8850	123	-5669	5.62

[0067] 当提高贫杂高硅铜精矿配比时, SiO_2 降低FeO活度,使 Fe_3O_4 -FeS系反应温度由1673K 下降到1373K(见表5-2,方程式7),较低温度条件下使固态 Fe_3O_4 会从炉渣中析出,生成难熔结垢物,侧吹炉上升烟道结巴; Fe_3O_4 较多易在渣层和冰铜层之间形成横隔膜,造成铜渣分离难度加大,渣含铜升高等。

[0068] 表5-2 SiO_2 存在时 Fe_3O_4 -FeS系反应的 ΔG^θ 和Kp值

温度/K	反应(7)	
	ΔG^θ	Kp
[0069] 1273	2625	0.347
1373	-1350	2.08
1473	-6525	9.12

[0070] $3\text{Fe}_3\text{O}_4 + \text{FeS} + 5\text{SiO}_2 = 5(2\text{FeO} \cdot \text{SiO}_2) + \text{SO}_2$ (7)

[0071] 铜精矿中易挥发杂质元素主要有Pb、Zn、As、Sb和Cl,随着高硅铜精矿配比由18%逐步提高到54%,易挥发元素由1.1%下降到0.17%,减少烟道和二次风室结瘤长大。

[0072] 4、方案优化

[0073] (1) 充分利用各种铜精矿特性挖潜最佳配比:表4显示,逐步提高贫杂高硅铜精矿配比可实现侧吹熔炼过程的熔剂率为零。常规冶金计算贫杂高硅铜精矿的上限配比(见表3)可达到45%,但在项目攻关过程中,结合了各铜精矿的物相特点(表2),再进行配矿试验。

[0074] 铜冶炼渣中的主要成分为FeO、 Fe_2O_3 和 SiO_2 ,有少量的MgO、 Al_2O_3 和CaO。结合了1200℃和1250℃时FeO- Fe_2O_3 - SiO_2 体系(见图2)中液相区,试验将渣中的固体 SiO_2 向饱和边界线区靠拢,进一步提高高硅铜精矿配比,形成三元渣系FeO- SiO_2 -CaO共晶相等,FeO- SiO_2 -CaO系状态图如图3所示,并释放热量。试验表明高硅铜精矿配比在确保炉况稳定的前提下最高达到64%(见表10),可长期稳定在54%。

[0075] (2) 富氧浓度优化:输入大量的氧气,铜精矿中的铁将会氧化的更多,冰铜中的铁硫化物减少,产生较高冰铜品位。但过多氧气一方面也会将部分铜氧化,另一方面渣中FeO活度高也会与冰铜发生反应,第三FeO活度高还会产生固态磁铁矿。

[0076] $\text{Cu}_2\text{S} + 3/2\text{O}_2 = \text{Cu}_2\text{O} + \text{SO}_2$ (9)

[0077] $\text{FeO} + \text{Cu}_2\text{S} = \text{FeS} + \text{Cu}_2\text{O}$ (10)

[0078] $3\text{FeO} + 1/2\text{O}_2 = \text{Fe}_3\text{O}_4(\text{s})$ (11)

[0079] 生成的 Cu_2O 溶解在渣中,造成金属损失。生成的 Fe_3O_4 在冰铜层和渣层间形成横隔膜,阻碍铜渣分离。因此结合混矿成分合理控制富氧浓度,实现各相平衡是提高贫杂高硅铜精矿配比的一项重要技术指标,实践证明将侧吹炉处理精矿量由58t/h提高到83t/h,氧浓

度由67%提高到85%，可使精矿自反应热和烟气中氮气产生的无效热支出平衡贫杂高硅铜矿配比增加所消耗的热量，实现高硅铜精矿最高配比且炉况与渣型最佳。

[0080] 5、热平衡计算

[0081] 富氧侧吹炉熔炼过程中主要的热量来源为硫化精矿中铁和硫的氧化反应放热、造渣放热和燃料燃烧产生的热量；支出热量主要是各种产物带出，以及铜水套、冷却水带出。

[0082] 侧吹炉熔炼过程热量收支平衡图，如图4；侧吹炉熔炼过程增减量热平衡情况，如表6。

[0083] 热收入部分：

[0084] 入炉精矿显热增量 ΔQ_1 ：

[0085] 过程控制投精矿量在58t/h升高到83t/h时，入炉精矿显热增量：

[0086] $\Delta Q_1 = \Delta m \lambda \times C_{p1} \times T = 25\text{t/h} \times 0.63\text{KJ}/(\text{kg} \cdot ^\circ\text{C}) \times 15^\circ\text{C} = 236.25\text{MJ/h}$

[0087] 氮氧空气显热差量 ΔQ_2 ：

[0088] 过程控制氧料比为150~160Nm³/t_{精矿}，取155Nm³/t_{精矿}；投精矿量在58t/h时配煤率为5~7%，取6%，投精矿量在83t/h时配煤率为4~6%，取5.3%；煤耗氧1350Nm³/h。

[0089] 需氧量增量

[0090] $\Delta v_{\text{氧}} = (155\text{Nm}^3/\text{t}_{\text{精矿}} \times 83\text{t/h} + 83 \times 6\% \times 1350\text{Nm}^3/\text{h}) - (155\text{Nm}^3/\text{t}_{\text{精矿}} \times 58\text{t/h} + 58 \times 6\% \times 1350\text{Nm}^3/\text{h}) = 4780\text{Nm}^3/\text{h}$ ，其中氮气减量2238Nm³/h，工业氧气与加入空气总氧气增量7018Nm³/h（制氧站技术创新前供氧浓度89%，技术创新后供氧浓度91%）。

[0091] $\Delta Q_2 = v_{\text{氧}} C_{\text{氧}} T_{\text{氧}} - v_{\text{氮}} C_{\text{氮}} T_{\text{氮}} = 7018\text{Nm}^3/\text{h} \times 1.5\text{KJ}/(\text{Nm}^3 \cdot ^\circ\text{C}) \times 15^\circ\text{C} - 2238\text{Nm}^3/\text{h} \times 1.36\text{KJ}/(\text{Nm}^3 \cdot ^\circ\text{C}) \times 15^\circ\text{C} = 112.25\text{MJ/h}$

[0092] 炉料自反应热增量 ΔQ_3 ：

[0093] 过程控制投料量在58t/h、入炉硅含量7~8%时，混矿含硫为28%；投料量在83t/h、入炉硅含量22~24%时，混矿含硫为24%，那么硫氧化放热差量：

[0094] $\Delta Q_{\text{硫}} = 83\text{t/h} \times 24\% \times 9278\text{KJ}/\text{kg} - 58\text{t/h} \times 28\% \times 9278\text{KJ}/\text{kg} = 34143\text{MJ/h}$

[0095] 过程控制投料量在58t/h、入炉硅含量8%时，混矿含铁和钙为26.5%和0.9%，石英砂率9%（含量92%），石灰石率13%（含量55%）；投料量在83t/h、入炉硅含量24%时，混矿含铁和钙为22.3%和1.84%，石英砂率0%，石灰石率11.2%；那么硅酸盐生成热差量 $\Delta Q_{\text{硅酸盐}} = (83\text{t/h} \times 22.3\% \times 761.5\text{KJ}/\text{kg} - 58\text{t/h} \times 26.5\% \times 761.5\text{KJ}/\text{kg}) + (83\text{t/h} \times 1.84\% \times 1435.1\text{KJ}/\text{kg} - 58\text{t/h} \times 0.9\% \times 1435.1\text{KJ}/\text{kg}) + (83\text{t/h} \times 11.2\% \times 55\% \times 1435.1\text{KJ}/\text{kg} - 58\text{t/h} \times 13\% \times 55\% \times 1435.1\text{KJ}/\text{kg}) = 5218.94\text{MJ/h}$

