

钒钛磁铁矿直流炉冶炼试验研究

郭亚光, 陈奎元, 王云, 陈学刚

(中国恩菲工程技术有限公司, 北京 100038)

[摘要] 为了探究直流炉处理钒钛磁铁矿过程中渣和铁水成分的变化,在分析原料钒钛磁铁矿性质的基础上,开展理论计算、小试和直流炉扩大试验。钒钛磁铁矿中 Fe 主要以 Fe_3O_4 存在, V、Ti 主要赋存于钛磁铁矿中,理论计算显示加入石灰可大幅降低还原终渣的熔化温度,提高冶炼温度更有利于降低炉渣黏度;小试结果表明,温度升高有利于提高金属回收率,合适的石灰和还原剂配比对渣铁分离效果影响较大,在温度 1580 °C、C/O 为 1.0、石灰配比 3.3% 条件下,尾渣中 Fe、V 含量可分别降至 1.20%、0.27%;直流炉扩大试验结果表明,渣中铁含量降至 14.38%~16.21% 时,渣中钒含量最高,产出终渣中 Fe、V 含量分别为 1.89%、0.39%, Fe、V 回收率分别为 98.14%、85.7%。

[关键词] 钒钛磁铁矿; 模拟计算; 直流炉; 钒渣; 含钒铁水

[中图分类号] TF823; TF55

[文献标志码] A

[文章编号] 2097-2423(2025)05-0026-08

DOI: 10.19610/j.cnki.cn10-1873/tf.2025.05.005

0 引言

世界范围内钒钛磁铁矿储量丰富,超过 1 000 亿 t,主要分布于南非、新西兰、澳大利亚、中国等地,主要有岩型矿和海砂矿两种赋存形式^[1-3]。我国钒钛磁铁矿主要分布于攀西地区和承德地区,仅攀西地区探明储量近 100 亿 t,占我国铁矿资源的 1/5,是我国重要的铁资源^[1]。钒钛磁铁矿含有铁、钒、钛等有价金属,属于多种有价元素共生的铁基多金属矿物,是铁、钒、钛资源的重要来源。钒是一种重要的战略金属,主要来自钒钛磁铁矿,广泛应用于电池、特种钢材、航空航天、光学材料等领域,具有金属“维生素”的称号。钛及钛产品以其良好的物理

化学性能,广泛应用于航天、航海、军事、建筑、医药等领域^[4-6]。我国钒钛磁铁矿资源储量巨大,但目前开发利用率较低,钛对外依存度较高。

钒钛磁铁矿成分和结构复杂,较普通铁矿石冶炼难度大,目前主要处理工艺有高炉法和非高炉法两种。高炉法主要应用在中国和俄罗斯^[1],工艺装备技术成熟、单系列生产规模大,可高效提取其中的铁、钒资源,但高炉法需要配入大量普通铁矿石冶炼,尾渣中钛品位低,钛资源难以利用,且存在流程长、辅料焦炭成本高、投资大等弊端。非高炉法在南非、新西兰等地应用较多,主要有预还原-电炉法、钠化提钒-预还原-电炉法、钠化焙烧-磨选法等,非高炉法具有流程短、投资低、产出钛渣品位高等优势,但存在单系列处理能力小、难以规模化等弊端^[7-10]。

本文针对直流炉技术处理钒钛磁铁矿进行试验探索,首先利用 FactSage 软件分析矿物还原、尾渣性质等,考察钒钛磁铁矿中有价金属的还原特性和渣的性质,而后开展小试和直流炉扩大试验,考察工艺技术参数,采用冶金计算软件对试验代表性结果进行物料平衡计算。

1 试验

1.1 试验原料

试验所用主要原料为来自南非地区的钒钛磁铁

[收稿日期] 2025-06-11

[作者简介] 郭亚光(1989—),男,博士,高级工程师,主要从事铁基多金属矿高效冶炼、有色金属冶炼、冶金固废综合利用等方面研究工作。

[引用格式] 郭亚光,陈奎元,王云,等.钒钛磁铁矿直流炉冶炼试验研究[J].绿色矿冶,2025,41(5):26-33.

GUO Yaguang, CHEN Kuiyuan, WANG Yun, et al. Experimental study on direct current furnace smelting of vanadium titanium magnetite [J]. Sustainable Mining and Metallurgy, 2025, 41(5): 26-33.

