

(12) 按照专利合作条约所公布的国际申请

(19) 世界知识产权组织
国际局

(43) 国际公布日
2019年4月18日 (18.04.2019)



(10) 国际公布号
WO 2019/071790 A1

(51) 国际专利分类号:

C22B 7/04 (2006.01) *C22B 11/00* (2006.01)
C22B 15/00 (2006.01) *C22B 26/10* (2006.01)
C22B 19/30 (2006.01) *C22B 26/20* (2006.01)
C22B 13/00 (2006.01) *C22B 58/00* (2006.01)

(21) 国际申请号: PCT/CN2017/115645

(22) 国际申请日: 2017年12月12日 (12.12.2017)

(25) 申请语言: 中文

(26) 公布语言: 中文

(30) 优先权:

201710936807.X 2017年10月10日 (10.10.2017) CN

(71) 申请人: 东北大学 (NORTHEASTERN UNIVERSITY) [CN/CN]; 中国辽宁省沈阳市浑南区创新路195号, Liaoning 110169 (CN)。

(72) 发明人: 张力 (ZHANG, Li); 中国辽宁省沈阳市浑南区创新路195号, Liaoning 110169 (CN)。 张武 (ZHANG, Wu); 中国辽宁省沈阳市浑南区创新路195号, Liaoning 110169 (CN)。

(74) 代理人: 北京易捷胜知识产权代理事务所 (普通合伙) (BEIJING EASY JOY SOON IP AGENT LTD.); 中国北京市海淀区苏州街长远天地大厦A2座1212, Beijing 100080 (CN)。

(81) 指定国 (除另有指明, 要求每一种可提供的国家保护): AE, AG, AL, AM, AO, AT, AU, AZ, BA, BB, BG, BH, BN, BR, BW, BY, BZ, CA, CH, CL, CN, CO, CR, CU, CZ, DE, DJ, DK, DM, DO, DZ, EC, EE, EG, ES, FI, GB, GD, GE, GH, GM, GT, HN, HR, HU, ID, IL, IN, IR, IS, JO, JP, KE, KG, KH, KN, KP, KR, KW, KZ, LA, LC, LK, LR, LS, LU, LY, MA, MD, ME, MG, MK, MN, MW, MX, MY, MZ, NA, NG, NI, NO, NZ, OM, PA, PE, PG, PH, PL, PT, QA, RO, RS, RU, RW, SA, SC, SD, SE, SG, SK, SL, SM, ST, SV, SY, TH, TJ, TM, TN, TR, TT, TZ, UA, UG, US, UZ, VC, VN, ZA, ZM, ZW。

(84) 指定国 (除另有指明, 要求每一种可提供的地区保护): ARIPO (BW, GH, GM, KE, LR, LS, MW, MZ, NA, RW, SD, SL, ST, SZ, TZ, UG, ZM, ZW), 欧亚 (AM, AZ, BY, KG, KZ, RU, TJ, TM), 欧洲 (AL, AT, BE, BG, CH, CY, CZ, DE, DK, EE, ES, FI, FR, GB, GR, HR, HU, IE, IS, IT, LT, LU, LV, MC, MK, MT, NL, NO, PL, PT, RO, RS, SE, SI, SK, SM, TR), OAPI (BF, BJ, CF, CG, CI, CM, GA, GN, GQ, GW, KM, ML, MR, NE, SN, TD, TG)。

本国际公布:

— 包括国际检索报告 (条约第21条 (3))。

(54) **Title:** METHOD FOR RECOVERING VALUABLE COMPONENTS FROM MIXED SLAG CONTAINING ZINC AND IRON

(54) 发明名称: 由含锌与铁的混合熔渣回收有价值组分的方法

(57) **Abstract:** A method for recovering valuable components from mixed slag containing zinc and iron, comprising the following steps: S1, adding zinc smelting slag into a heat preservation device or into a smelting reaction device from which slag may flow out, adding one or more of lead smelting slag, blast furnace slag, steel slag and iron alloy slag so as to form mixed slag, heating the mixed slag to a molten state so as to form reaction slag, monitoring the reaction slag in real time, and obtaining the slag after a reaction is completed by regulating and controlling the temperature of the reaction slag and the specific value of alkalinity CaO/SiO₂; and S2, performing sedimentation separation on the slag obtained in step S1 to obtain smoke dust containing a ferrous silicate mineral phase, a copper-rich phase and an iron-rich phase, generate smoke dust containing the components of zinc, lead, indium and bismuth, and migrating and enriching gold and silver components to enter the copper-rich phase; and carrying out recovery processing for all phases. With the described method, the copper contained in slag may be lowered (the copper contained in the slag being less than 0.1 wt%); valuable components may be recovered efficiently and low-copper content materials containing iron are obtained; the metal recovery rate is high, the production cost is low, environmental friendliness is achieved, and the economic returns are high.

(57) **摘要:** 一种由含锌与铁的混合熔渣回收有价值组分的方法, 其包括以下步骤: S1、将锌冶炼渣, 加入保温装置或熔渣可流出的熔炼反应装置中, 并加入铅冶炼渣、高炉渣、钢渣和铁合金渣中的一种或多种, 形成混合熔渣; 将混合熔渣加热至熔融状态, 形成反应熔渣, 实时监测反应熔渣, 通过调控反应熔渣的温度及碱度CaO/SiO₂比值, 获得反应完成后的熔渣; S2、将步骤S1得到的熔渣, 沉降分离获得含铁硅酸盐矿物相、富铜相、富铁相, 同时生成含锌、含铅、含铟与含铋组分的烟尘, 金银组分迁移、富集进入富铜相; 对各相进行回收处理。该方法能够降低渣含铜 (渣含铜<0.1wt%), 能够实现有价值组分的高效回收生产, 获得低铜含铁物料, 金属回收率高, 生产成本低, 环境友好, 经济效益高。



WO 2019/071790 A1

由含锌与铁的混合熔渣回收有价值组分的方法

技术领域

本发明属于资源综合利用与熔渣冶金技术领域，具体涉及一种由含锌与铁的混合熔渣回收有价值组分的方法。

5 背景技术

锌冶炼工艺包括湿法炼锌与竖罐炼锌两种工艺，两种工艺产生大量锌冶炼炉渣，其中湿法炼锌产生锌浸出渣、铁矾渣、酸洗后铁矾渣、针铁矿渣、赤铁矿渣等，竖罐炼锌产生竖罐炼锌炉渣。锌冶炼炉渣含有铜、铁、锌、铅、镉、金、银等二次资源，其中铁含量高达 50%，远超铁矿石的可采品位（可采品位，铁含量>26wt%），铜含量高达 2%，远超铜矿可采品位（可采品位，铜含量>0.2wt%），锌含量高达 25%。目前，锌冶炼渣采用挥发窑、烟化炉、鼓风机、旋涡熔炼等工艺进行处理回收，仅回收部分铅、锌、银等组分，没有考虑铜、铁、金等有价值组分的回收，而且能耗高，污染大。

目前，大量锌冶炼炉渣堆积，锌冶炼炉渣含有大量重金属离子，不仅带来严重的环境污染，而且造成资源浪费。如何清洁、高效利用锌冶炼炉渣势在必行。

铅的火法冶炼过程“烧结-鼓风机还原-烟化炉”或“氧化吹炼-高铅渣还原-烟化炉”等工艺中，产生铅冶炼渣。铅冶炼渣包括含铅熔炼渣与烟化炉渣。“烧结矿鼓风机还原”或“固态高铅渣还原”或“液态高铅渣还原工艺”还原工艺产生含铅熔炼渣，含铅熔炼渣通过烟化炉冶炼产生烟化炉渣，铅冶炼渣（烟化炉炉渣与含铅熔炼渣）含有铜、金、银、铁、锌、铅等组分，是重要的二次资源。铅冶炼渣（含铅熔炼渣或烟化炉炉渣）温度在 $\geq 1100^{\circ}\text{C}$ ，铅冶炼渣不仅是重要的物理热资源。

高炉渣、钢渣与铁合金炉渣含有较高含量的金属铁、铁氧化物、铬氧化物、五氧化二磷、 SiO_2 、 CaO 、 MgO 等有价值组分是重要的二次资源；由高炉、炼钢炉与铁合金炉排放出熔融炉渣温度 $\geq 1300^{\circ}\text{C}$ ，因此，熔融高炉渣、熔融钢渣与熔融铁合金炉渣也是重要的物理热资源。锌冶炼炉渣、铅冶炼渣、高炉渣、钢渣、铁合金炉渣中含有大量 SiO_2 、 CaO 、 MgO 、 Al_2O_3 等冶金熔剂，化学反应活性强，是物理化学性质优良的熔渣体系，是冶金熟料。且由冶金炉流出的熔融锌冶炼炉渣、熔融铅冶炼渣、熔融高炉渣、熔融钢渣与熔融铁合金炉渣，蕴含丰富热能资源，含大量热态冶金熔剂。锌冶炼炉渣、铅冶炼渣、高炉渣、钢渣与铁合金炉渣化学组成、矿物组成与水泥熟料相近。

综上，大量含锌与铁冶金炉渣堆积，炉渣含有大量重金属离子，不仅带来严重的环境污染，而且造成资源浪费。因此，如何清洁、高效利用含锌与铁冶炼炉渣回收有价值组分是一个亟待解决的问题。

发明内容

35 （一）要解决的技术问题

为了解决现有技术的上述问题，本发明提供一种由含锌与铁的混合熔渣回收有价值组分的方法，该方法能够降低渣含铜（渣含铜<0.1wt%），能够实现铜、金、银、铁、锌、铅、镉、磷、钙、硅、钠、钾等组分的高效回收与生产，获得低铜含铁物料（铁精矿与生铁），金属回收率高，生产成本低，环境友好，经济收益高。

40 （二）技术方案

为了达到上述目的，本发明采用的主要技术方案如下：

一种由含锌与铁的混合熔渣回收有价值组分的方法，包括以下步骤：

S1、炉渣混合：将锌冶炼渣，加入保温装置或熔渣可流出的熔炼反应装置中，

并加入铅冶炼渣、高炉渣、钢渣和铁合金渣中的一种或多种，搅拌混合，形成混合熔渣；

将混合熔渣加热至熔融状态，形成反应熔渣，混合均匀，实时监测反应熔渣，通过调控使反应熔渣同时满足a和b两个条件，获得反应完成后的熔渣，或将反应完成后的熔渣倒入保温装置；