[0096] \therefore 炉料自反应热增量 $\Delta Q_3 = 34143\text{MJ/h} + 5218.94\text{MJ/h} = 39361.93\text{MJ/h}$

[0097] 燃料显热差量 ΔQ_4 ：

[0098] 过程控制投料量在58t/h、入炉硅含量7~8%时，配煤率为5~7%，取6%；投料量在83t/h、入炉硅含量22~24%时，配煤率为4~6%，取5%。那么燃料显热差量：

[0099] $\Delta Q_4 = 83\text{t/h} \times 5\% \times 20.1\text{KJ}/\text{kg} - 58\text{t/h} \times 6\% \times 20.1\text{KJ}/\text{kg} = 13.467\text{MJ/h}$

[0100] 燃料发热量差量 ΔQ_5 ：

[0101] 燃料单位热量为27740KJ/kg，则燃料发热量差量：

[0102] $\Delta Q_5 = 83\text{t/h} \times 5.3\% \times 27740\text{KJ}/\text{kg} - 58\text{t/h} \times 6\% \times 27740\text{KJ}/\text{kg} = 25493\text{MJ/h}$

[0103] 热收入增量 $\Delta Q_{\text{收}} = \Delta Q_1 + \Delta Q_2 + \Delta Q_3 + \Delta Q_4 + \Delta Q_5 = 236.25\text{MJ/h} + 112.25\text{MJ/h} +$

$39361.93\text{MJ/h}+13.467\text{MJ/h}+25493\text{MJ/h}=65217\text{MJ/h}$

[0104] 热支出部分:

[0105] 硫化物分解带走热量 ΔQ_6 :

[0106] $\Delta Q_6 = [(83\text{t/h} \times 24\% \times 557.86\text{KJ/kg} - 58\text{t/h} \times 28\% \times 557.86\text{KJ/kg}) + (83\text{t/h} \times 21\% \times 1673.6\text{KJ/kg} - 58\text{t/h} \times 19\% \times 1673.6\text{KJ/kg})] / 3 = 4260.23\text{MJ/h}$

[0107] 碳酸盐分解带走热量 ΔQ_7 :

[0108] 过程控制投料量在58t/h时,除上述指标外,入炉MgO硅含量为0.6%;投料量在83t/h时,除上述指标外,入炉MgO硅含量为1.248%;则碳酸盐分解带走热量

[0109] $\Delta Q_7 = (83\text{t/h} \times 1.84\% \times 1582.3\text{KJ/kg} - 58\text{t/h} \times 0.9\% \times 1582.3\text{KJ/kg}) + (83\text{t/h} \times 11.2\% \times 55\% \times 1582.3\text{KJ/kg} - 58\text{t/h} \times 13\% \times 55\% \times 1582.3\text{KJ/kg}) + (83\text{t/h} \times 1.248\% \times 356\text{KJ/kg} - 58\text{t/h} \times 0.6\% \times 356\text{KJ/kg}) = 3363.58\text{MJ/h}$

[0110] 铜铈带走热增量 ΔQ_8 :

[0111] 过程控制投料量在58t/h时,除上述指标外,冰铜品位52%;投料量在83t/h时,除上述指标外,冰铜品位62%;则铜铈带走热增量

[0112] $\Delta Q_8 = 83\text{t/h} \times 62\% \times 941\text{KJ/kg} - 58\text{t/h} \times 52\% \times 941\text{KJ/kg} = 20043.3\text{MJ/h}$

[0113] 渣量增加带走热增量 ΔQ_9 :

[0114] 过程控制投料量在58t/h,除上述指标外,产渣率53%;投料量在83t/h,除上述指标外,产渣率55.6%。那么渣量增加带在热增量:

[0115] $\Delta Q_9 = 83\text{t/h} \times 55.6\% \times 1464.4\text{KJ/kg} - 58\text{t/h} \times 53\% \times 1464.4\text{KJ/kg} = 22563.48\text{MJ/h}$

[0116] 烟气中氮气带走热减量 ΔQ_{10} :

[0117] 上述过程控制可知氮气产生量减少2238Nm³/h,那么烟气中氮气带走热减量:

[0118] $\Delta Q_{10} = 2238\text{Nm}^3/\text{h} \times 1.36\text{KJ}/(\text{Nm}^3 \cdot ^\circ\text{C}) \times (1100-20)^\circ\text{C} = 3287.17\text{MJ/h}$

[0119] 料中水分蒸发消耗热增量 ΔQ_{11} :

[0120] $\Delta Q_{11} = W[(t_1 - t_0) \times c_{\text{水}} + q_{\text{潜}}] + [(t_2 \times c_3) - (t_1 \times c_2)] \times V = (83\text{t/h} - 58\text{t/h}) \times 8\% \times [(100-15)^\circ\text{C} \times 4.25\text{KJ}/(\text{kg} \cdot ^\circ\text{C}) + 2264\text{KJ/kg}] + [(1100^\circ\text{C} \times 1.67\text{KJ}/(\text{kg} \cdot ^\circ\text{C}) - (100^\circ\text{C} \times 1.51\text{KJ}/(\text{kg} \cdot ^\circ\text{C})) \times 2.7885\text{m}^3 = 9951.91\text{MJ/h}$

[0121] 烟气带走热增量 ΔQ_{12} :

[0122] 上述过程控制可知氮气产生量减少2238Nm³/h,那么烟气中氮气带走热减量:

[0123] $\Delta Q_{12} = 2238\text{Nm}^3/\text{h} \times 1.36\text{KJ}/(\text{Nm}^3 \cdot ^\circ\text{C}) \times (1100-20)^\circ\text{C} = 3287.17\text{MJ/h}$

[0124] $\Delta Q_{\text{损失}} = 5035\text{MJ/h}$

[0125] 热支出增量 $\Delta Q_{\text{支}} = \Delta Q_6 + \Delta Q_7 + \Delta Q_8 + \Delta Q_9 + \Delta Q_{10} + \Delta Q_{11} + \Delta Q_{12} + \Delta Q_{\text{损失}} = 4260.23\text{MJ/h} + 3363.58\text{MJ/h} + 20043.3\text{MJ/h} + 22563.48\text{MJ/h} - 3287.17\text{MJ/h} + 9951.91\text{MJ/h} + 5035\text{MJ/h} = 65217\text{MJ/h}$

[0126] 表6贫杂高硅铜精矿在富氧侧吹炉熔炼过程增减量热平衡表

		项目	热量 (MJ)	%
热收入 (增量)	1	入炉精矿显热	236.25	0.36
	2	氮氧空气显热	112.25	0.17
	3	炉料生成热	39361.93	60.36
	4	燃料显热	13.47	0.02
	5	燃料燃烧	25493.00	39.09
			合计	65216.90
[0127] 热支出 (增量)	1	硫化物分解	4260.23	7.08
	2	碳酸盐分解	3363.58	5.59
	3	铜铈带走热	20043.30	33.30
	4	渣量增加带走热	22563.48	37.49
		烟气中氮气带走热	-3287.17	-5.46
	5	水分蒸发	9951.91	16.54
	6	烟气带走热	3287.17	5.46
	7	热损失	5034.40	8.37
			合计	60182.50