矿,主要元素化学分析见表1。由表1可知,钒钛磁铁矿中钒含量为55.08%,以磁性铁存在的铁含量为51.47%,占比达到93.44%。在专业检测机构针

对钒钛磁铁矿中钒、钛的物相组成进行分析检测,结果见表2~表3。

表1 钒钛磁铁矿化学成分

成分	TFe	FeO	Fe ₂ O ₃	mFe	CaO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Cr	Mn	S	P	TiO ₂	V ₂ O ₅
含量	55.08	8.24	69.6	51.47	0.18	1.52	1.41	4.04	0.17	0.17	0.038	0.007	13.82	1.52

表2 矿石中钒的物相分布

钒物相	硫化物中钒	钛磁铁矿中钒	钛铁矿中钒	硅酸盐中钒	总钒
含量	0.015	0.79	0.005	0.04	0.85

表3 矿石中钛的物相分布

钛物相	钛铁矿中钛	钛磁铁矿中钛	金红石中钛	榍石中钛	总钛
含量	0.41	13.2	0.01	0.2	13.82

注:表3所示钛物相含量以TiO₂计。

采用扫描电镜对钒钛磁铁矿的微观结构及元素面分布进行分析,结果如图1所示。由图1可知,矿物中元素分布嵌布融合,Ti、V与Fe分布重合,与物相分析结果一致,Ti和V主要赋存于钛磁铁矿中,

部分区域铁含量高,可能是单独的铁氧化物。

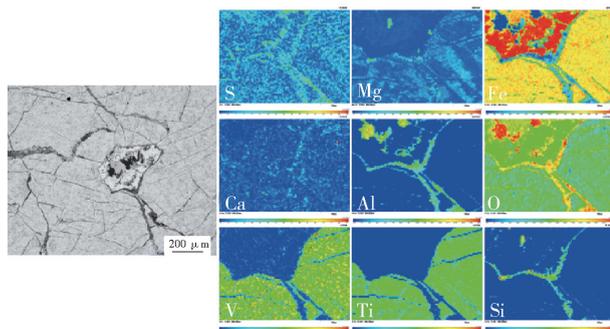


图1 矿石微观结构及元素面分布

试验所用还原剂是无烟煤,小试所用熔剂石灰为分析纯化学试剂,其CaO含量>98%,扩大试验熔剂为冶金石灰石,无烟煤和石灰石成分分别见表4和表5。

表4 无烟煤成分

成分	H ₂ O	固定碳	挥发分	灰分							
				Σ	Al ₂ O ₃	CaO	TFe	MgO	SiO ₂	TiO ₂	其他
含量	1.89	79.86	7.49	10.76	3.57	0.82	0.25	0.17	4.38	0.13	1.43

表5 石灰石成分

成分	CaO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe
含量	48.86	4.17	1.54	0.55	0.14

1.2 试验装置及方法

利用高温马弗炉和400 kVA直流电炉分别开展钒钛磁铁矿熔化-还原小试和扩大试验研究,通过小试探索不同条件下渣和铁水中Fe、V含量,然后通过直流炉扩大试验考察不同还原度条件下渣和铁水中Fe、V含量的变化规律。试验中设定钒钛磁铁矿中全部Fe、V的氧化物被还原为金属态所需煤量作为配碳量标准(C/O=1.0)。

小试首先将所有物料干燥、磨粉,然后按照试验方案中配煤比、碱度进行配料混匀后加入刚玉坩埚中,将坩埚放置于马弗炉中,随炉升温至设定温度,保温后取出,对试验产出的渣、金属称重并取样分析

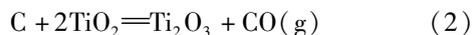
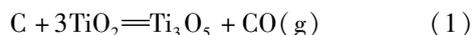
检测。

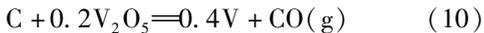
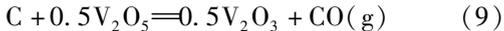
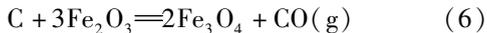
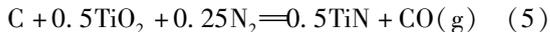
直流炉扩大试验首先将生铁加入直流炉中进行熔化,保护炉底阳极,生铁熔化完成后,在钒钛磁铁矿中按照将所有Fe³⁺还原成Fe²⁺的比例配入无烟煤,并配入石灰石,待混合料熔化完成后逐步加入无烟煤进行还原熔分,试验完成后将渣和铁水排放到渣包中。

2 钒钛磁铁矿还原理论分析

2.1 还原过程分析

钒钛磁铁矿还原过程中,矿中的铁、钒、钛氧化物与碳发生反应,可能发生的反应见式(1)~(10)。





钒钛磁铁矿中 Fe、V、Ti 的氧化物被碳还原的吉布斯自由能变化如图 2 所示。钒钛磁铁矿熔化后还原温度范围为 1 400 ~ 1 600 °C, 由图 2 可知, 三种有价元素被还原出金属态先后顺序依次为 Fe、V、Ti, 温度超过 1 600 °C 时, Ti_3O_5 较 V 先被还原出。值得注意的是, 深度还原后期, 渣中 TiO_2 含量升高, 如果加入过量无烟煤, 易产生熔点较 TiO_2 高的 Ti_3O_5 、 Ti_2O_3 、TiC 等, 导致炉渣黏度增加, 因此需控制合适的还原剂加入量和加入速度。