其中，a：调控反应熔渣的温度为1100~1450℃；

b：调控反应熔渣的碱度CaO/SiO₂比值=0.15~1.8；

S2、分离回收：步骤S1得到的熔渣，保温5~50min，沉降分离，获得中上部含铁硅酸盐矿物相、底部富铜相、中下部富铁相，同时生成含锌组分、含铅组分、含钢组分与含铋组分的烟尘，金银组分迁移、富集进入富铜相；对各相进行回收处理。

根据本发明，在步骤S1中，条件a的调控方法为：当反应熔渣的温度<1100℃时，通过反应装置自身的加热功能，或向熔渣中加入燃料或熔融锌冶炼炉渣、熔融铜渣、熔融镍冶炼渣、熔融铅冶炼渣、熔融高炉渣、熔融钢渣、熔融铁合金渣的一种或多种，喷入燃料时，同时喷入预热的氧化性气体，使反应熔渣的温度达到1100~1450℃范围内；

当反应熔渣的温度>1450℃时，向反应熔渣中加入含铜物料、锌冶炼渣、含铅物料、镍冶炼渣、高炉渣、钢渣、铁合金渣、冶金熔剂、含铁物料、含氟物料中的一种或几种，使混合熔渣的温度达到1100~1450℃范围内；

在步骤S1中，条件b的调控方法为：当反应熔渣的碱度CaO/SiO₂比值<0.15时，向反应熔渣中加入碱性物料和/或碱性含铁物料；

当反应熔渣的碱度CaO/SiO₂比值>1.8时，向反应熔渣中加入酸性物料和/或酸性含铁物料。

根据本发明，所述保温装置为可倾倒的熔炼反应渣灌或保温地坑；

所述熔渣可流出的熔炼反应装置为可转动的熔炼反应装置或带有渣口或铁口的熔炼反应装置；其中，所述可转动的熔炼反应装置为转炉、熔炼反应渣罐；所述带有渣口或铁口熔渣可流出的熔炼反应装置为等离子炉、直流电弧炉、交流电弧炉、矿热炉、鼓风炉、高炉、感应炉、冲天炉、侧吹熔池熔炼炉、底吹熔池熔炼炉、顶吹熔池熔炼炉、反射炉、奥斯麦特炉、艾萨炉、瓦钮可夫熔池熔炼炉、侧吹回转炉、底吹回转炉、顶吹回转炉中的一种或多种。

根据本发明，在所述步骤S1中，满足所述条件a和b的同时，应同时满足所述熔渣中铜和铁氧化物还原为金属铜和FeO，熔渣中金属铁含量<3%。通过加入还原剂、含固体碳的含铁物料中的一种或两种，熔渣中还原剂和/或含固体碳的含铁物料用量为熔渣中铜和铁氧化物还原为金属铜和FeO的理论量110~140%；所述含碳的含铁物料为钢铁尘泥与烟灰、铁精矿含碳预还原球团、铁精矿含碳金属化球团、湿法炼锌挥发窑渣、焦炭炉尘泥与烟灰。

根据本发明，所述锌冶炼渣是湿法炼锌产生的炉渣、火法炼锌产生的炉渣中的一种或两种；锌冶炼渣为熔融态或热态或冷态，熔融火法炼锌渣由旋涡熔炼炉、鼓风炉、烟化炉、电炉出渣口获得，热态锌冶炼渣由挥发窑出料口、竖罐出渣口获得，或将锌冶炼渣加热至熔融状态；

其中，所述湿法炼锌产生的炉渣是锌浸出渣、挥发窑渣、铜镉渣、铁矾渣、酸洗后铁矾渣、针铁矿渣、赤铁矿渣中的一种或多种，所述火法炼锌产生的炉渣是竖罐炼锌炉渣、旋涡熔炼炉渣、鼓风炉炉渣、烟化炉炉渣、电炉渣中的一种或多种；

所述湿法炼锌产生的炉渣均需经过烘干、脱水处理；旋涡熔炼炉渣、鼓风炉炉渣、烟化炉炉渣、电炉渣由熔炼炉出渣口获得，挥发窑渣由挥发窑出料口获得，竖罐炼锌炉渣由竖罐出料口获得。

根据本发明，所述含铜物料是铜渣、选铜尾矿、粗铜火法精炼渣、锌冶炼渣、
5 锌冶炼烟灰与尘泥、铅锌尾渣、铅冶炼渣、铅冰铜、砷冰铜、粗铅火法精炼渣、铅冶炼烟灰与尘泥、铅酸电池、铜冶炼烟灰与尘泥、杂铜、含铜垃圾、含铜电路板、锡冶炼渣、镍冶炼渣、锡尾矿中的一种或几种；

所述铜渣是“造钽熔炼”产生的炉渣、“铜铈吹炼”产生的炉渣、火法贫化炉渣、铜渣浮选尾渣、湿法炼铜渣中的一种或几种；

10 所述冶金熔剂为含 CaO 或 SiO_2 的矿物与炉渣，优选为石英砂、含金银石英砂、赤泥、脱钠后高钙赤泥、电石渣、白云石或石灰石中的一种或几种；

所述含铁物料是普通铁精矿、普通铁精矿直接还原铁，普通铁精矿烧结矿、普通铁精矿球团矿、普通铁精矿金属化球团、普通铁精矿含碳预还原球团、钢渣、锌冶炼渣、焦炭冶炼烟尘与尘泥、钢铁烟尘与尘泥、镍冶炼渣、铜渣、铅冶炼渣、
15 冶炼渣、锡冶炼渣、赤泥、脱钠后高钙赤泥、煤粉灰、硫酸烧渣中的一种或几种；

所述镍冶炼渣是“造钽熔炼”工艺产生的镍熔炼渣、“铜冰镍吹炼”工艺吹炼后的贫化炉渣、顶吹熔炼产生的镍沉降炉渣中一种或多种；

所述铅冶炼渣为烟化炉炉渣与含铅熔炼渣，其中，“ISP 铅锌鼓风炉还原”或“烧结矿鼓风炉还原”或“固态高铅渣还原”或“液态高铅渣还原”工艺产生含铅
20 熔炼渣，含铅熔炼渣通过烟化炉冶炼产生含铅烟化炉渣；

所述钢铁烟尘与尘泥包括高炉瓦斯泥、转炉尘泥、电炉尘泥、热/冷轧污泥、烧结粉尘、球团粉尘、出铁厂集尘、高炉瓦斯灰、电炉除尘灰、轧钢氧化铁皮；

所述高炉渣、钢渣与铁合金渣为熔融态或冷态，其中，熔融态的高炉渣、钢渣与铁合金渣由出渣口获得，或将冷态的高炉渣、钢渣与铁合金渣加热至熔融状态；

25 所述钢渣为铁水预脱硫渣、转炉渣、电炉渣、VOD/VAD 渣、VD 渣、中间包弃渣中的一种或多种；

所述铁合金炉渣为铁合金生产过程中产生的炉渣，包括冶炼碳素锰铁产生的炉渣、冶炼铬铁产生的炉渣、冶炼镍铁产生的炉渣、冶炼钒铁产生的炉渣、冶炼硅铁产生的炉渣、冶炼铌铁产生的炉渣和冶炼钼铁产生的炉渣；

30 所述含氟物料是萤石、 CaF_2 、含氟高炉渣中的一种或几种；

所述含铜物料、含铁物料和含氟物料均为球团或粉状物料或制粒；其中，粉状物料的粒度 $\leq 150\mu\text{m}$ ，粒状物料粒度为 5-25mm，粉状物料以喷吹的方式喷入，粒状物料以喷吹或投料的方式加入，载入气体为预热的氩气、氮气、还原性气体、氧化性气体中的一种或多种，预热温度为 0-1200℃。

35 根据本发明，所述碱性物料为石灰粉、赤泥、脱钠后高钙赤泥、电石渣、白云石粉或生石灰粉中一种或几种；所述碱性含铁物料为 $\text{CaO}/\text{SiO}_2 > 1$ 碱性烧结矿、钢渣、铁合金渣、碱性铁精矿、碱性预还原球团、碱性金属化球团、碱性高炉渣中的一种或几种；

40 所述酸性物料为硅石、粉煤灰、煤矸石中的一种或多种；所述酸性含铁物料为 $\text{CaO}/\text{SiO}_2 \leq 1$ 酸性烧结矿、酸性铁精矿、酸性预还原球团、酸性金属化球团、铜渣、铅冶炼渣、锌冶炼渣、镍冶炼渣、锡冶炼渣、铁合金渣、酸性高炉渣中的一种或几种。

根据本发明，在步骤 S2 中的分离回收进行如下处理：含有热态或冷态所述富铜

相，送往转炉或吹炼炉炼铜，或缓冷破碎磁选分离金属铁后再送往转炉或吹炼炉炼铜，或经磁选分离金属铁或不经磁选分离金属铁后，直接还原，还原产物经磁选分离金属铁后，再送往转炉或吹炼炉炼铜；

所述含锌组分、含铅组分、含铋组分与含铟组分挥发，以氧化物形式进入烟尘回收；

含有所述含铁硅酸盐矿物相和/或所述富铁相，采用以下方法 A-G 中的任一种进行熔渣处理：

方法 A：水淬或空冷后，直接用于水泥原料；

方法 B：返回到反应混合熔渣中作为热态冶金熔剂；

方法 C：用于浇筑微晶玻璃或作为矿渣棉；

方法 D：将所述含铁硅酸盐矿物相和/或所述富铁相的含铁熔渣保留在熔炼反应装置内或将熔渣倒入保温装置，向含铁熔渣中，吹入温度为 0~1200℃的预热氧化性气体，并保证硅酸盐熔渣温度>1460℃；当熔渣氧化亚铁含量<1%，获得氧化后的熔渣；所述氧化后的熔渣直接空冷或水淬，用作矿渣水泥、水泥调整剂、水泥生产中的添加剂或水泥熟料；