[0128] 随着富氧浓度的提高,冰铜品位升高,铜在炉渣中的损失增多。根据分配定律和表6物相分析结果,在一定温度下,如果一种物质溶解在两个互不相容的液相里,平衡时该物质在此两相中的浓度比是常数,即

$$[0129] \quad K_{Cu渣}/K_{Cu冰铜} = K_{Cu}$$

[0130] 因此,冰铜的品位提高,即 $K_{Cu冰铜}$ 增大时, $K_{Cu渣}$ 也增大。

[0131] (3) 减少金属损失

[0132] 炉渣中的氧化物与其共晶组分的熔点见表7。

[0133] 表7氧化物与共晶组分的熔点表

[0134]

组分	FeO	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	CaO	2FeO • SiO ₂	FeO-SiO ₂ -CaO	2FeO • SiO ₂ -SiO ₂
熔点/K	1371	1723	1597	2570	1205	980	1178

[0135] 单独氧化物的熔点较高,形成化合物或者共晶体,熔点降低。适量的SiO₂有助于铜渣分离,随着高硅铜精矿配比的增加,SiO₂含量逐步增加,当两种矿配比达到54%时,入炉Al₂O₃含量达到5.5%~6%,酸性渣黏度升高、流动性变差。加入碱性氧化物CaO,形成FeO-SiO₂-CaO三元系渣,使渣熔点降低,使长离子链断裂变成较小的结构单元,降低渣黏度,且对酸性氧化物又有较高的溶解度,促使渣的熔点降低;过多的CaO会降低炉渣对磁性铁的溶解度,只要炉渣中石英石、氧化亚铁和石灰石混合适当,渣中FeO、CaO和SiO₂成分达到共晶线及其液相区域时,渣温可下降到最低1100℃(参考图3)。

[0136] 同时在渣温低于1210℃时电炉送电,稳定渣温,可有效降低渣含铜;当磁性铁含量高于4.5%出现时,向炉内投入Fe⁺物质,避免超出标准厚度的横隔膜的影响。

[0137] (4) 提高侧吹炉床能率

[0138] 混合铜精矿中SiO₂和Al₂O₃含量的增加,使渣黏度增加、流动性变差,提高侧吹炉床能率,用铜精矿自反应热替代部分燃料产生的热量,来实现降低渣黏度。

[0139] (5) 富氧侧吹熔炼炉熔剂零添加

[0140] 侧吹熔炼炉处理高硅铜精矿配比逐步提高到54%，最高达到64%，综合入炉含硅从11%逐步提高到24%，实现熔剂率“0%”，同时实现入炉氧化铝由行业2%以下提高到5.5%的突破。充分利用两自产矿产资源，大大降低辅料成本；又利用高硅低硫难处理铜精矿价格优势，一是降低采购其他铜精矿的运费成本；二是增加加工费收入。

[0141] 该技术在实验研究阶段，突破了常规冶金计算入炉Fe/SiO₂、S/Cu和熔剂率等观念的束缚，尝试逐步提高高硅矿配比。工业化试验期间，通过设备改造、炉体优化、富氧系数调整、加长风口、精细化工艺操作、改变侧吹炉渣型、调整渣口排放高度等措施，可确保炉况稳定，生产指标稳定且逐步提高。

[0142] (6) 侧吹炉前床结构优化研究

[0143] 前床优化：高硅难处理铜精矿其它杂质含量也较高，造成铁橄榄石渣中的杂质含量增加，改变渣的物理和化学性能。相应地熔炼渣也会影响耐火材料炉衬的侵蚀行为。因此，随着高硅难处理铜精矿配比的增加，对小前床端墙侵蚀与冲刷更加严重，使与侧吹炉相连部位的耐火砖呈锯齿状，放铜放渣端墙虽好于两侧端墙，但也出现浅状锯齿。现有技术中处理高硅难处理铜精矿的侧吹炉小前床端墙锯齿状照片如图5所示，放铜放渣端墙锯齿状照片如图6所示。前床东西两侧为镁铬砖砌筑，工作层耐火砖厚度为460mm，保温层厚度为380mm，取消铜水套下部与炉缸过渡段砌筑150mm宽粘土砖和150mm轻质高铝砖。

[0144] 为此，结合对工况下耐火砖冲刷机理的研究和对ZnO含量对Al₂O₃溶解和Al₂O₃渣界面反应影响的研究，有针对性的将前床东西两侧的镁铬砖改为铬刚玉砖砌筑，工作层耐火砖厚度460mm增加至780mm，保温层380mm减至70mm；端墙加装两块平板水套冷却降温，取消铜水套下部与炉缸过渡段150mm宽粘土砖和150mm轻质高铝砖，改为镁铬质电熔20砖。

[0145] 改造后生产状况较好，大大提高生产连续性，消除凹槽跑铜重大安全隐患。

[0146] 侧吹炉冰铜排放口优化：本发明在技术方案整体优化前提下，将投矿量增大至80t/h以上，能够实现侧吹炉平稳连续运行，且未出现铜面放不下去等停炉情况。

[0147] 采取加大投料量是提高高硅矿用量方式之一，侧吹炉原设计投矿量为58t/h，但侧吹炉冰铜排放口砌筑为 $\varnothing 75\text{mm}$ ，铜口倾斜度为45°的虹吸口，实际有效截面积只有约 $\varnothing 50\text{mm}$ ，冰铜液面稳定在800mm以下，铜口一直出铜也只能满足58t/h投矿量。当投矿量增长到70t/h时，如对比例1-3~5-3所示，铜口流量不能满足正常生产（见表10），在不停炉的情况下，如采取了吹氧管烧、扩口，但会导致铜口砖损坏，冰铜流量忽大忽小，炉况极不稳定，控制难度增大，仅停炉事故就造成直接经济损失14万元。

[0148] 按照侧吹炉熔体T=1200℃时，冰铜品位58%， $\rho_{\text{冰铜}}=4.44\text{g/cm}^3$ ， $\rho_{\text{炉渣}}=3.0\sim 3.7\text{g/cm}^3$ （取中间值 3.4g/cm^3 ），冰铜液面h=600mm~800mm铜口最大有效截面积A=150mm*150mm计算：

$$[0149] \quad Q = u * A * \sqrt{2 * \frac{\Delta P}{\rho}}$$

[0150] 冰铜流量可达到约35~42t/h，投混矿量90t/h时，产出冰铜量约32t/h，满足生产需要。

[0151] 将虹吸口原 $\varnothing 75\text{mm}$ 定型砖改为150mm×150mm虹吸通道。改造后降低工人劳动强度；使侧吹炉投混矿量由58t/h提高到83t/h，增加冶炼产能，提高经济效益；延长铜口使用

寿命,避免因频繁用吹氧管扩口铜口,造成铜口砖损坏等。

[0152] 渣排放口材质优化:Al₂O₃-Cr₂O₃耐火材料对酸性渣具有高的抗侵蚀性能,因此,将 Al₂O₃-Cr₂O₃耐火材料对铁橄榄石渣的侵蚀行为与MgO-Cr₂O₃耐火材料的进行了对比。结果表明,与MgO-Cr₂O₃砖相比,Al₂O₃-Cr₂O₃砖展现了较好的抗渣侵蚀能力。因此,采用 Al₂O₃-Cr₂O₃耐火材料展现出优越的抗侧吹炉熔炼渣的侵蚀能力,进而延长排放口的寿命。

[0153] 综合上述分析,获得总体技术方案如下:

[0154] 一种贫杂高硅铜精矿富氧侧吹熔炼方法,包括步骤如下:

[0155] 步骤1,混矿:

[0156] 取贫杂高硅低铜铜精矿和贫杂高硅低硫铜精矿,向其中加入富铜高硫矿和渣精矿,混合均匀获得复合矿,复合矿中包括组分及质量百分含量为:高硅低硫铜精矿10-64%,高硅低铜铜精矿≤36%,富铜高硫矿29-42%和渣精矿4-10%;并向复合矿中加入CaO,所述CaO质量占比为复合矿的2.15-4.5%,其中:

[0157] 贫杂高硅低硫铜精矿包括元素及质量百分含量为Cu 15.16-20.39%,S 16.35-18.96%,Fe 14.07-16.33%,SiO₂ 29.12-33.47%,Al₂O₃ 4.49-6.18%,CaO 2.0-3.4%,MgO 0.85-1.04%,余量其他。

[0158] 贫杂高硅低铜铜精矿包括元素及质量百分含量为Cu 9.56-13.90%,S 20.11-22.42%,Fe 20.53-22.71%,SiO₂ 25.58-27.35%,Al₂O₃ 6.26-8.29%,CaO 1.9-3.1%,MgO 1.38-1.85%,余量其他。

[0159] 富铜高硫矿包括元素及质量百分含量为Cu 21.49-25.48%,S 32.32-33.79%,Fe 27.32-27.65%,SiO₂ 5.98-8.22%,Al₂O₃ 0.78-2.48%,CaO 0.66-1%,MgO 0.54-2.74%,余量其他。

[0160] 渣精矿包括元素及质量百分含量为Cu21-25%,S 4-5%,Fe 30-32%,SiO₂ 17-18%,Al₂O₃ 0.78-2.48%,CaO 0.66-1%,MgO 0.54-2.74%,余量其他。

[0161] 复合矿SiO₂含量为17.9-24%,Al₂O₃含量为4-6%,Fe含量为19-23.4%。

[0162] 步骤2,富氧侧吹熔炼:

[0163] 将复合矿加入侧吹炉中,并加入焦粉或无烟煤燃料,燃料加入质量为复合矿质量的3.6-6.8%,进行熔炼,熔炼温度为1150-1200℃,熔炼过程中,持续向侧吹炉内鼓入富氧空气,富氧浓度为72-84%,喷吹流量为17000-23000Nm³/h,获得冰铜液和铜冶炼渣,控制铜冶炼渣温度为1100-1185℃,以保证渣低含铜量,当温度低于1100℃时,通过电炉送电进行升温控制;

[0164] 其中,采用的侧吹炉设有冰铜排放口和渣排放口,与侧吹炉相连的前床东西两侧为铬刚玉砖砌筑,工作层耐火砖厚度为780mm,保温层厚度为70mm,端墙表面设有平板水套,冷却降温,铜水套下部与炉缸过渡段为镁铬质耐火材料,侧吹炉冰铜排放口为150mm×150mm 虹吸通道,侧吹炉渣排放口材质为Al₂O₃-Cr₂O₃耐火材料;

[0165] 获得的冰铜液和铜冶炼渣根据比重不同进行澄清分离,冷却后,获得冰铜和水淬渣,冰铜品位为58-67.31%,水淬渣中铜含量为0.42-0.52%,水淬渣中磁性铁含量为2.8-4.8%,横隔膜厚度为40-154mm,铜冶炼渣的主要成分为FeO、Fe₂O₃和SiO₂,有少量的MgO、Al₂O₃和 CaO,铁含量为28-35%,SiO₂含量30.85-8.11%,Fe含量为31.77-35.18%,铁硅比为0.83-1.15, MgO含量1.4-4.67%,Al₂O₃含量5.26-7.65%,CaO含量5.8-7.3%,余量

其他。

[0166] 实施例1

[0167] 一种贫杂高硅铜精矿富氧侧吹熔炼方法,包括步骤如下:

[0168] 步骤1,混矿:

[0169] 取贫杂高硅低铜铜精矿和贫杂高硅低硫铜精矿,向其中加入富铜高硫矿和渣精矿,混合均匀获得复合矿,复合矿中包括组分及质量百分含量为:高硅低硫铜精矿64%,富铜高硫矿 32%和渣精矿4%;并向复合矿中加入CaO,所述CaO质量占比为复合矿的3.09%,其中:

[0170] 贫杂高硅低硫铜精矿、贫杂高硅低铜铜精矿、富铜高硫矿和渣精矿包括元素及质量百分含量如表1所示。

[0171] 获得复合矿SiO₂含量,Al₂O₃含量与Fe含量如表10所示。

[0172] 步骤2,富氧侧吹熔炼:

[0173] 将复合矿加入侧吹炉中,并加入焦粉或无烟煤燃料,燃料加入质量为复合矿质量的 4.02%,进行熔炼,熔炼温度为1285℃,熔炼过程中,持续向侧吹炉内鼓入富氧空气,富氧浓度与喷吹流量数据如表10所示,获得冰铜液和铜冶炼渣,控制铜冶炼渣温度为1185℃,以保证渣低含铜量;

[0174] 其中,采用的侧吹炉设有冰铜排放口和渣排放口,与侧吹炉相连的前床东西两侧为铬刚玉砖砌筑,工作层耐火砖厚度为780mm,保温层厚度为70mm,端墙表面设有平板水套,冷却降温,铜水套下部与炉缸过渡段为镁铬质耐火材料,侧吹炉冰铜排放口为150mm×150mm 虹吸通道,侧吹炉渣排放口材质为Al₂O₃-Cr₂O₃耐火材料;

[0175] 获得的冰铜液和铜冶炼渣根据比重不同进行澄清分离,冷却后,获得冰铜和水淬渣,冰铜品位为64.61%,水淬渣中铜含量为0.47%,水淬渣中磁性铁含量为4.6%,横隔膜厚度为 98mm,铜冶炼渣包括成分及铁硅比等数据如表10所示。

[0176] 对比例1-2

[0177] 同实施例1,区别在于,调整熔炼温度,燃料量与富氧浓度和喷吹流量数据,获得了不同的渣熔点及冰铜品位与渣相关数据,具体如表10所示。

[0178] 实施例2

[0179] 一种贫杂高硅铜精矿富氧侧吹熔炼方法,包括步骤如下:

[0180] 步骤1,混矿:

[0181] 取贫杂高硅低铜铜精矿和贫杂高硅低硫铜精矿,向其中加入富铜高硫矿和渣精矿,混合均匀获得复合矿,复合矿中包括组分及质量百分含量为:高硅低硫铜精矿54%,高硅低铜铜精矿10%,富铜高硫矿32%和渣精矿4%;并向复合矿中加入CaO,所述CaO质量占比为复合矿的2.78%,其中:

[0182] 贫杂高硅低硫铜精矿、贫杂高硅低铜铜精矿、富铜高硫矿和渣精矿包括元素及质量百分含量如表1所示。

[0183] 获得复合矿SiO₂含量,Al₂O₃含量与Fe含量如表10所示。

[0184] 步骤2,富氧侧吹熔炼:

[0185] 将复合矿加入侧吹炉中,并加入焦粉或无烟煤燃料,燃料加入质量为复合矿质量的 3.95%,进行熔炼,熔炼温度为1270℃,熔炼过程中,持续向侧吹炉内鼓入富氧空气,富

氧浓度与喷吹流量数据如表10所示,获得冰铜液和铜冶炼渣,控制铜冶炼渣温度为1170℃,以保证渣低含铜量;