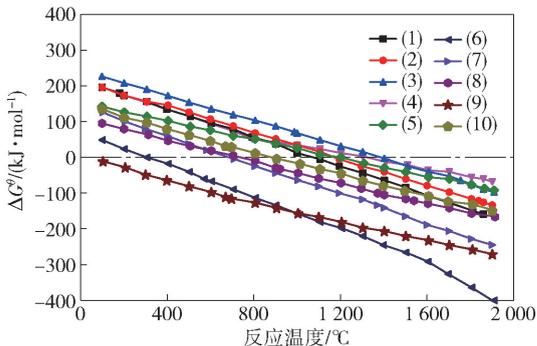


图 2 金属氧化物还原反应吉布斯自由能

钒钛磁铁矿熔化-还原过程中, 配碳比对铁的还原率和钛价态影响较大, 且改变渣型性质, 影响渣铁分离效果。因此, 应研究不同配碳比对反应产出金属、渣、气三相成分的影响, 采用 FactSage 热力学软件计算钒钛磁铁矿-碳体系在绝热条件下的平衡组成。由于数据库内缺乏 V_2O_5 数据, 无法计算钒的还原, 钒在铁水和渣中的分布通过试验结果获取。计算所用的原始成分参考矿物成分进行调整(表

6), 碳的配入量 $A = 0 \sim 20 \text{ g}$, 平衡计算温度选择 1 600 °C, 计算结果如图 3 ~ 4 所示。

加入不同质量的碳, 金属、渣、气体三相质量的变化如图 3 所示。由图 3 可知, 碳加入量为 0 ~ 4 g

表 6 还原模拟计算初始成分质量

成分	CaO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	TiO ₂	FeO	Fe ₂ O ₃	C
质量/g	0	1	1.5	4	14	7	70	A

时, 无金属产出, 仅有渣和气体两相; 继续提高加入碳的质量到 20 g, 金属和气相质量持续增加。

加入不同质量的碳, 金属、渣和气三相主要组成如图 4 所示。由图 4 可知, 当碳加入 5 g 时, 有 1.72 g 金属产出, 气相中 CO 体积分数占比达到 88.32%, CO 、 CO_2 体积比为 7.56, 此时金属相中仅有 Fe 和 C 两种元素, 渣中 FeO 含量达到最高值, 有少量 Fe^{3+} 存在, $\text{Fe}^{2+}/\text{Fe}^{3+} = 10.8$; 继续提高碳加入量, 金属铁大量产出, 其中 TiO_2 开始被还原成 Ti_2O_3 ; 当碳加入量达到 15 g 时, 金属相中开始出现 Si, CO 、 CO_2 体积比为 24.38, 渣中 Fe 含量为 25.4%; 当碳加入量达到 18 g 时, 金属相中开始出现钛, CO 、 CO_2 体积比为 433.8, CO 质量分数达到 99.77%, 渣中 Fe 含量为 2.02%, Ti_2O_3 质量开始大于 TiO_2 质量; 碳加入量达到 19 g 时, 渣中 Fe^{3+} 完全消失, 渣中 Fe 含量为 0.47%, CO 、 CO_2 体积比为 1 427.6。

2.2 还原渣性质分析

钒钛磁铁矿到达还原终点时, 渣中 Fe 含量可忽略不计, 采用 FactSage 软件计算 CaO 加入量对终渣熔点和黏度的影响, 计算渣型成分仅有 CaO、MgO、 SiO_2 、 Al_2O_3 、 TiO_2 , 具体原始组分参考表 6。