方法 E：用于生产高附加值的水泥熟料，方法如下：

E-1、将所述含铁硅酸盐矿物相和/或所述富铁相的含铁熔渣保留在熔炼反应装置内或将熔渣倒入保温装置，向熔渣中，加入熔融钢渣、石灰、石灰石、铁合金炉渣、粉煤灰、碱性铁贫矿、铝土矿、熔融高炉渣、赤泥、脱钠后高钙赤泥或电石渣中的一种或几种，充分混合，获得熔渣混合物料；

E-2、向所述熔渣混合物料中吹入预热温度为 0~1200℃的氧化性气体，并保证熔渣混合物料温度>1460℃；当氧化亚铁含量<1%，获得氧化后的熔渣；

E-3、对所述氧化后的熔渣，进行空冷或水淬，制得高附加值的水泥熟料；

方法 F：所述含铁硅酸盐矿物相和/或所述富铁相的含铁熔渣作为高炉炼铁原料或直接还原炼铁原料；将所述含铁硅酸盐矿物相和/或所述富铁相的含铁熔渣空冷、水淬或缓冷后，用作高炉炼铁或直接还原炼铁原料，直接还原后，采用磁选分离或电炉熔分，磁选产物为金属铁与尾矿，电炉熔分，产物为铁水与熔渣；

或，将所述含铁硅酸盐矿物相和/或所述富铁相的含铁熔渣倒入保温装置后，采用以下方法进行分离：熔渣改性后磁选分离：向保温装置中的熔渣，吹入预热温度为 0~1200℃的氧化性气体，并保证熔渣温度>1250℃，完成熔渣中磁铁矿的转化；将氧化后的熔渣缓冷至室温，破碎、磁选，产物为磁铁矿精矿与尾矿，尾矿作为建筑材料；

方法 G：所述含铁硅酸盐矿物相和/或所述富铁相的含铁熔渣熔融还原炼铁，包括如下步骤：

G-1、将所述含铁硅酸盐矿物相和/或所述富铁相的含铁熔渣保留在熔炼反应装置内或将熔渣倒入保温装置，向含铁熔渣中加入含铁物料、还原剂，进行熔融还原，实时监测反应熔渣，通过调控同时满足以下条件：反应熔渣的温度为 1350~1670℃和反应熔渣的碱度 CaO/SiO_2 比值=0.6~2.4，获得反应完成后的熔渣；

G-2、向熔渣中喷吹预热后的氧化性气体进行熔融还原，形成还原后的熔渣，其中：氧化性气体的预热温度为 0~1200℃，并在喷吹过程中，通过调控同时满足以下条件：反应完成后的熔渣的温度为 1350~1670℃和反应完成后的熔渣的碱度 CaO/SiO_2 比值=0.6~2.4；

G-3、采用以下两种方法中的一种进行分离回收：

方法 I：将还原后的混合熔渣倒入保温渣罐，缓慢冷却至室温，获得缓冷渣；金属

铁沉降到反应装置的底部，形成铁坨；将剩余缓冷渣中含金属铁层，破碎至粒度20~400 μm ，磨矿，磁选分离出剩余金属铁与尾矿；

方法II：还原后的混合熔渣，沉降，渣-金分离，获得铁水与还原后的熔渣；还原后的熔渣，按照A~E中的一种或几种，进行熔渣处理；铁水送往转炉或电炉炼钢；

5 或，含有所述富铁相水淬或空冷或倒入保温装置缓冷或经人工分拣与重选结合获得，作为高炉炼铁原料或直接还原炼铁原料或熔融还原炼铁原料或浮选提铜原料或磁选分离金属铁后作为炼铜或直接还原炼铁的原料；浮选过程中，浮选产物为含铜精矿与铁精矿，铜精矿返回炼铜系统，铁精矿作为高炉炼铁原料或直接还原炼铁原料或熔融还原炼铁原料；其中，在直接还原过程中，还原产物磁选分离后，获得
10 金属铁与尾矿，尾矿返回炼铜系统；

所述直接还原过程采用转底炉、隧道窑、车底炉、竖炉、回转窑、感应炉中的任一种作为还原设备，利用气基或煤基还原技术，气基为天然气和/或煤气，煤基为无烟煤、烟煤、褐煤、焦煤、焦粉、焦炭中的一种或几种，还原温度为
15 900~1400 $^{\circ}\text{C}$ ，碱度 CaO/SiO_2 比值=0.8~1.5；还原产生的煤气在熔渣表面二次燃烧，提供了热量，而且由炉内流出的煤气可以作为烘干炉料与保温装置的热源；

此外，因赤泥中含有钾、钠，尘泥与钢铁烟灰中含有铅、锌、铋、铟银，所以添加这些原料时，部分铟组分、铋组分、含钾组分、含钠组分挥发，以氧化物形式进入烟尘。

根据本发明，所述的步骤S2中，冷却方式为自然冷却或旋转冷却或离心冷却，
20 沉降方式为自然沉降或旋转沉降或离心沉降；

所述混合均匀为自然混合或搅拌混合，搅拌混合为氩气搅拌、氮气搅拌、氮气-氩气混合气搅拌、还原性气体搅拌、氧化性气体搅拌、电磁搅拌、机械搅拌中的一种或几种。

根据本发明，所述燃料与还原剂为固体、液体或气体燃料中的一种或多种，以
25 喷吹或投料的方式喷入，所述喷吹载入气体为预热的氧化性气体、氮气或氩气中的一种或多种，所述预热的温度为0~1200 $^{\circ}\text{C}$ ；

所述固体燃料与还原剂为煤粉、焦粉、焦炭、粉煤灰、烟煤或无烟煤中的一种或多种，形状为粒状或粉状，粒状物料粒度为5~25mm，粉状物料粒度为 $\leq 150\mu\text{m}$ ，
所述液体燃料与还原剂为重油，所述气体燃料与还原剂为煤气和/或天然气；

30 所述氧化性气体为预热的空气、氧气、富氧空气、氩气-空气、氩气-氧气、氮气-空气、氮气-氧气中的一种。

与现有技术相比，本发明的特点是：

(1)本发明的由含锌与铁的混合熔渣回收有价组分的方法，既可以处理热态熔渣，充分利用熔融锌冶炼渣与熔融冶金渣(熔融铅冶炼渣、熔融高炉渣、熔融钢渣、熔融
35 铁合金渣中的一种或几种)物理热资源和热态冶金熔剂，又可以处理冷态炉渣，通过熔渣混合或冷态混合，实现了熔渣冶金；并解决目前炉渣大量堆积，环境污染问题，及重金属元素污染问题。

(2)混合熔渣中的熔渣冶金反应，铁氧化物充分释放出来，形成游离态的铁氧化物，实现富铁相的长大与沉降，混合熔渣中的金属铁组分聚集、长大与沉降，富铁相
40 包括金属铁、FeO相、铁橄榄石相中的多种，作为高炉炼铁或直接还原或熔融还原炼铁的原料。

(3)混合熔渣中的铜组分、金银组分分别富集于富铜相，富铜相包含铜、白冰铜、冰铜相、含铁成分中的多种，并实现长大与沉降，或部分铜组分进入富铁相。

(4)混合熔渣中的含锌组分、含铅组分、含铋组分与含铜组分分别富集于烟灰，加以回收；部分含钠组分、含钾组分挥发进入烟尘。

(5)混合熔渣中的硅、钙与磷组分迁移、富集于含铁硅酸盐矿物相，上浮。

(6)混合熔渣中自由氧化钙与氧化镁消失，混合熔渣实现调质。

5 (7)采用人工分拣、磁选、重选或渣-金沉降的方法，分离沉降在底部富铜相、中下部富铁相与中上部的含铁硅酸盐矿物相，实现混合熔渣中铜组分、金银组分、铁组分、磷、钙与硅组分的高效回收，渣含铜<0.1wt%。

(8)可以处理固态含铜、铁物料，包括铜精矿，同时实现熔渣调质处理，达到资源高效综合利用。

10 (9)熔渣实现调质，中上部尾渣利用限制因素消失，可作为水泥原料或建筑材料或代替碎石作骨料和路材或作为高炉炼铁或直接还原炼铁或熔融还原炼铁的原料或磷肥。

(10)本工艺采用混合熔渣，整个过程无需加热或少量补偿热量；本工艺采用混合熔渣，整个过程无需冶金熔剂或少量补偿冶金熔剂，可以处理冷态物料。

15 (11)本发明方法可连续或间断的进行，满足工业生产需要。

(三)有益效果

(1)本发明实现有色冶金炉渣与钢铁冶金炉渣中铜、铁、锌、铅、铟、金、银、磷、钙、钠、钾与硅组分有价组分的综合利用，解决目前炉渣大量堆积，环境污染问题。

20 (2)本发明可以大规模处理铁合金炉渣、钢渣、高炉渣、铅冶炼渣、锌冶炼炉渣与含铜、铁物料，可以解决重金属元素污染问题，实现重金属组分的回收。

(3)本发明可以处理少量冷态含铜、含铁物料。

(4)本发明的原料可以是出渣口中流出的液态熔融锌冶炼炉渣($\geq 1100^{\circ}\text{C}$)和熔融冶金渣(熔融铅冶炼渣、熔融高炉渣、熔融钢渣、熔融铁合金渣中的一种或几种， $\geq 1100^{\circ}\text{C}$)，具有高温、高热量的特点，充分利用了熔渣物理热资源；混合熔渣中含有大量的热态冶金熔剂，都是物理化学性质优良的熔渣体系，实现了冶金资源与热资源的高效利用；充分利用了混合熔渣高反应化学活性的特点，实现了熔渣冶金。

25 (5)本发明通过熔渣混合，控制氧势，使熔渣中铜组、金组分与银组分富集到富铜相，实现聚集、长大与沉降，锌组分、铅组分、铋组分、钠组分、钾组分与铟组分挥发，以氧化物形式进入烟尘加以回收。

(6)本发明方法中，加入冷态物料避免了熔渣温度过高，提高保温装置的使用寿命；加入冷态物料提高了原料处理量，不仅可以处理液态熔渣，而且可以处理少量冷态物料，原料适应性强；加入冷态物料实现了熔渣冶金反应释放的化学热与熔渣物理热的高效利用。