[0186] 其中,采用的侧吹炉设有冰铜排放口和渣排放口,与侧吹炉相连的前床东西两侧为铬刚玉砖砌筑,工作层耐火砖厚度为780mm,保温层厚度为70mm,端墙表面设有平板水套,冷却降温,铜水套下部与炉缸过渡段为镁铬质耐火材料,侧吹炉冰铜排放口为150mm×150mm 虹吸通道,侧吹炉渣排放口材质为 $Al_2O_3-Cr_2O_3$ 耐火材料;

[0187] 获得的冰铜液和铜冶炼渣根据比重不同进行澄清分离,冷却后,获得冰铜和水淬渣,冰铜品位为67.31%,水淬渣中铜含量为0.52%,水淬渣中磁性铁含量为4.8%,横隔膜厚度为 84mm,铜冶炼渣包括成分及铁硅比等数据如表10所示。

[0188] 实施例3

[0189] 一种贫杂高硅铜精矿富氧侧吹熔炼方法,包括步骤如下:

[0190] 步骤1,混矿:

[0191] 取贫杂高硅低铜铜精矿和贫杂高硅低硫铜精矿,向其中加入富铜高硫矿和渣精矿,混合均匀获得复合矿,复合矿中包括组分及质量百分含量为:高硅低硫铜精矿36%,高硅低铜铜精矿28%,富铜高硫矿32%和渣精矿4%;并向复合矿中加入CaO,所述CaO质量占比为复合矿的2.15%,其中:

[0192] 贫杂高硅低硫铜精矿、贫杂高硅低铜铜精矿、富铜高硫矿和渣精矿包括元素及质量百分含量如表1所示。

[0193] 获得复合矿 SiO_2 含量, Al_2O_3 含量与Fe含量如表10所示。

[0194] 步骤2,富氧侧吹熔炼:

[0195] 将复合矿加入侧吹炉中,并加入焦粉或无烟煤燃料,燃料加入质量为复合矿质量的 3.88%,进行熔炼,熔炼温度为1270℃,熔炼过程中,持续向侧吹炉内鼓入富氧空气,富氧浓度与喷吹流量数据如表10所示,获得冰铜液和铜冶炼渣,控制铜冶炼渣温度为1160℃,以保证渣低含铜量;

[0196] 其中,采用的侧吹炉设有冰铜排放口和渣排放口,与侧吹炉相连的前床东西两侧为铬刚玉砖砌筑,工作层耐火砖厚度为780mm,保温层厚度为70mm,端墙表面设有平板水套,冷却降温,铜水套下部与炉缸过渡段为镁铬质耐火材料,侧吹炉冰铜排放口为150mm×150mm 虹吸通道,侧吹炉渣排放口材质为 $Al_2O_3-Cr_2O_3$ 耐火材料;

[0197] 获得的冰铜液和铜冶炼渣根据比重不同进行澄清分离,冷却后,获得冰铜和水淬渣,冰铜品位为58.03%,水淬渣中铜含量为0.52%,水淬渣中磁性铁含量为3.2%,横隔膜厚度为 73mm,铜冶炼渣包括成分及铁硅比等数据如表10所示。

[0198] 实施例4

[0199] 一种贫杂高硅铜精矿富氧侧吹熔炼方法,包括步骤如下:

[0200] 步骤1,混矿:

[0201] 取贫杂高硅低铜铜精矿和贫杂高硅低硫铜精矿,向其中加入富铜高硫矿和渣精矿,混合均匀获得复合矿,复合矿中包括组分及质量百分含量为:高硅低硫铜精矿36%,高硅低铜铜精矿28%,富铜高硫矿32%和渣精矿4%;并向复合矿中加入CaO,所述CaO质量占比为复合矿的4.28%,其中:

[0202] 贫杂高硅低硫铜精矿、贫杂高硅低铜铜精矿、富铜高硫矿和渣精矿包括元素及质

量百分含量如表1所示。

[0203] 获得复合矿 SiO_2 含量, Al_2O_3 含量与Fe含量如表10所示。

[0204] 步骤2,富氧侧吹熔炼:

[0205] 将复合矿加入侧吹炉中,并加入焦粉或无烟煤燃料,燃料加入质量为复合矿质量的6.8%,进行熔炼,熔炼温度为 1270°C ,熔炼过程中,持续向侧吹炉内鼓入富氧空气,富氧浓度与喷吹流量数据如表10所示,获得冰铜液和铜冶炼渣,控制铜冶炼渣温度为 1140°C ,以保证渣低含铜量;

[0206] 其中,采用的侧吹炉设有冰铜排放口和渣排放口,与侧吹炉相连的前床东西两侧为铬刚玉砖砌筑,工作层耐火砖厚度为780mm,保温层厚度为70mm,端墙表面设有平板水套,冷却降温,铜水套下部与炉缸过渡段为镁铬质耐火材料,侧吹炉冰铜排放口为 $150\text{mm}\times 150\text{mm}$ 虹吸通道,侧吹炉渣排放口材质为 $\text{Al}_2\text{O}_3-\text{Cr}_2\text{O}_3$ 耐火材料;

[0207] 获得的冰铜液和铜冶炼渣根据比重不同进行澄清分离,冷却后,获得冰铜和水淬渣,冰铜品位为60%,水淬渣中铜含量为0.43%,水淬渣中磁性铁含量为3%,横隔膜厚度为73mm,铜冶炼渣包括成分及铁硅比等数据如表10所示。

[0208] 实施例5

[0209] 一种贫杂高硅铜精矿富氧侧吹熔炼方法,包括步骤如下:

[0210] 步骤1,混矿:

[0211] 取贫杂高硅低铜铜精矿和贫杂高硅低硫铜精矿,向其中加入富铜高硫矿和渣精矿,混合均匀获得复合矿,复合矿中包括组分及质量百分含量为:高硅低硫铜精矿36%,高硅低铜铜精矿25%,富铜高硫矿35%和渣精矿4%;并向复合矿中加入CaO,所述CaO质量占比为复合矿的2.48%,其中:

[0212] 贫杂高硅低硫铜精矿、贫杂高硅低铜铜精矿、富铜高硫矿和渣精矿包括元素及质量百分含量如表1所示。

[0213] 获得复合矿 SiO_2 含量, Al_2O_3 含量与Fe含量如表10所示。

[0214] 步骤2,富氧侧吹熔炼:

[0215] 将复合矿加入侧吹炉中,并加入焦粉或无烟煤燃料,燃料加入质量为复合矿质量的3.88%,进行熔炼,熔炼温度为 1265°C ,熔炼过程中,持续向侧吹炉内鼓入富氧空气,富氧浓度与喷吹流量数据如表10所示,获得冰铜液和铜冶炼渣,控制铜冶炼渣温度为 1135°C ,以保证渣低含铜量;

[0216] 其中,采用的侧吹炉设有冰铜排放口和渣排放口,与侧吹炉相连的前床东西两侧为铬刚玉砖砌筑,工作层耐火砖厚度为780mm,保温层厚度为70mm,端墙表面设有平板水套,冷却降温,铜水套下部与炉缸过渡段为镁铬质耐火材料,侧吹炉冰铜排放口为 $150\text{mm}\times 150\text{mm}$ 虹吸通道,侧吹炉渣排放口材质为 $\text{Al}_2\text{O}_3-\text{Cr}_2\text{O}_3$ 耐火材料;