CaO 加入量对渣完全熔化温度和黏度的影响分别见图 5、图 6 所示。由图 5 可知, 随着 CaO 加入量增大, 终渣完全熔化温度先降低后升高, 加入量为

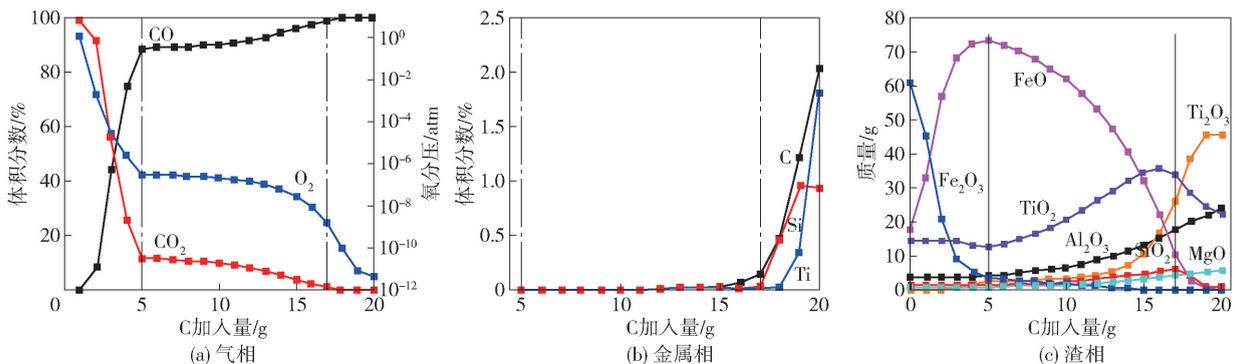


图 4 不同碳加入量对各相成分的影响

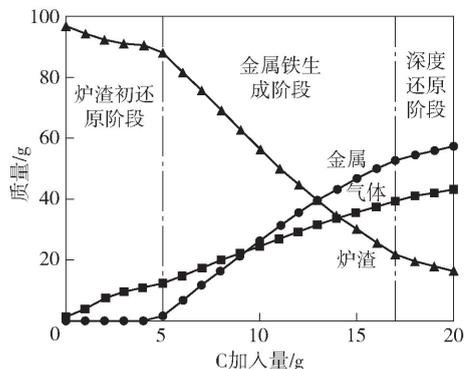


图3 不同碳加入量对各相质量的影响

3.5 g 时熔化温度最低,为 1 289. 16 ℃。由于 CaO 加入量为 0 g 和 0.5 g 时,终渣完全熔化温度超过 1 600 ℃,脱离实际冶炼温度,仅计算 CaO 在 1 ~ 5 g 范围内渣的黏度,结果如图 6 所示。由图 6 可知,随着 CaO 加入量的增大,渣黏度持续降低,但其效果远低于温度升高 100 ℃对渣黏度的影响。

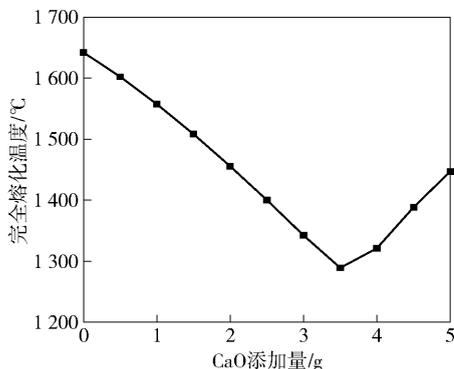


图5 CaO 对熔化温度影响

3 钒钛磁铁矿熔化-还原试验研究

采用直流炉技术处理钒钛磁铁矿,首先将矿

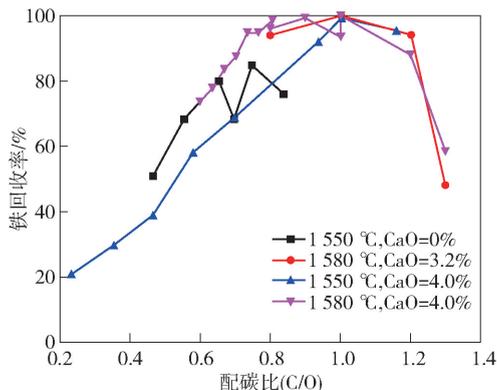
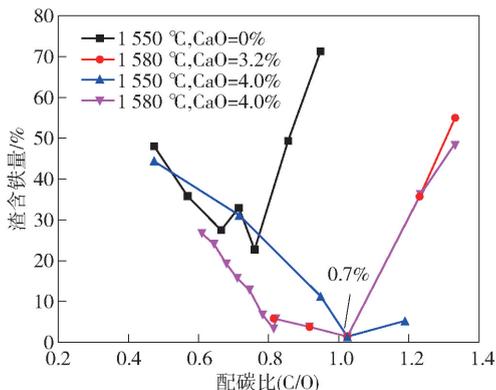


图7 配碳比对尾渣含铁量及铁回收率的影响

基于上述试验结果,在 C/O 为 1.0、石灰配比为 2.6% ~ 4.0% 的条件下,深入考察温度、石灰配比对

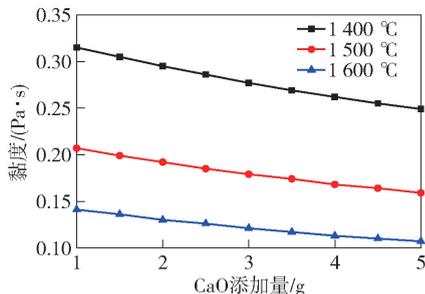


图6 黏度变化曲线

物原料和造渣剂、少量还原剂混合加入直流炉中熔化、造渣,而后再单独加入还原剂实现 Fe、V 的深度还原,通过控制合适的还原剂加入量和冶炼温度,选择性改善有价金属价态,促使其定向分离富集。基于此技术,开展小试和直流供热条件下扩大试验研究。