35 (7)本发明方法自然沉降过程中，熔渣中铜组分、金银组分分别富集于富铜相，并实现聚集、长大与沉降；熔渣中铁组分富集于富铁相，并实现聚集、长大与沉降；熔渣中磷组分、硅组分与钙组分分别富集于含铁硅酸盐矿物相，并实现上浮；装有熔渣的保温装置置于旋转平台上旋转，加速富铜相、富铁相的聚集、长大与沉降；含氟物料的加入，加速富铜相、富铁相的聚集、长大与沉降。

40 (8)本发明方法熔渣中磷组分迁移、富集于含铁硅酸盐矿物相，并实现上浮；中上部含铁硅酸盐矿物相中，矿物可磨性增加，熔渣实现调质。

(9)本发明方法采用人工分拣、磁选、重选或渣-金沉降的方法，分别对分布在上部、中部与底部的含铁硅酸盐矿物相、富铁相、富铜相进行分离，实现熔渣中铜组

分、金银、铁组分、铜组分、钽组分、钠组分、钾组分、硅组分、钙组分与磷组分等的高效回收，渣含铜 $<0.1\text{wt}\%$ ；

由于富铁相、富铜相沉降在中、下部，因此，需分选炉渣量小，矿物可磨性增加，分离成本低；后续的分选过程采用磁选或重选，分离的介质为水，不会产生环境污染，使得整个熔渣处理工艺具有流程短、操作简单、回收率高，尾矿作为水泥原料、建筑材料、代替碎石作骨料、路材或磷肥或作为高炉炼铁或直接还原或熔融还原的原料。

(10)富铁相可以作为高炉炼铁或直接还原或熔融还原的原料，生产金属铁与铁水；低铜富铁相与含铁硅酸盐相作为高炉炼铁或直接还原或熔渣熔融还原的原料，生产金属铁与铁水。

(11)本发明既可以处理热态熔渣，充分利用熔融铜渣与熔融冶金渣物理热资源和热态冶金熔剂，又可以处理冷态炉渣与物料，利用混合熔渣冶金反应，通过熔渣混合或冷态混合后加热，实现了熔渣冶金，熔渣中铜迁移、富集于富铜相，并实现聚集、长大与沉降；铁组分迁移、富集于富铁相，实现聚集、长大与沉降；硅、钙与磷组分迁移、富集于含铁硅酸盐矿物相，实现上浮，采用人工分拣、磁选、重选或渣-金沉降的方法，分离沉降在不同部位的富铜相、富铁相与上部的含铁硅酸盐矿物相，其中，富铜相包含铜、白冰铜、冰铜相、含铁成分中的多种，富铁相包括金属铁、FeO相、铁橄榄石相中的多种，实现混合熔渣中有价组分的高效回收；可以处理固态含锌、铁物料，同时实现熔渣调质处理。

具体实施方式

本发明提出一种由含锌与铁的混合熔渣回收有价组分的方法，其包括以下步骤：

步骤 S1，炉渣混合：

将锌冶炼渣，加入保温装置或熔渣可流出的熔炼反应装置中，并加入铅冶炼渣（烟化炉炉渣和/或含铅熔炼渣）、高炉渣、钢渣和铁合金渣中的一种或多种形成混合熔渣；

将混合熔渣加热至熔融状态，形成反应熔渣；混合均匀，实时监测反应熔渣，通过调控同时保证如下(a)和(b)两个参数，获得反应完成后的熔渣，或将反应完成后的熔渣倒入保温装置；

(a)反应熔渣的温度为 $1100\sim 1450^{\circ}\text{C}$ ；

(b)反应熔渣的碱度 CaO/SiO_2 比值 $=0.15\sim 1.8$ ；

调控方法为：对应(a)：控制反应熔渣的温度在设定温度范围的方法为：

当反应熔渣的温度 $<$ 设定温度范围下限 1100°C 时，通过反应装置自身的加热功能，或向熔渣中加入燃料或熔融锌冶炼炉渣（旋涡熔炼渣和/或鼓风炉渣）、熔融铜渣、熔融镍冶炼渣、熔融铅冶炼渣、熔融高炉渣、熔融钢渣、熔融铁合金渣的一种或多种，喷入燃料时，同时喷入预热的氧化性气体，使反应熔渣的温度达到设定温度范围内；

当含铜与铁的反应熔渣的温度 $>$ 设定温度范围上限 1450°C 时，向含铜与铁的反应熔渣中加入含铜物料、锌冶炼渣、含铅物料、镍冶炼渣、高炉渣、钢渣、铁合金渣、冶金熔剂、含铁物料、含氟物料中的一种或几种，使混合熔渣的温度达到设定温度范围内。

对应(b)：当含铜与铁的反应熔渣中碱度 CaO/SiO_2 比值 <0.15 时，向反应熔渣中加入碱性物料和/或碱性含铁物料；

当含铜与铁的反应熔渣中碱度 CaO/SiO_2 比值 >1.8 时，向反应熔渣中加入酸性物料和/或酸性含铁物料。

步骤 S2，分离回收：

5 保温 5~50min，反应完成后的熔渣，沉降，渣-金分离，获得底部熔融态富铜相、中下部熔融态富铁相与中上部的熔融态含铁硅酸盐矿物相，同时生成含锌组分、含铅组分与含铟组分进入烟尘，其中，金、银组分迁移到所述富铜相；采用以下方法中的一种：

方法一：采用熔渣可流出熔炼反应装置时，反应完成后的熔渣进行如下步骤：

(1)熔融态含铁硅酸盐矿物相，进行熔渣处理；

10 (2)熔融态富铜相，送往转炉或吹炼炉炼铜或碎磁选分离金属铁后再送往转炉或吹炼炉炼铜，或经磁选分离金属铁或不经磁选分离金属铁后，直接还原，还原产物经磁选分离金属铁后，再送往转炉或吹炼炉炼铜；

(3)含锌组分、含铅组分、含铟组分、含铋组分、含钠组分、含钾组分挥发，以氧化物进入烟尘回收；

15 (4)富铁相进行水淬或空冷或倒入保温装置缓冷或经人工分拣与重选结合获得，作为高炉炼铁原料或直接还原炼铁原料或熔融还原炼铁原料或浮选提铜原料或磁选分离金属铁后作为炼铜或直接还原炼铁的原料；浮选产物为含铜精矿与铁精矿，铜精矿返回炼铜系统，铁精矿作为高炉炼铁原料或直接还原炼铁原料或熔融还原炼铁原料；其中，在直接还原过程中，还原产物磁选分离后，获得金属铁与尾矿，尾矿返回炼铜系统；

20 直接还原过程采用转底炉、隧道窑、车底路、竖炉、回转窑或感应炉作为还原设备，利用气基或煤基还原技术，气基还原为天然气和/或煤气，煤基还原为无烟煤、烟煤、褐煤、焦煤、焦粉或焦炭中的一种或几种，还原温度为 $900\sim 1400^\circ\text{C}$ ，碱度 CaO/SiO_2 比值 $=0.8\sim 1.5$ 。

25 其中，步骤(1)中的含铁硅酸盐矿物相，进行熔渣处理，采用方法 A~G 中的一种：
方法 A：含铁硅酸盐矿物相作为水泥原料：

含铁硅酸盐矿物相水淬或空冷直接作为水泥原料或进一步处理成高附加值的水泥原料；

方法 B：部分或全部含铁硅酸盐矿物相返回到含铜反应熔渣：

30 部分或全部含铁硅酸盐矿物相返回到含铜反应熔渣，作为热态冶金熔剂，调整含铜反应熔渣成分，控制含铜反应熔渣温度；

方法 C：含铁硅酸盐矿物相浇筑微晶玻璃或作为矿渣棉；

方法 D：含铁硅酸盐熔渣氧化后空冷或水淬：

35 (1)含铁硅酸盐熔渣保留在熔炼反应装置内或将熔渣倒入保温装置，向熔渣中，吹入预热的氧化性气体，当熔渣氧化亚铁含量 $<1\%$ ，完成熔渣的氧化，获得氧化后的熔渣，其中，氧化性气体的预热温度为 $0\sim 1200^\circ\text{C}$ ；并在整个过程中，保证(c)硅酸盐熔渣温度 $>1460^\circ\text{C}$ ；

对应(c)采用的控制方法：当含铁硅酸盐熔渣温度 $<1460^\circ\text{C}$ ，喷入预热燃料与预热的氧化性气体，燃烧放热、补充热量，或装置自身加热，使硅酸盐熔渣温度 $>1460^\circ\text{C}$ ；

40 (2)氧化后的熔渣直接空冷或水淬，用作矿渣水泥、水泥调整剂、水泥生产中的添加剂或水泥熟料；

方法 E：含铁硅酸盐熔渣处理生产高附加值的水泥熟料：

(1)含铁硅酸盐熔渣保留在熔炼反应装置内或将熔渣倒入保温装置，向熔渣中，加

入熔融钢渣、石灰、石灰石、铁合金炉渣、粉煤灰、碱性铁贫矿、铝土矿、熔融高炉渣、赤泥、脱钠后高钙赤泥或电石渣中的一种或几种，充分混合，获得熔渣混合物料；

(2)向熔渣混合物料中吹入预热的氧化性气体，当氧化亚铁含量 $<1\%$ ，完成熔渣的氧化，获得氧化后的熔渣，其中，氧化性气体的预热温度为 $0\sim 1200^{\circ}\text{C}$ ；并在整个过程中，保证(d)熔渣混合物料温度 $>1460^{\circ}\text{C}$ ；温度控制方法同方法 D 步骤(1)中的硅酸盐熔渣温度控制方法；

(3)氧化后的熔渣，进行空冷或水淬，制得高附加值的水泥熟料；

方法 F：含铁硅酸盐矿物相的熔渣作为高炉炼铁原料或直接还原炼铁原料：将含铁硅酸盐矿物相的熔渣空冷、水淬或缓冷后，用作高炉炼铁或直接还原炼铁原料，直接还原后，采用磁选分离或电炉熔分，磁选产物为金属铁与尾矿，电炉熔分，产物为铁水与熔渣；