[0217] 获得的冰铜液和铜冶炼渣根据比重不同进行澄清分离,冷却后,获得冰铜和水淬渣,冰铜品位为58.31%,水淬渣中铜含量为0.43%,水淬渣中磁性铁含量为3.3%,横隔膜厚度为58mm,铜冶炼渣包括成分及铁硅比等数据如表10所示。

[0218] 实施例6

[0219] 一种贫杂高硅铜精矿富氧侧吹熔炼方法,包括步骤如下:

[0220] 步骤1,混矿:

[0221] 取贫杂高硅低铜铜精矿和贫杂高硅低硫铜精矿,向其中加入富铜高硫矿和渣精矿,混合均匀获得复合矿,复合矿中包括组分及质量百分含量为:高硅低硫铜精矿36%,高硅低铜铜精矿20%,富铜高硫矿40%和渣精矿4%;并向复合矿中加入CaO,所述CaO质量占比为复合矿的2.48%,其中:

[0222] 贫杂高硅低硫铜精矿、贫杂高硅低铜铜精矿、富铜高硫矿和渣精矿包括元素及质量百分含量如表1所示。

[0223] 获得复合矿SiO₂含量,Al₂O₃含量与Fe含量如表10所示。

[0224] 步骤2,富氧侧吹熔炼:

[0225] 将复合矿加入侧吹炉中,并加入焦粉或无烟煤燃料,燃料加入质量为复合矿质量的3.87%,进行熔炼,熔炼温度为1255℃,熔炼过程中,持续向侧吹炉内鼓入富氧空气,富氧浓度与喷吹流量数据如表10所示,获得冰铜液和铜冶炼渣,控制铜冶炼渣温度为1135℃,以保证渣低含铜量;

[0226] 其中,采用的侧吹炉设有冰铜排放口和渣排放口,与侧吹炉相连的前床东西两侧为铬刚玉砖砌筑,工作层耐火砖厚度为780mm,保温层厚度为70mm,端墙表面设有平板水套,冷却降温,铜水套下部与炉缸过渡段为镁铬质耐火材料,侧吹炉冰铜排放口为150mm×150mm虹吸通道,侧吹炉渣排放口材质为Al₂O₃-Cr₂O₃耐火材料;

[0227] 获得的冰铜液和铜冶炼渣根据比重不同进行澄清分离,冷却后,获得冰铜和水淬渣,冰铜品位为58.07%,水淬渣中铜含量为0.42%,水淬渣中磁性铁含量为3.8%,横隔膜厚度为79mm,铜冶炼渣包括成分及铁硅比等数据如表10所示。

[0228] 实施例7

[0229] 一种贫杂高硅铜精矿富氧侧吹熔炼方法,包括步骤如下:

[0230] 步骤1,混矿:

[0231] 取贫杂高硅低铜铜精矿和贫杂高硅低硫铜精矿,向其中加入富铜高硫矿和渣精矿,混合均匀获得复合矿,复合矿中包括组分及质量百分含量为:高硅低硫铜精矿20%,高硅低铜铜精矿36%,富铜高硫矿40%和渣精矿4%;并向复合矿中加入CaO,所述CaO质量占比为复合矿的2.54%,其中:

[0232] 贫杂高硅低硫铜精矿、贫杂高硅低铜铜精矿、富铜高硫矿和渣精矿包括元素及质量百分含量如表1所示。

[0233] 获得复合矿SiO₂含量,Al₂O₃含量与Fe含量如表10所示。

[0234] 步骤2,富氧侧吹熔炼:

[0235] 将复合矿加入侧吹炉中,并加入焦粉或无烟煤燃料,燃料加入质量为复合矿质量的3.85%,进行熔炼,熔炼温度为1280℃,熔炼过程中,持续向侧吹炉内鼓入富氧空气,富氧浓度与喷吹流量数据如表10所示,获得冰铜液和铜冶炼渣,控制铜冶炼渣温度为1130℃,以保证渣低含铜量;

[0236] 其中,采用的侧吹炉设有冰铜排放口和渣排放口,与侧吹炉相连的前床东西两侧为铬刚玉砖砌筑,工作层耐火砖厚度为780mm,保温层厚度为70mm,端墙表面设有平板水套,冷却降温,铜水套下部与炉缸过渡段为镁铬质耐火材料,侧吹炉冰铜排放口为150mm×150mm虹吸通道,侧吹炉渣排放口材质为Al₂O₃-Cr₂O₃耐火材料;

[0237] 获得的冰铜液和铜冶炼渣根据比重不同进行澄清分离,冷却后,获得冰铜和水淬

渣,冰铜品位为58.3%,水淬渣中铜含量为0.37%,水淬渣中磁性铁含量为3.5%,横隔膜厚度为56mm,铜冶炼渣包括成分及铁硅比等数据如表10所示。

[0238] 实施例8

[0239] 一种贫杂高硅铜精矿富氧侧吹熔炼方法,包括步骤如下:

[0240] 步骤1,混矿:

[0241] 取贫杂高硅低铜铜精矿和贫杂高硅低硫铜精矿,向其中加入富铜高硫矿和渣精矿,混合均匀获得复合矿,复合矿中包括组分及质量百分含量为:高硅低硫铜精矿10%,高硅低铜铜精矿44%,富铜高硫矿42%和渣精矿4%;并向复合矿中加入CaO,所述CaO质量占比为复合矿的4.06%,其中:

[0242] 贫杂高硅低硫铜精矿、贫杂高硅低铜铜精矿、富铜高硫矿和渣精矿包括元素及质量百分含量如表1所示。

[0243] 获得复合矿SiO₂含量,Al₂O₃含量与Fe含量如表10所示。

[0244] 步骤2,富氧侧吹熔炼:

[0245] 将复合矿加入侧吹炉中,并加入焦粉或无烟煤燃料,燃料加入质量为复合矿质量的3.87%,进行熔炼,熔炼温度为1255℃,熔炼过程中,持续向侧吹炉内鼓入富氧空气,富氧浓度与喷吹流量数据如表10所示,获得冰铜液和铜冶炼渣,控制铜冶炼渣温度为1135℃,以保证渣低含铜量;

[0246] 其中,采用的侧吹炉设有冰铜排放口和渣排放口,与侧吹炉相连的前床东西两侧为铬刚玉砖砌筑,工作层耐火砖厚度为780mm,保温层厚度为70mm,端墙表面设有平板水套,冷却降温,铜水套下部与炉缸过渡段为镁铬质耐火材料,侧吹炉冰铜排放口为150mm×150mm虹吸通道,侧吹炉渣排放口材质为Al₂O₃-Cr₂O₃耐火材料;

[0247] 获得的冰铜液和铜冶炼渣根据比重不同进行澄清分离,冷却后,获得冰铜和水淬渣,冰铜品位为60.31%,水淬渣中铜含量为0.42%,水淬渣中磁性铁含量为3%,横隔膜厚度为45mm,铜冶炼渣包括成分及铁硅比等数据如表10所示。

[0248] 实施例9-10

[0249] 在投料量一定前提下,综合对原料矿添加量调整,及不同的入炉SiO₂含量,铁含量与Al₂O₃含量,以及CaO加入量,燃料与富氧浓度的协调配比关系调整,获得了不同的冰铜品位,与水淬渣相关数据,实施例9-10的具体实验数据如表10所示。