3.1 小试

在理论分析的基础上,开展钒钛磁铁矿还原实验室小试,探究合适的配碳比、石灰配比、温度等条件对尾渣中 Fe、V 含量及生铁成分的影响。

首先考察配碳比和石灰比对渣含铁量和铁回收率的影响,探索合适的技术参数,结果如图 7 ~ 8 所示。由图 7 可知,随着配碳比增加,铁被还原为金属,与渣分离,但继续增大配碳比后,渣含铁量反而急剧增加,可能是由于过度还原造成部分钛氧化物被还原为低价钛,使渣熔点和黏度升高,渣、铁分离效果差,部分试验产出铁如图 9 所示。图 8 表明,增加石灰的配比到 3.3%,可以显著改善渣、铁分离效果并促进金属氧化物的还原,实现渣含铁量降至 1.2%;此后继续增大石灰配比,对渣中铁含量影响较小。

尾渣及生铁中铁、钒含量的影响,表 7 为试验方案及相应的试验结果。

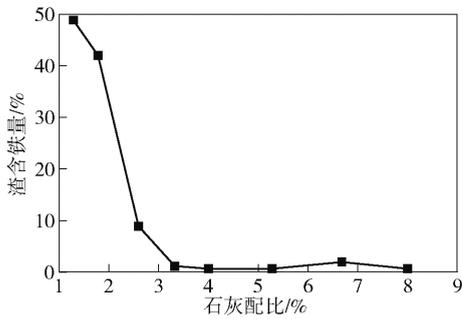


图8 石灰比对渣含铁量的影响规律

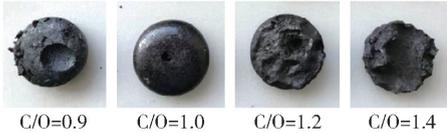


图9 不同配碳比产出铁照片

表7表明,温度由1520℃升高至1580℃,石灰配比为3.3%时,渣中Fe含量由9.62%降至1.2%、V含量由1.02%降至0.27%,铁水中V含量由1.36%增加至1.54%;在温度不变的情况下,当石灰配比由2.6%增加至4.0%,渣中V含量持续降低,说明加入石灰可促进V的深度回收。当温度增加至1610℃时,渣和生铁中V含量较1580℃时变化不大,但渣中铁含量高,这可能是由于温度过高,虽然Fe、V的氧化物得到深度还原,但产生较多的低价钛化合物,导致渣、铁分离效果较差。生铁样品如图10所示。由图10可知,石灰配比较低时渣、铁分离效果较差。

表7 小试试验结果

温度/ ℃	试验条件		尾渣成分/%		生铁成分/%	
	C/O	石灰配 比/%	$w_{(Fe)}$	$w_{(V)}$	$w_{[C]}$	$w_{[V]}$
1520	1	2.6	15.56	1.31	2.70	1.27
	1	3.3	9.62	1.02	2.62	1.36
	1	4.0	1.24	0.58	1.57	1.46
1550	1	2.6	11.34	1.06	3.56	1.27
	1	3.3	6.86	0.67	2.37	1.35
	1	4.0	1.34	0.39	2.82	1.56
1580	1	3.0	2.67	0.30	3.60	1.60
	1	3.3	1.20	0.27	3.59	1.54
	1	2.6	6.57	0.55	3.33	1.55
1610	1	3.0	7.07	0.33	3.42	1.54
	1	3.3	2.03	0.25	3.62	1.54

3.2 扩大试验

在小试基础上,利用400kVA直流电炉开展钒钛铁矿熔化-还原试验研究,主要考察还原过程



图10 1610℃生铁样品

中渣中Fe、V的还原程度、含量变化规律及对应生铁的成分。

为顺利开展试验,每炉次试验加入100kg生铁作为底铁保护炉底,每炉处理原矿200kg。待生铁熔化完成后,加入原矿、预配煤、石灰的混合料进行熔化,熔化完成后逐步加入无烟煤进行还原,还原过程中周期性取样分析渣成分。试验方案及结果见表8,各炉次中间样品中Fe、V变化趋势如图11所示。