或，将含铁硅酸盐矿物相的熔渣倒入保温装置后，采用以下方法进行分离：熔渣改性后磁选分离：向保温装置中的熔渣，吹入 $0\sim 1200^{\circ}\text{C}$ 的预热的氧化性气体，并保证其熔渣温度 $>1250^{\circ}\text{C}$ ，完成熔渣中磁铁矿的转化；将上述氧化后的熔渣缓冷至室温，破碎、磁选，产物为磁铁矿精矿与尾矿，尾矿作为建筑材料。

方法 G：含铁硅酸盐熔渣熔融还原炼铁：

G-1、将含铁硅酸盐矿物相的熔渣保留在熔炼反应装置内或将熔渣倒入保温装置，或加入含铁物料，熔渣中加入还原剂，进行熔融还原，实时监测反应熔渣，通过调控同时保证如下(a1)和(b1)两个参数，获得反应完成后的熔渣；

(a1)反应熔渣的温度为 $1350\sim 1670^{\circ}\text{C}$ ；

(b1)反应熔渣的碱度 CaO/SiO_2 比值 $=0.6\sim 2.4$ 。

调控方法为：对应(a1)：控制反应熔渣的温度在设定温度范围的方法为：

当反应熔渣的温度 $<$ 设定温度范围下限时，通过反应装置自身的加热功能，或向熔渣中加入燃料与预热的氧化性气体，使反应熔渣的温度达到设定温度范围内；

当反应熔渣的温度 $>$ 设定温度范围上限时，向反应熔渣中加入冶金熔剂、含铁物料或含氟物料中的一种或几种，使反应熔渣的温度达到设定温度范围内。

对应(b1)：当反应熔渣中碱度 CaO/SiO_2 比值 <0.6 时，向熔渣中加入碱性物料和/或碱性含铁物料；

当反应熔渣中碱度 CaO/SiO_2 比值 >2.4 时，向熔渣中加入酸性物料和/或酸性含铁物料。

G-2、向熔渣中喷吹预热后的氧化性气体进行熔融还原，形成还原后的熔渣，其中：氧化性气体的预热温度为 $0\sim 1200^{\circ}\text{C}$ ，并在喷吹过程中，通过调控同时保证(a2)和(b2)两个参数：(a2)反应完成后的熔渣的温度为 $1350\sim 1670^{\circ}\text{C}$ ；(b2)反应完成后的熔渣的碱度 CaO/SiO_2 比值 $=0.6\sim 2.4$ 。

其中，设定温度范围和碱度调控方法同方法 G-1 步骤；

G-3、分离回收：采用以下方法中的一种：

方法 I：进行如下步骤：

(a)冷却：将还原后的混合熔渣倒入保温渣罐，缓慢冷却至室温，获得缓冷渣；

(b)分离：金属铁沉降到反应装置的底部，形成铁坨，人工取出铁坨；将剩余缓冷渣中含金属铁层，破碎至粒度 $20\sim 400\mu\text{m}$ ，磨矿，磁选分离出剩余金属铁与尾矿；

(c)尾矿的回收利用，作为水泥原料、建筑材料、代替碎石作骨料、路材或磷肥使用；

方法II：进行如下步骤：

(a)还原后的混合熔渣，冷却沉降，渣-金分离，获得铁水与还原后的熔渣；

(b)还原后的熔渣，进行炉外熔渣处理，具体方式为：采用步骤S2的分离回收方法一中的方法A~E中的一种或几种，进行炉外熔渣处理；

(c)铁水，送往转炉或电炉炼钢；

(d)部分含锌组分、含铅组分与含铟组分挥发，以氧化物形式进入烟尘回收。

(e)部分铟组分、铋组分、钠组分、钾组分挥发进入烟尘加以回收；

(f)还原产生的煤气在熔渣表面二次燃烧，提供了热量，而且由炉内流出的煤气可以作为烘干炉料与保温装置的热源。

方法二：采用熔渣可流出的熔炼反应装置时，反应完成后的熔渣进行如下步骤：

(1)获得的熔融态富铁相与含铁硅酸盐矿物相，采用方法一中所述方法A~G中的一种或几种进行熔渣处理；

(2)熔融态富铜相，送往转炉炼铜或吹炼炉炼铜原料，或碎磁选分离金属铁后再送往转炉或吹炼炉炼铜，或经磁选分离金属铁或不经磁选分离金属铁后，直接还原，还原产物经磁选分离金属铁后，再送往转炉或吹炼炉炼铜；

(3)部分含锌组分、含铅组分、含铟组分与含铋组分挥发，以氧化物进入烟尘回收；

(4)部分钠组分、钾组分挥发进入烟尘。

方法三：采用熔渣可转动的转炉与反应渣罐时，反应完成后的熔渣进行如下步骤：

(1)获得的熔融态含铁硅酸盐矿物相，采用方法一中所述方法A~G中的一种或几种进行熔渣处理；

(2)富铁相进行水淬或空冷或倒入保温装置缓冷后，作为高炉炼铁原料或直接还原炼铁，与方法一步骤(4)相同；

(3)熔融态富铜相或倒入保温装置缓冷后，送往转炉或吹炼炉炼铜，或碎磁选分离金属铁后再送往转炉或吹炼炉炼铜，或经磁选分离金属铁或不经磁选分离金属铁后，直接还原，还原产物经磁选分离金属铁后，再送往转炉或吹炼炉炼铜；

(4)部分含锌组分、含铅组分、含铟组分与含铋组分挥发，以氧化物进入烟尘回收；

(5)部分钠组分、钾组分挥发进入烟尘。

方法四：采用熔渣可转动的转炉与反应渣罐时，反应完成后的熔渣进行如下步骤：

(1)获得的熔融态含铁硅酸盐矿物相与富铁相，采用方法一中所述方法A~G中的一种或几种进行熔渣处理；

(2)熔融态富铜相，送往转炉或吹炼炉炼铜，或缓冷后碎磁选分离金属铁后再送往转炉或吹炼炉炼铜，或经磁选分离金属铁或不经磁选分离金属铁后，直接还原，还原产物经磁选分离金属铁后，再送往转炉或吹炼炉炼铜；

(3)部分含锌组分、含铅组分、含铟组分与含铋组分挥发，以氧化物进入烟尘回收；

(4)部分钠组分、钾组分挥发进入烟尘。

方法五：采用保温装置或采用熔渣可流出的熔炼反应装置，将熔渣倒入保温装置时，反应完成后的熔渣进行如下步骤：

(1)沉降冷却：反应完成后的熔渣缓慢冷却至室温，获得缓冷渣；富铜相沉降到

反应装置的底部，形成富铜坨；含铁硅酸盐矿物相上浮；富铜相金属坨和含铁硅酸盐矿物中间的缓冷渣为富铁相，同时生成含锌组分与含铅组分；金银组分迁移到富铜相；

(2)分离：人工或重选分离取出沉降在底部的富铜坨；

5 磁选分离金属铁后再送往转炉或吹炼炉炼铜，或碎磁选分离金属铁后再送往转炉或吹炼炉炼铜，或经磁选分离金属铁或不经磁选分离金属铁后，直接还原，还原产物经磁选分离金属铁后，再送往转炉或吹炼炉炼铜；中部的富铁相层作为高炉炼铁原料或直接还原炼铁原料或熔融还原炼铁原料或浮选提铜原料或磁选分离金属铁后作为炼铜或直接还原的原料；在浮选过程中，浮选产物为含铜精矿与铁精矿，铜
10 精矿返回炼铜系统，铁精矿作为高炉炼铁原料或直接还原炼铁原料或熔融还原炼铁原料；其中，在直接还原过程中，还原产物磁选分离后，获得金属铁与尾矿，尾矿返回炼铜系统；

直接还原过程采用转底炉、隧道窑、车底路、竖炉、回转窑或感应炉作为还原设备，利用气基或煤基还原技术，气基还原为天然气和/或煤气，煤基还原为无烟煤、烟煤、褐煤、焦煤、焦粉或焦炭中的一种或几种，还原温度为 900~1400℃，碱度 CaO/SiO_2 比值=0.8~1.5；

(3)人工取出上部的含铁硅酸盐矿物相，作为高炉炼铁原料或直接还原炼铁原料或熔融还原炼铁原料；作为水泥原料、建筑材料、代替碎石作骨料、路材使用；

(4)部分含锌组分、含铅组分、含铟组分与含铍挥发，以氧化物进入烟尘回收；

20 (5)部分钠组分、钾组分挥发进入烟尘。

所述步骤 S1 与 S2 中，锌冶炼炉渣是湿法炼锌产生的炉渣与火法炼锌产生的炉渣中的一种或两种，其中湿法炼锌产生的炉渣是锌浸出渣、挥发窑渣、铁矾渣、酸洗后铁矾渣、针铁矿渣、赤铁矿渣中的一种或多种，火法炼锌产生的炉渣是竖罐炼锌炉渣、旋涡熔炼炉渣、鼓风炉炉渣、烟化炉炉渣、电炉炉渣中的一种或多种。

25 锌冶炼炉渣为熔融态、热态或冷态，其中：湿法炼锌渣需经烘干、脱水处理，旋涡熔炼炉渣、鼓风炉炉渣、烟化炉炉渣、电炉渣由熔炼炉出渣口获得，挥发窑渣由挥发窑出料口获得，竖罐炼锌炉渣由竖罐出渣口获得，或将锌冶炼渣加热至熔融状态。

所述步骤 S1 与 S2 中，熔融锌冶炼渣的温度（旋涡熔炼渣和/或鼓风炉渣） \geq
30 1100℃，熔融钢渣的温度 \geq 1500℃，熔融高炉渣 \geq 1300℃，熔融铁合金炉渣 \geq 1500℃，熔融铅冶炼渣 \geq 1000℃。

所述步骤 S1 与 S2 中，熔渣可流出的熔炼反应装置为可转动的熔炼反应装置或带有渣口或铁口的熔炼反应装置。

35 其中：所述的保温装置为可倾倒的熔炼反应渣灌、保温地坑。所述的可转动的熔炼反应装置为转炉、熔炼反应渣罐。所述的带有渣口或铁口熔渣可流出的熔炼反应装置为等离子炉、直流电弧炉、交流电弧炉、矿热炉、鼓风炉、高炉、感应炉、冲天炉、侧吹熔池熔炼炉、底吹熔池熔炼炉、顶吹熔池熔炼炉、反射炉、奥斯麦特炉、艾萨炉、瓦钮可夫熔池熔炼炉、侧吹回转炉、底吹回转炉、顶吹回转炉中的一种或多种。