[0250] 另对侧吹炉改进工艺进行实验补充对比例1-1,2-1,3-1,4-1和5-1,对比例1-1,同实施例1,对比例2-1同实施例2,对比例3-1同实施例3,对比例4-1同实施例4,对比例5-1同实施例6,区别在于,对比例1-1~5-1采用的侧吹炉为常规冰铜排放口侧吹炉,常规侧吹炉冰铜排放口砌筑为Ø75mm,铜口倾斜度为45°的虹吸口,实际有效截面积有约Ø50mm,前床东西两侧砌筑镁铬砖,工作层耐火砖厚度460mm,保温层厚度380mm;铜水套下部与炉缸过渡段150mm宽粘土砖和150mm轻质高铝砖。运行后不同原因下出现停炉现象,时长及原因分析如表8所示。

[0251] 表8停炉时间及原因分析表

序号	停风时长(min)	停炉原因
对例1-1	12	铜面放不下去
对例2-1	156	铜面放不下去

对例3-1	189	侧吹炉铜口溜槽前段漏铜
对例4-1	1114	修铜口和铜溜槽
对例5-1	91	前床铜面过高达1400

[0253] 以实施例1和对比例1-2为例,分别对实施例1获得的铜品位0.42%水淬渣,和对比例1-2获得的铜品位1.23%的水淬渣代表样进行相对含量分析比对,见表9。

[0254] 表9水淬渣铜物相分析结果对比

主要相	相含量/%	Cu=0.42%水淬渣		Cu=1.23%水淬渣		
		相 Cu 含量/%	Cu 分配率/%	相含量/%	相 Cu 含量/%	Cu 分配率/%
冰铜(含 Cu45%~60%)	0.164	56.78	24.68	0.92	65.82	49.23
[0255] 辉铜矿	0.003	78.52	0.63	<0.01	78.52	<0.01
金属铜	0.005	96.69	1.29	0.05	99.69	4.05
铁橄榄石	5.72	—	0	0.02	—	0
含 Cu 玻璃相	93.6	0.338	73.39	98.07	0.586	46.71
合计	—	—	100	—	—	100

[0256] 两种水淬渣SiO₂含量由33.32%提高到41.32%,铜含量相应增大;且随着水淬渣铜品位的升高,铜在冰铜中的分配率由24.68%增大到49.23%。

[0257] 用Stokes定律推算冰铜液滴通过渣层的速度:

$$[0258] \quad V=1/18g*((\rho_{\text{drop}}-\rho_{\text{slag}})/\mu_{\text{slag}}*(\Phi_{\text{drop}})^2) \quad (8)$$

[0259] V——冰铜液滴沉降速度 (m/s)

[0260] g——万有引力常数 (9.8m/s²)

[0261] ρ_{drop} ——冰铜密度 (3900~5200kg/m³)

[0262] ρ_{slag} ——渣密度 (3300~3700kg/m³)

[0263] μ_{slag} ——渣黏度 (0.1kg/m·s)

[0264] Φ_{drop} ——沉降冰铜液滴直径 (m)

[0265] 由此可见,熔渣黏度增加,使冰铜颗粒通过渣层的沉降速度减小,渣中铜滞留增多,造成铜损失。

[0266] 上述易挥发杂质降低,降低金和银金属损失,尤其是Cl与Ag易生成AgCl,进入烟气系统损失掉。

[0267] 表10实施例与对比例工艺参数与结果数据表

[0268]

序号	投料量	矿1(%)	矿2(%)	矿3(%)	矿4(%)	混矿SiO ₂ (%)	混矿含铁(%)	混矿Al ₂ O ₃ (%)	CaO加入量	熔炼温度(°C)	燃料量(%)	富氧浓度(%)	喷吹流量(Nm ³ /h)	渣温(°C)
实例 1	83	64	0	32	4	23.94	19.72	4.12	3.09	1285	4.02	83.89	19815	1185
对例 1-2	83	64	0	32	4	23.94	19.72	4.12	3.17	1290	6.5	72.77	23537	1210
实例 2	83	54	10	32	4	22.60	20.40	5.27	2.78	1270	3.95	85.56	20456	1170
实例 3	83	36	28	32	4	21.88	21.60	5.55	2.15	1270	3.88	82.84	19615	1160
实例 4	83	36	28	32	4	21.88	21.60	5.55	4.28	1270	6.8	82.84	19785	1140
实例 5	83	36	25	35	4	20.92	21.85	5.38	2.48	1265	3.88	82.84	19145	1135
实例 6	83	36	20	40	4	19.59	22.24	5.10	2.48	1255	3.87	72.77	19157	1135
实例 7	83	20	36	40	4	18.95	23.33	5.54	2.54	1280	3.85	72.77	19230	1130
实例 8	83	10	44	42	4	17.97	24.17	4.39	4.06	1260	3.6	78.68	19872	1110
实例 9	83	34	20	42	4	19.28	22.90	5.73	2.43	1265	3.91	82.9	19981	1125
实例 10	83	34	20	42	4	19.28	22.90	5.73	4.44	1250	3.91	82.9	19981	1110

[0269] 续表10

[0270]

	冰铜品位(%)	Al ₂ O ₃ (%)	CaO 量	铁硅比	渣含铜(%)	SiO ₂ (%)	渣中Fe(%)	渣中磁性铁含量(%)	横隔膜厚度(mm)
实例 1	64.61	6.54	6.97	0.83	0.47	38.11	31.77	4.6	98
对例 1-2	65.82	6.65	7.05	0.84	1.23	41.32	34.57	6.8	389
实例 2	67.31	7.26	6.92	0.87	0.52	36.93	32.06	4.8	84
实例 3	58.03	7.23	6.21	1.03	0.52	33.01	33.95	3.2	73
实例 4	60	7.87	7.1	0.99	0.43	34.98	34.57	3	56
实例 5	58.31	7.11	6.17	1.02	0.43	33.12	33.67	3.3	58
实例 6	58.07	7.98	6.15	1.01	0.42	33.32	33.52	3.8	79
实例 7	58.3	8.76	6.19	1.00	0.37	33.38	33.54	3.5	56
实例 8	60.31	8.5	7.3	1.14	0.33	30.85	35.18	3	45
实例 9	63.86	6.85	5.84	0.98	0.42	34.01	33.38	4.3	56
实例 10	62.83	6.78	7.21	1.00	0.4	34.51	34.57	2.8	40