表8 扩大试验渣、铁成分

编号	试验条件		终渣成分/%		生铁成分/%	
	预配煤/ %	石灰石 配比/%	$w_{(Fe)}$	$w_{(V)}$	$w_{[C]}$	$w_{[V]}$
1 [#]	5.3	—	7.25	1.38	0.13	0.091
2 [#]	5.0	—	10.04	1.84	0.44	0.082
3 [#]	5.0	6	27.63	1.86	—	—
4 [#]	6.5	6	1.89	0.39	1.29	0.64

由表8和图11可知,1[#]试验在渣含铁量降至16.21%时,渣中钒含量最高达到1.88%;继续增加配煤比,还原终渣的Fe、V含量分别为7.25%、1.38%,铁水中钒含量为0.091%。由于试验过程加入100kg生铁,如仅考虑钒钛磁铁矿产出的含钒铁水,钒含量约为0.18%。2[#]试验在渣含铁量降至15.19%时,渣中钒含量最高达到2.04%;继续增加配煤比,还原终渣的Fe、V含量分别为10.04%、1.86%,含钒铁水中钒含量为0.082%,如仅考虑钒钛磁铁矿产出的含钒铁水,钒含量约为0.16%。3[#]试验终渣含铁量为27.63%时,渣中钒含量为1.86%。4[#]试验在渣含铁量降至14.38%时,渣中钒含量最高达到2.00%;继续增加配煤比,还原终渣Fe、V含量分别为1.89%、0.39%,含钒铁水中钒含量为0.64%,如仅考虑钒钛磁铁矿产出的含钒铁水,钒含量约为1.28%。

对比试验结果,渣含铁量降至14.38%~16.21%时,获得中间渣样品中钒含量最高;继续增大配煤比,渣中钒含量开始快速降低;4[#]试验钒快速

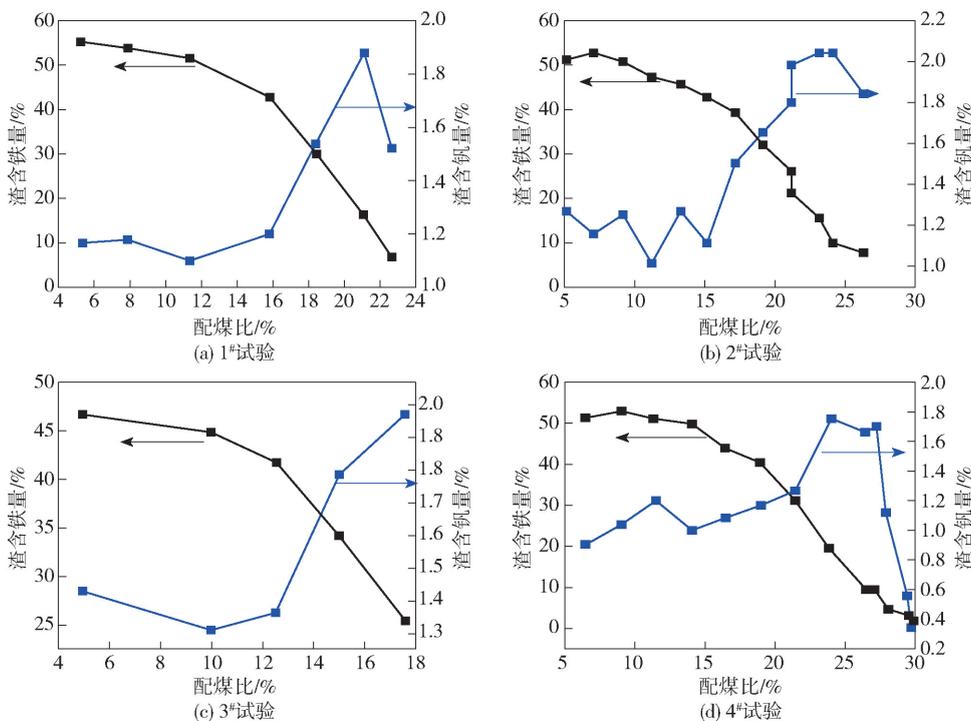


图 11 中间样品分析

降低过程中,渣中 Fe 含量为 10.03%、4.82%、3.21%、1.89% 时,对应渣样品中 V 含量分别为 1.74%、1.49%、0.56%、0.39%。扩大试验结果说明,铁还原的前期有少量金属钒产出,当渣中 Fe 含量达到 15% 左右时,渣中钒含量达到峰值,随着铁的深度还原,渣中钒含量快速降低。

3.3 物料平衡计算

根据 4# 试验结果,利用 MetCal 计算软件对钒钛磁铁矿熔化-还原过程中的物料平衡进行计算,计算过程渣中 Fe、V 含量参考试验结果输入,产出的铁水中 C、Si、Ti 含量为输入数据,其他根据经验值设定。计算结果见表 9 ~ 表 10。