40 所述步骤 S1 中，通过调控保证上述(a)和(b)两个参数的情况下，同时通过保证熔渣中铜和铁氧化物还原为金属铜和 FeO，熔渣中金属铁含量 $<$ 3%。通过加入还原剂、含固体碳的含铁物料中的一种或两种，熔渣中还原剂和/或含固体碳的含铁物料用量为熔渣中铜和铁氧化物还原为金属铜和 FeO 的理论量 110~140%；所述含碳的含铁物料为钢铁

尘泥与烟灰、铁精矿含碳预还原球团、铁精矿含碳金属化球团、湿法炼锌挥发窑渣、焦炭炉尘泥与烟灰。

5 所述步骤 S1 与 S2 中，所述的燃料与还原剂为固体、液体或气体中的一种或多种，以喷吹的方式喷入，为预热的氧化性气体、氮气、氩气中的一种或几种，预热温度为 0~1200℃。固体燃料与还原剂为煤粉、粉煤灰、焦粉、焦炭、烟煤或无烟煤中的一种或多种，形状为粒状或粉状或块状，粒状物料的粒度为 5~25 μm，粉状物料的粒度为 ≤150 μm，液体燃料与还原剂为重油，气体燃料与还原剂为煤气和/或天然气中的一种或两种。

10 所述步骤 S1 与 S2 中，含铜物料是铜渣、选铜尾矿、粗铜火法精炼渣、锌冶炼渣、锌冶炼烟灰与尘泥、铅锌尾渣、铅冶炼渣、铅冰铜、砷冰铜、粗铅火法精炼渣、铅冶炼烟灰与尘泥、铅酸电池、铜冶炼烟灰与尘泥、杂铜、含铜垃圾、含铜电路板、锡冶炼渣、镍冶炼渣、锡尾矿中的一种或几种。

其中，铜渣是“造钼熔炼”产生的炉渣、“铜钼吹炼”产生的炉渣、火法贫化炉渣、铜渣浮选尾渣、湿法炼铜渣中的一种或几种。

15 锌冶炼渣为湿法炼锌与火法炼锌产生的锌冶炼渣，包括浸出渣、铁矾渣、铜镉渣、针铁矿渣、赤铁矿渣、挥发窑渣、竖罐炼锌渣、电炉炼锌渣。

铅冶炼渣为烟化炉炉渣与含铅熔炼渣，“ISP 铅锌鼓风炉还原”或“烧结矿鼓风炉还原”或“固态高铅渣还原”或“液态高铅渣还原工艺”还原工艺产生含铅熔炼渣，含铅熔炼渣通过烟化炉冶炼产生含铅烟化炉渣。

20 镍冶炼渣是“造钼熔炼”工艺产生的镍熔炼渣、“铜冰镍吹炼”工艺吹炼后的贫化炉渣、顶吹熔炼产生的镍沉降炉渣中一种或多种。

冶金熔剂为含 CaO 或 SiO₂ 的矿物与炉渣，具体为石英砂、含金银石英砂、赤泥、脱钠后高钙赤泥、电石渣、白云石或石灰石中的一种或几种。

25 高炉渣、钢渣与铁合金渣为熔融态，或冷态，其中：熔融态炉渣(铅冶炼渣、高炉渣、钢渣与铁合金渣)由出渣口获得，或将冷态炉渣(铅冶炼渣、高炉渣、钢渣与铁合金渣)加热至熔融状态。钢渣为铁水预脱硫渣(脱硫渣、脱硅渣、脱磷渣)、转炉渣、电炉渣、VOD/VAD 渣、VD 渣、中间包弃渣。铁合金炉渣为铁合金生产过程中产生的炉渣，包括冶炼碳素锰铁产生的炉渣、冶炼铬铁产生的炉渣、冶炼镍铁产生的炉渣、冶炼钒铁产生的炉渣、冶炼硅铁产生的炉渣、冶炼铌铁产生的炉渣、冶炼钼铁产生的炉渣。

30 含铁物料是普通铁精矿、普通铁精矿直接还原铁，普通铁精矿烧结矿、普通铁精矿球团矿、普通铁精矿金属化球团、普通铁精矿含碳预还原球团、钢渣、锌冶炼渣、焦炭冶炼烟尘与尘泥、钢铁烟尘与尘泥、镍冶炼渣、铜渣、铅冶炼渣、锌冶炼渣、锡冶炼渣、赤泥、脱钠后高钙赤泥、煤粉灰、硫酸烧渣中的一种或几种。

35 含铜物料与含铁物料为热态或冷态，其中热态物料由冶金炉出料口或出渣口直接获得。湿法炼锌渣与尘泥需经脱水、干燥。

钢铁烟尘与尘泥包括高炉瓦斯泥、转炉尘泥、电炉尘泥、热/冷轧污泥、烧结粉尘、球团粉尘、出铁厂集尘、高炉瓦斯灰、电炉除尘灰、轧钢氧化铁皮。

40 在上述的原料中，锌冶炼渣与烟灰、铅冶炼渣与烟灰含有铟、铋、铅、银与锌；赤泥中含有钠与钾，钢铁烟尘与尘泥含有铟、铋、银、钠与钾，以上物料都有铁；铅冶炼渣与锌冶炼渣都含有铜，铜烟灰与尘泥含有铟与铋，在发明的方法中，铟、铋、钠、钾、锌、铅会以氧化物的形式进入烟尘，从而进行回收。含氟物料是萤石、CaF₂ 或含氟高炉渣中的一种或几种。

所述步骤 S1 与 S2 中, 含铜物料、含铁物料和含氟物料均为球团或粉状物料或制粒; 其中, 粒状物料的粒度为 $5\sim 25\ \mu\text{m}$, 粉状物料的粒度为 $\leq 150\ \mu\text{m}$, 粉状物料以喷吹的方式喷入, 载入气体为预热的氩气、氮气、还原性气体(煤气和/或天然气)、氧化性气体中的一种或多种, 预热温度为 $0\sim 1200^\circ\text{C}$, 所述的喷吹方式为采用耐火喷枪插入熔渣或置于反应熔渣上部或侧面或底部吹入中的一种或几种。

含铜物料与含铁物料为热态或冷态, 所述的热态物料是从冶金炉中直接产出的热态物料, 热态物料温度为 $200\sim 1750^\circ\text{C}$ 。

所述步骤 S1 与 S2 中, 熔渣反应过程中, 熔渣中铜组分、金银组分富集于富铜相, 并实现聚集、长大与沉降, 富铜相包含铜、白冰铜、冰铜相、含铁成分中的多种, 并实现长大与沉降, 或部分进入富铁相。铁组分富集于富铁相, 实现聚集、长大与沉降, 富铁相包括金属铁、FeO 相、铁橄榄石相中的多种, 作为高炉炼铁或直接还原或熔融还原炼铁的原料; 硅、钙与磷组分迁移、富集于含铁硅酸盐矿物相; 熔渣中锌组分、铅组分、铟组分、铋组分分别进入烟尘, 以氧化物的形式回收。

所述步骤 S1 中, 控制混合熔渣的温度在设定温度范围的方法中:

当混合熔渣的温度 $>$ 设定温度上限时, 加入锌冶炼渣、含铜物料、含铁物料、高炉渣、钢渣、铁合金渣、冶金熔剂或含氟物料中的一种或几种, 目的是避免温度过高, 保护耐火材料; 加入含氟物料的另一个作用是降低粘度, 加速熔渣中富铜相、富铁相聚集、长大与沉降, 有利于硅酸盐上浮。

所述步骤 S1 与 S2 中, 调整碱度时, 所述的碱性物料为石灰粉、赤泥、脱钠后高钙赤泥、电石渣、白云石粉或生石灰粉中一种或几种; 所述的碱性含铁物料为 $\text{CaO}/\text{SiO}_2 > 1$ 含铁物料; 所述碱性含铁物料为碱性烧结矿、钢渣、铁合金渣、碱性铁精矿、碱性预还原球团或碱性金属化球团、碱性高炉渣中一种或几种。

所述步骤 S1 与 S2 中, 调整碱度时, 所述的酸性物料为硅石、粉煤灰、煤矸石中的一种或多种; 所述的酸性含铁物料为 $\text{CaO}/\text{SiO}_2 \leq 1$ 的含铁物料; 所述的酸性含铁物料为酸性烧结矿、酸性铁精矿、酸性预还原球团、酸性金属化球团、铜渣、铅冶炼渣、锌冶炼渣、镍冶炼渣、锡冶炼渣、铁合金渣、酸性高炉渣的一种或几种。

所述步骤 S1 与 S2 中, 熔渣中富铜相、富铁相聚集、长大与沉降, 有利于硅酸盐上浮, 富铜相包含铜、白冰铜、冰铜相、铁成分中的多种或部分富集于富铁相。

所述步骤 S1 中, 保证(a)和(b)两个参数的同时, 使混合熔渣充分混合, 混合方式为自然混合或搅拌混合, 搅拌混合为以下方式中的一种: 氩气搅拌、氮气搅拌、氩气-氮气混合气、还原性气体(煤气和/或天然气)、氧化性气体、电磁搅拌、机械搅拌中的一种或多种。

所述步骤 S2 中, 直接还原过程采用转底炉、隧道窑、车底炉、竖炉、回转窑、感应炉作为还原设备, 利用气基或煤基还原技术, 气基为天然气和/或煤气, 煤基还原为无烟煤、烟煤、褐煤、焦煤、焦粉、焦炭中的一种或几种, 还原温度为 $900\sim 1400^\circ\text{C}$, 碱度 CaO/SiO_2 比值 $= 0.7\sim 1.9$ 。

所述步骤 S1 与 S2 中, 氧化性气体为预热的空气、氧气、富氧空气、氮气-氧气、氮气-空气、氩气-空气、氩气-氧气中的一种, 预热温度为 $0\sim 1200^\circ\text{C}$, 所述的喷吹方式为采用耐火喷枪插入熔渣或置于含铜与铁的反应熔渣上部或侧面吹入。