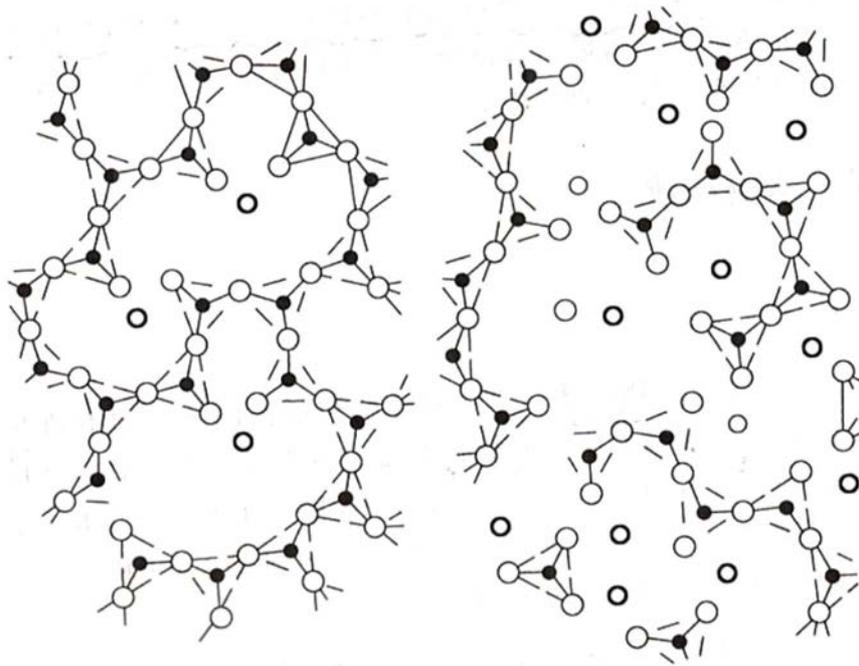


图1

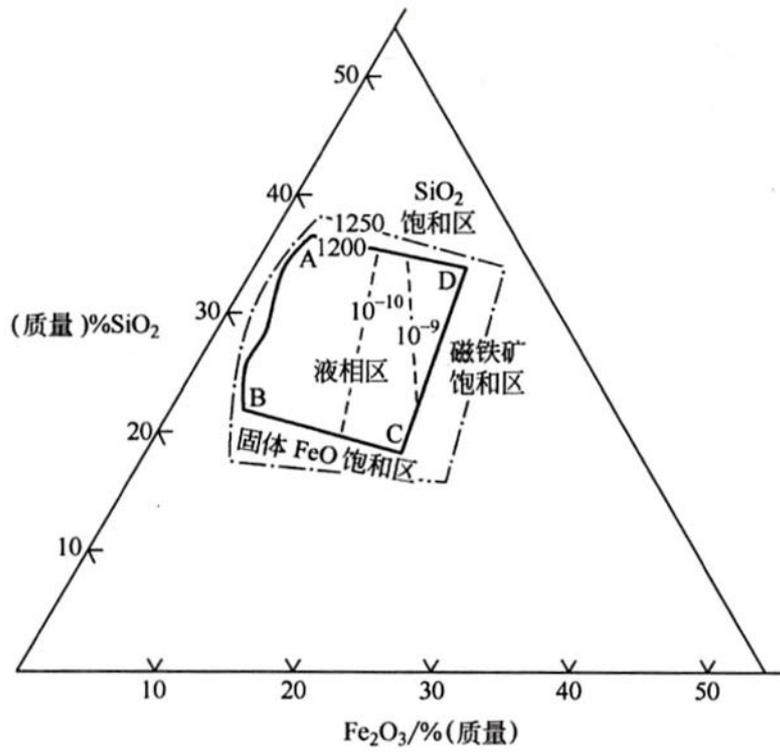


图2

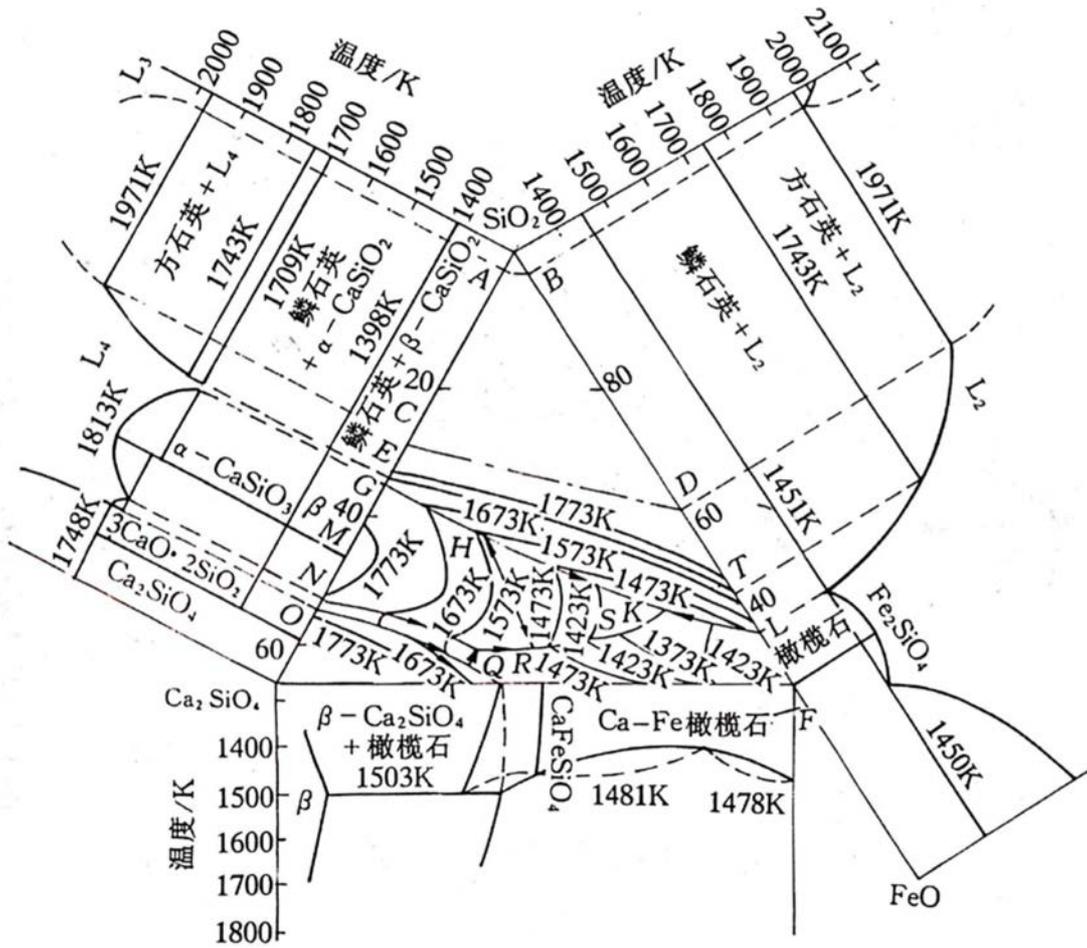


图3

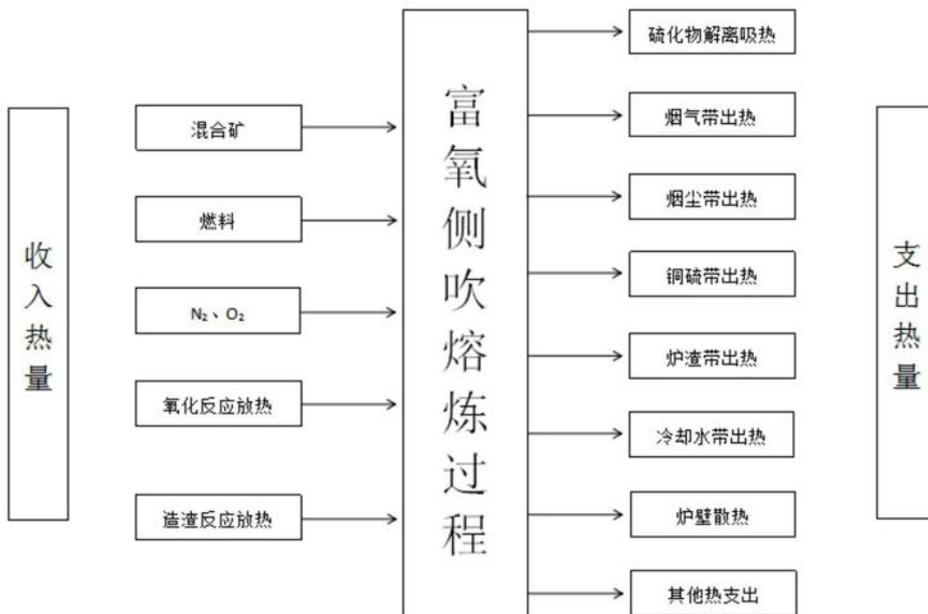


图4



图5



图6