表 9 投入产出物料元素含量

投入/产出	物料名称	Fe	S	O	Si	SiO ₂	MgO	CaO	Al ₂ O ₃	H	其他	C	Ti	V	Cr
投入	无烟煤	0.25	0.00	4.48	0.00	5.38	0.17	1.82	3.57	0.52	0.09	83.65	0.08	0.00	0.00
	熔渣	55.81	0.04	22.47	0.00	1.81	1.82	3.28	4.36	0.00	0.71	0.00	8.49	0.87	0.18
	铁水	97.36	0.03	0.00	0.57	0.001	0.00	0.00	0.00	0.00	1.73	0.24	0.00	0.04	0.00
产出	烟气	0.00	0.00	57.93	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.29	0.00	41.78	0.00	0.00	0.00
	烟尘	48.58	0.48	26.82	0.00	3.04	1.69	3.27	4.52	0.00	1.48	1.00	7.78	0.81	0.16
	钛渣	1.89	0.11	20.57	0.00	8.68	6.36	12.30	16.98	0.00	2.76	0.20	29.06	0.39	0.60
	含钒铁水	96.73	0.01	0.00	0.34	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.75	1.29	0.04	0.71	0.00

注:表 9 ~ 表 10 所示熔渣为钒钛磁铁矿和石灰、预配入无烟煤混合料熔化后所得产物。

由表 9 可知,铁水中 V 含量达到 0.71%,高于实测值 0.64%,原因可能是试验过程中设备操作功率较大导致底部阳极——钢棒部分熔化,铁水量增多,部分钒进入其中。由表 10 可得,铁回收率为 98.14%,钒回收率为 85.7%。

4 结论与展望

本文针对钒钛磁铁矿直流炉试验过程渣和铁中

Fe、V 含量的变化进行研究,开展小试和扩大试验,结论如下:

1) 钒钛磁铁矿性质分析表明,Fe 主要赋存于磁铁矿中,V、Ti 主要赋存于钛磁铁矿中,V、Ti 和大部分铁分布区域重合使得此类矿物还原难度较大,同时钒钛磁铁矿熔化时需配入少量煤将 Fe³⁺ 还原成 Fe²⁺,以期获得熔化效果良好的熔池。

2) 理论计算表明,Fe、V 优先于 Ti 的氧化物被

表 10 还原过程元素分配比

%

编号	元素	投入				产出				
		无烟煤	熔渣	铁水	合计	烟气	烟尘	钛渣	含钒铁水	合计
1	Fe	0.04	52.55	47.41	100.00	0.00	0.50	0.51	98.99	100.00
2	S	0.00	74.25	25.75	100.00	0.00	10.00	60.66	29.34	100.00
3	O	3.15	96.85	0.00	100.00	73.30	1.26	25.44	0.00	100.00
4	SiO ₂	26.43	54.59	18.98	100.00	0.00	1.00	75.21	23.79	100.00
5	MgO	1.50	98.50	0.00	100.00	0.00	1.00	99.00	0.00	100.00
6	CaO	8.30	91.70	0.00	100.00	0.00	1.00	99.00	0.00	100.00
7	Al ₂ O ₃	11.80	88.20	0.00	100.00	0.00	1.00	99.00	0.00	100.00
8	H	100.00	0.00	0.00	100.00	100.00	0.00	0.00	0.00	100.00
9	其他	0.91	43.79	55.31	100.00	0.00	1.00	49.00	50.00	100.00
10	C	99.10	0.00	0.90	100.00	89.33	0.08	0.42	10.18	100.00
11	Ti	0.15	99.85	0.00	100.00	0.00	1.00	98.45	0.55	100.00
12	V	0.00	97.91	2.09	100.00	0.00	1.00	12.62	86.38	100.00
13	Cr	0.00	100.00	0.00	100.00	0.00	1.00	99.00	0.00	100.00

还原,为避免产生高熔点低价钒,应控制合适的还原剂配比和加入速度;配入石灰可将尾渣的熔化温度从 1 641.98 ℃ 降低至 1 289.16 ℃,提高反应动力学条件和渣铁分离效果。

3) 小试结果表明,随着还原剂配比升高,Fe、V 的回收率升高,但过量的还原剂配比导致渣黏度大、分离效果较差;升高温度、加入石灰可促进 V 的回收,在温度 1 580 ℃、C/O 为 1.0、石灰配比为 3.3% 条件下尾渣中 Fe、V 含量可分别降至 1.20%、0.27%。

4) 扩大试验结果表明,铁还原前期开始有极少量金属钒产出进入铁水中,渣含铁量降至 14.38% ~ 16.21% 范围时,获得的中间渣样品中钒含量最高;当铁深度还原时,渣中钒含量降低速度快,产出终渣中 Fe、V 含量分别为 1.89%、0.39%,Fe、V 回收率分别为 98.14%、85.7%。