所述步骤 S2 中, 冷却方式为自然冷却或旋转冷却或离心冷却, 沉降方式为自然沉降或旋转沉降或离心沉降。

所述步骤 S2 中, 旋转与离心冷却的具体操作为: 装有反应完成后的熔渣的装置置于旋转平台上, 按照一定速度进行旋转, 旋转速度依熔渣质量与保温装置高度或

深度而定，旋转时间依熔渣质量与熔渣凝固情况而定；将装有反应完成后的熔渣的装置置于旋转平台上旋转，目的是加速富铜相、富铁相聚集、长大与沉降，有利于硅酸盐(富磷相)上浮，缩短沉降时间。

所述步骤 S2 中，反应完成后的熔渣冷却过程中，由于密度不同与矿物大小不同，大部分富铜相沉降于中下部，富铁相沉降于中上部。

所述步骤 S2 中，反应完成后的熔渣中铜组分、金银组分继续迁移、富集于富铜相，并实现长大与沉降，或部分铜组分富集于富铁相；混合熔渣中铁组分分别继续迁移、富集于富铁相，并实现长大与沉降。

所述步骤 S2 中，重力分选法是摇床分选、溜槽分选或二者相结合。

采用本发明的方法，最后获得的富铁相及含铁硅酸盐矿物相的渣中，渣含铜 $\leq 0.1\%$ ，铁的回收率为 $\geq 96\%$ ，锌的回收率为 $\geq 95\%$ ，铅的回收率为 $\geq 95\%$ ，铟的回收率为 $\geq 91\%$ ，金的富集率为 $\geq 91\%$ ，银的富集率为 $\geq 91\%$ ，镍的富集率为 $\geq 92\%$ ，钴的富集率为 $\geq 94\%$ ，铋的回收率为 $\geq 91\%$ ，钠的回收率为 $\geq 92\%$ ，钾的回收率为 $\geq 93\%$ 。

其中，渣含铜是指富铜相分离后的渣相，具体为富铁相与含铁硅酸盐矿物相中的含铜量，镍、钴的富集率是指在富铜相中镍、钴的含量占原料中对应镍、钴总量的百分比，金、银的富集率是指富铜相中金、银的含量占原料中金、银总量的百分比。

为了更好的解释本发明，以便于理解，通过以下实施例，对本发明作详细描述。其中，以下实施例中所用处理方法与原料未明确指出的，均可采用本领域常规技术，除非另有说明，本发明中所用的百分数均为重量百分数。

实施例 1

一种由含锌与铁的混合熔渣回收有价值组分的方法，包括以下步骤：

步骤 1，炉渣混合：将锌冶炼渣（冷态锌浸出渣）加入直流电弧炉，同时加入冷态高炉渣、VOD/VAD 渣和冶炼碳素锰铁产生的铁合金炉渣，液态高铅渣还原炉的冷态含铅熔炼渣，形成混合熔渣；将混合熔渣加热至熔融状态，形成含铜与铁的反应熔渣，并使反应熔渣电磁搅拌，实现自然混合；实时监测反应熔渣，通过调控同时保证 (a) 和 (b) 两个参数，获得反应完成后的熔渣；对应 (a)：含铜与铁的反应熔渣的温度为 1660°C ，采用耐火喷枪插入反应熔渣中，以氮气为载体气，喷入常温粉状粒度 $\leq 150\ \mu\text{m}$ 的铜渣、含铜烟灰、杂铜和含铜垃圾和含铜电路板，同时加入高炉瓦斯泥、电炉尘泥、转炉尘泥、普通铁精矿、普通铁精矿直接还原铁和高炉瓦斯灰，使温度降至 1380°C ；(b)：含铜与铁的反应熔渣的碱度 CaO/SiO_2 比值=1.8，向反应熔渣中加入硅石、粉煤灰和煤矸石混合物，使含铜与铁的反应熔渣碱度比值降至 1.4；熔渣中金属铁含量为 0.5%。

步骤 2，分离回收采用方法一：保温 48min，熔渣自然沉降，渣-金分离，获得熔融态富铜相、富铁相与含铁硅酸盐矿物相，同时生成含锌组分、含铅组分、含铋组分与含铟组分，进入烟尘回收，进行如下步骤：

(1) 熔融态含铁硅酸盐矿物相，进行炉外熔渣处理，采用方法 F，含铁硅酸盐熔渣空冷后，用作直接还原炼铁原料，采用回转窑进行直接还原，利用气基还原技术，气基还原剂为天然气和煤气，还原温度为 900°C ，碱度 CaO/SiO_2 比值为 0.8，还原后采用磁电炉熔分获得金属铁与熔渣，熔分温度为 1550°C ；

(2) 熔融态富铜相，送往转炉炼铜；

(3) 熔融态富铁相倒入保温装置，空冷后作为高炉炼铁原料；

(4)含锌组分、含铅组分、含铋组分、含铟组分、含钠组分与含钾组分挥发进入烟尘回收。

最后获得的渣含铜<0.1%，锌回收率为 97%，铅回收率为 96%，铁回收率为 98%，铟的回收率为 92%，铋的回收率为 91%，金的富集率为 92%，银的富集率为 91%，钠的回收率为 93%，钾的回收率为 94%。

实施例 2

一种由含锌与铁的混合熔渣回收有价组分的方法，包括以下步骤：

步骤 1，炉渣混合：将锌冶炼渣（由挥发窑出料口获得的挥发窑渣）加入可倾倒的熔炼反应渣灌，同时加入由出渣口获得的熔融态冶炼铬铁产生的铁合金炉渣，形成混合熔渣；用预热温度为 1000℃的富氧空气喷吹粒度为 20mm 无烟煤与焦粒，并喷吹天然气，将混合熔渣加热至熔融状态，形成含铜与铁的反应熔渣，并使反应熔渣电磁搅拌，实现混合；实时监测反应熔渣，通过调控同时保证(a)和(b)两个参数，获得反应完成后熔渣；对应(a)含铜与铁反应熔渣温度 1660℃，采用耐火喷枪插入反应熔渣中，以氩气为载气，喷入常温粉状粒度 $\leq 150 \mu\text{m}$ 铜渣、含铜烟灰、杂铜和含铜垃圾、含铜电路板、普通铁精矿、普通铁精矿直接还原铁和普通铁精矿烧结矿，使温度降至 1400℃；(b)含铜与铁反应熔渣碱度 CaO/SiO_2 比值为 2.7，向反应熔渣中加入酸性烧结矿、酸性铁精矿和酸性预还原球团，使含铜与铁反应熔渣碱度比值降至 1.6；熔渣中金属铁含量为 2.9%。

步骤 2，分离回收采用方法二：保温 50min，反应完成后的熔渣自然沉降，渣-金分离，获得熔融态富铜相、富铁相与含铁硅酸盐矿物相，同时生成含锌组分、含铅组分、含铋组分与含铟组分，进入烟尘回收，进行如下步骤：

(1)含铁硅酸盐矿物相与富铁相，采用方法 G 进行炉外熔渣处理，熔渣熔融还原炼铁，具体步骤如下：

(1-1)上述含铁熔渣倒入可倾倒的转炉中，向熔渣中加入粒度为 20mm 无烟煤与烟煤，进行熔融还原，实时监测反应熔渣，通过调控同时保证如下(a)反应熔渣的温度为 1350~1670℃，和(b)反应熔渣碱度 CaO/SiO_2 比值=0.6~2.4 两个参数，获得反应完成后的熔渣；对应(a)：反应熔渣的温度为 1400℃，在温度范围内；对应(b)：反应熔渣中碱度 CaO/SiO_2 比值为 0.8 时，在碱度范围内。

(1-2)向反应完成后熔渣中喷吹预热 200℃富氧空气进行熔融还原，形成还原后混合熔渣，并在喷吹过程中，通过调控同时保证(a)反应熔渣温度为 1350~1670℃，和(b)反应熔渣碱度 CaO/SiO_2 比值=0.6~2.4 两个参数；

(1-3)分离回收：

(a)还原后混合熔渣，沉降渣-金分离，获得铁水与还原后熔渣；

(b)还原后熔渣，采用步骤 S2 方法一中法 A 处理做成高附加值水泥原料；

(c)铁水送往转炉或电炉炼钢；

(d)含铋组分、含钠组分以及含钾组分进入烟尘回收；

(2)熔融态富铜相送往转炉炼铜；

(3)含锌组分、含铅组分、含铋组分、含铟组分、含钠组分与含钾组分挥发进入烟尘回收。

最后获得的渣含铜<0.1%，锌回收率为 96%，铅回收率为 97%，铁回收率为 96%，铟的回收率为 92%，铋的回收率为 92%，金的富集率为 93%，银的富集率为 93%，钠的回收率为 94%，钾的回收率为 93%。

实施例 3

一种由含锌与铁的混合熔渣回收有价值组分的方法，包括以下步骤：

步骤 1，炉渣混合：将锌冶炼渣（冷态挥发窑渣）加入直流电弧炉，同时加入由转炉炼钢出渣口获得的钢渣，形成混合熔渣；用预热温度为 400℃ 的氧气，喷吹粒度为 20mm 无烟煤、焦粒与煤粉，将混合熔渣加热至熔融状态，形成含铜与铁的反应熔渣，并使熔渣实现混合；实时监测熔渣，通过调控同时保证(a)和(b)两个参数，获得反应完成后的熔渣；对应(a)：含铜与铁的反应熔渣的温度为 1685℃，向反应熔渣中加入酸性金属化球团、铜冶炼渣和含铜吹炼渣，同时加入含铜烟灰、铅冶炼渣、普通铁精矿球团矿、轧钢氧化铁磷和普通铁精矿含碳预还原球团，使温度降至 1420℃；(b)：含铜与铁的反应熔渣的碱度 CaO/SiO_2 比值=2.4，向反应熔渣中加入酸性金属化球团、含铜熔炼渣和含铜吹炼渣的混合物，使含铜与铁的反应熔渣的碱度比值降至 1.6；熔渣中金属铁含量为 2.1%。