5) 钒钛磁铁矿直流炉试验过程中,在熔化阶段应率先实现 Fe³⁺ 还原成 Fe²⁺ 或部分 MFe,避免熔池中存在大量磁性铁影响熔池熔化效果,在还原过程中合适的还原温度、石灰配比可促进钒的深度回收,控制合适的还原剂加入量和加入速度可避免形成熔点较高的低价钒,造成渣的熔化温度和黏度提高,影响试验正常运行。

[参考文献]

[1] 王帅,郭宇峰,姜涛,等. 钒钛磁铁矿综合利用现状及

工业化发展方向[J]. 中国冶金, 2016, 26(10): 40-44.

[2] 吕亚男,郭宇峰,陈栋. 钒钛磁铁精矿预还原球团电炉冶炼研究[J]. 有色金属(冶炼部分), 2016(7): 38-41.

[3] 张树石,胡鹏,饶家庭,等. 钒钛磁铁矿综合利用现状及 Hismelt 冶炼可行性分析[J]. 中南大学学报(自然科学版), 2021, 52(9): 3085-3092.

[4] 李东波,王云,张国华,等. 钒钛海砂矿两步还原法制备含钒铁水试验研究[J]. 中国有色冶金, 2022, 51(5): 52-61.

[5] HU Kai, LV Xuwei, LI Shengping, et al. Viscosity of TiO₂-FeO-Ti₂O₃-SiO₂-MgO-CaO-Al₂O₃ for high-titanium slag smelting process[J]. Metallurgical and Materials Transactions B, 2018, 49(8): 1963-1972.

[6] 栾志华,宋志伟. 钒钛磁铁精矿回转窑预还原中试试验研究[J]. 有色设备, 2018, 31(4): 10-12, 15.

[7] 彭英健,吕超. 钒钛磁铁矿综合利用现状及进展[J]. 矿业研究与开发, 2019, 39(5): 130-135.

[8] 朴荣勋,马兰,杨绍利,等. 钒钛铁精矿直接还原熔分钛渣应用技术路线研究[J]. 钢铁钒钛, 2017, 38(6): 13-22.

[9] 彭宁,邱朝阳. 南非钒钛磁铁矿流化床直接还原实验研究[J]. 矿冶工程, 2018, 38(2): 95-98.

[10] 徐丽君,李亮,陈六限,等. 攀西地区钒钛磁铁矿综合利用现状及发展方向[J]. 四川有色金属, 2011(1): 1-5.

Experimental Study on Direct Current Furnace Smelting of Vanadium Titanium Magnetite

GUO Yaguang, CHEN Kuiyuan, WANG Yun, CHEN Xuegang
(China ENFI Engineering Corporation, Beijing 100038, China)

Abstract: Regarding the changes in slag and liquid iron composition during the direct current furnace treatment of vanadium titanium magnetite, Based on the analysis of raw material properties, theoretical calculations, basic experiments, and DC furnace expansion experiments were conducted to investigate the changes in slag and metal composition during the melting reduction process of vanadium titanium magnetite. Fe mainly exists in Fe_3O_4 in vanadium titanium magnetite, V and Ti mainly exist in titanium magnetite. Theoretical calculations show that adding lime is beneficial for reduce the melting temperature of the final slag, and increasing temperature is more conducive to reducing the viscosity of the slag. The basic experimental results show that an increase in temperature is beneficial for improving the metal recovery rate. The appropriate ratio of lime and reducing agent has a significant impact on the slag gold separation effect. Under the conditions of temperature 1 580 °C, C/O ratio of 1.0, and lime ratio of 3.3%, the Fe and V contents in the tailings can be reduced to 1.20% and 0.27%; The results of the expanded test of the DC furnace show that when the iron content in the slag decreases to 14.38% ~ 16.21%, the vanadium content is the highest. The Fe and V content in the final slag are 1.89% and 0.39%, respectively. The calculated Fe and V recovery rates are 98.14% and 85.7%, respectively.

Key words: vanadium titanium magnetite; simulated calculation; direct current furnace; titanium slag; vanadium containing molten iron

(上接第 8 页)

of the supply chain; ② Recycling losses negatively affect power battery recycling, reducing recycling efficiency and profits; ③ From the perspectives of economic and environmental benefits, the supplier cost-sharing scenario (Scenario S) demonstrates significant advantages. This paper provides a theoretical basis for formulating recycling strategies for new energy vehicle power batteries and offers references for related policy design.

Key words: spent power batteries reugcling; cost-sharing; recycling losses; recycling strategies