步骤 2，分离回收采用方法二：保温 40min，熔渣自然沉降，渣-金分离，获得熔融态富铜相、富铁相与含铁硅酸盐矿物相，同时生成含锌组分、含铅组分、含铋组分与含铟组分，进入烟尘加以回收，进行如下步骤：

(1)熔融态富铜相，送往转炉炼铜；

(2)熔融态富铁相与含铁硅酸盐矿物相作为直接还原炼铁原料，还原过程中，部分锌组分、铅组分、铟组分与铋组分挥发进入烟尘；直接还原过程中，采用转底炉，还原温度为 1200℃，碱度 CaO/SiO_2 比值=1.0，还原剂为粒度为 $\leq 150\mu\text{m}$ 的无烟煤与粉煤；

(3)含锌组分、含铅组分、含铋组分与含铟组分挥发进入烟尘回收。

最后获得的渣含铜 $< 0.1\%$ ，铁的回收率为 98%，锌的回收率为 97%，铅的回收率为 96%，铟的回收率为 94%，铋的回收率为 93%，金的富集率为 91%，银的富集率为 92%。

实施例 4

一种由含锌与铁的混合熔渣回收有价值组分的方法，包括以下步骤：

步骤 1，炉渣混合：将冷态锌冶炼渣（铁矾渣）加入等离子炉，同时加入由出渣口获得的转炉钢渣、电炉钢渣与冶炼镍铁获得的铁合金炉渣，形成混合熔渣；将混合熔渣加热至熔融状态，形成含铜与铁反应熔渣，并使反应熔渣喷吹预热温度为 400℃ 的氩气，实现混合；实时监测反应熔渣，通过调控同时保证(a)和(b)两个参数，获得反应完成后的熔渣；对应(a)含铜与铁的熔渣的温度为 1670℃，向反应熔渣中加入赤泥、硫酸烧渣、萤石、铅冰铜、含铅烟灰、含锌烟灰、神冰铜和湿法炼锌渣，使温度降至 1450℃；(b)含铜与铁反应熔渣碱度 CaO/SiO_2 比值为 2.9，向反应熔渣中加入含铜吹炼渣，使含铜与铁反应熔渣碱度比值降至 1.7；喷吹天然气，并用预热温度为 900℃ 的空气喷吹粒度为 20mm 的焦粒，熔渣中金属铁含量为 1.8%。

步骤 2，分离回收采用方法二：保温 32min，熔渣自然沉降，渣-金分离，获得熔融态富铜相、富铁相与含铁硅酸盐矿物相，同时生成含锌组分、含铅组分、含铋组分与含铟组分，进入烟尘，以氧化物形式加以回收，进行如下步骤：

(1)熔融态富铜相，送往转炉炼铜；

(2)熔融态富铁相与含铁硅酸盐矿物相步骤 S2 分离回收方法一中方法 F，氧化改性磁选分离：①将熔渣倒入保温渣罐，向熔渣中喷入预热温度为 900℃ 的富氧空气，实现铁矿的转化；②缓冷至室温，磁选分离，获得铁精矿与尾矿；

(3)含锌组分、含铅组分、含铋组分与含铟组分挥发进入烟尘回收。

最后获得的渣含铜 $< 0.1\%$ ，铁的回收率为 96%，锌的回收率为 96%，铅的回收率为 95%，铟的回收率为 92%，铋的回收率为 92%，金的富集率为 93%，银的富集率

为 92%。

实施例 5

一种由含锌与铁的混合熔渣回收有价值组分的方法，包括以下步骤：

5 步骤 1，炉渣混合：将锌冶炼渣（热态竖罐炼锌炉渣、出渣口获得的熔融旋涡熔
炼炉渣、熔融鼓风炉炉渣与电炉渣）加入保温渣罐，同时加入由出渣口获得的转炉
熔融钢渣，形成混合熔渣；用预热温度为 800℃ 的空气，喷吹粒度为 20mm 烟煤与煤
粉，将混合熔渣加热至熔融状态，形成含铜与铁的反应熔渣，并使反应熔渣实现混
合；实时监测反应熔渣，通过调控同时保证(a)和(b)两个参数，获得反应完成后的熔
渣；对应(a)：含铜与铁的反应熔渣温度为 1410℃；(b)：含铜与铁反应熔渣碱度
10 CaO/SiO₂ 比值为 1.5，均在要求范围内；熔渣中金属铁含量为 2.2%。

步骤 2，分离回收采用方法五：将反应完成后的熔渣倒入保温渣罐中，保温 28min，
进行熔渣处理，进行如下步骤：

(1)沉降冷却：反应完成后的熔渣旋转冷却至室温，获得缓冷渣；富铜-白冰铜相沉降
15 到反应装置的底部，形成富铜坨；含铁硅酸盐矿物相上浮；富铜坨和硅酸盐矿物中间缓
冷渣为富铁相，同时生成含锌组分、含钢组分、含铋组分及含铅组分；

(2)分离：人工取出沉降在底部的金属铜坨；中部的富铁相层磁选分离金属铁后，
直接送往转炉炼铜；

(3)人工取出上部的硅酸盐矿物相，获得硅酸盐尾矿，作为水泥原料使用；

(4)含锌组分、含钢组分、含铋组分及含铅组分挥发，进入烟尘回收。

20 最后获得的渣含铜<0.15%，铁的回收率为 98%，锌的回收率为 97%，铅的回收
率为 96%，钢的回收率为 93%，铋的回收率为 92%，金的富集率为 96%，银的富集
率为 93%。

实施例 6

一种由含锌与铁的混合熔渣回收有价值组分的方法，包括以下步骤：

25 步骤 1，炉渣混合：将冷态锌冶炼渣（酸洗后铁矾渣、针铁矿渣、赤铁矿渣）加
入交流电弧炉，同时加入冷态冶炼钒铁产生的铁合金炉渣和冶炼硅铁产生的铁合金
炉渣，形成混合熔渣；将混合熔渣加热至熔融状态，形成含铜与铁反应熔渣，喷吹
预热温度为 600℃ 的氩气-氮气混合气，混合；实时监测反应熔渣，通过调控同时保
证(a)和(b)两参数，获得反应完成后熔渣；对应(a)：含铜与铁反应熔渣温度为 1040℃，
30 向反应熔渣中加入预热温度为 800℃ 的富氧空气与重油，加入熔融含铜吹炼渣，使温
度升至 1330℃；(b)：含铜与铁反应熔渣碱度 CaO/SiO₂ 比值为 0.1，向反应熔渣中加
入碱性铁精矿、转炉污泥、碱性预还原球团、脱钠后高钙赤泥，使含铜与铁反应熔渣碱
度比值升至 0.4；熔渣中金属铁含量为 1.2%。

步骤 2，分离回收采用方法一：保温 38min，熔渣自然沉降，渣-金分离，获得熔
35 融态富铜相、富铁相和含铁硅酸盐矿物相，同时生成含锌组分、含钢组分、含铋组分
及含铅组分挥发进入烟尘加以回收，进行如下步骤：

(1)熔融态含铁硅酸盐矿物相采用步骤 S2 分离回收方法一法 A，水淬直接作水泥
原料；

(2)熔融态富铜相，送往转炉炼铜；

40 (3)富铁相倒入保温装置冷却后直接还原炼铁；

(4)含锌组分、含钢组分、含铋组分、含铅组分、含钠组分与含钾组分挥发，进入烟
尘回收。

最后获得的渣含铜<0.1%，铁的回收率为 97%，锌的回收率为 96%，铅的回收率

为 96%，钢的回收率为 93%，铋的回收率为 94%，金的富集率为 93%，银的富集率为 92%，钠的回收率为 93%，钾的回收率为 95%。

实施例 7

一种由含锌与铁的混合熔渣回收有价值组分的方法，包括以下步骤：

5 步骤 1，炉渣混合：将锌冶炼渣（冷态竖罐炼锌炉渣）加入矿热炉，同时加入出渣口获得的冶炼铋铁产生的炉渣和冶炼铅铁产生的炉渣，形成混合熔渣；将混合熔渣加热至熔融状态，形成含铜与铁的反应熔渣，并使反应熔渣喷吹预热温度为 1100℃ 的氮气，实现混合；实时监测反应熔渣，通过调控同时保证(a)和(b)两个参数，获得反应完成后的熔渣；对应(a)：含铜与铁的反应熔渣的温度为 1320℃；(b)：含铜与铁
10 的反应熔渣的碱度 CaO/SiO_2 比值为 0.8，均在要求范围内；采用 200℃ 的空气喷入粒度 $\leq 150\mu\text{m}$ 煤粉，并喷入天然气，熔渣中金属铁含量为 1.5%。

步骤 2，分离回收采用方法四：保温 32min，熔渣自然沉降，渣-金分离得熔融态富铜相、富铁相、含铁硅酸盐矿物相，同时生成含锌组分、含铅组分、含铋组分与含钢组分，进入烟尘加以回收，进行如下步骤：

15 (1)熔融态富铜相，送转炉炼铜；
(2)熔融态富铁相与含铁硅酸盐矿物具体采用步骤 S2 的分离回收方法一中的方法 F，水淬后，作为直接还原炼铁的原料；
(3)含锌组分、含铅组分、含铋组分与含钢组分挥发进入烟尘回收。

20 最后获得的渣含铜 $< 0.1\%$ ，铁的回收率为 96%，锌的回收率为 97%，铅的回收率为 97%，钢的回收率为 94%，铋的回收率为 95%，金的富集率为 93%，银的富集率为 91%。

实施例 8

一种由含锌与铁的混合熔渣回收有价值组分的方法，包括以下步骤：

25 步骤 1，炉渣混合：将锌冶炼渣（由出渣口获得的熔融旋涡熔炼炉渣）加入鼓风机，同时加入由出渣口获得的高炉渣与电炉钢渣，形成混合熔渣；用预热温度为 600℃ 的空气，喷吹粒度为 20mm 烟煤与煤粉，将混合熔渣加热至熔融状态，形成含铜与铁的反应熔渣，并使反应熔渣实现混合；实时监测反应熔渣，通过调控同时保证(a)和(b)两个参数，获得反应完成后的熔渣；对应(a)：含铜与铁的反应熔渣的温度为 1330℃；(b)：含铜与铁的反应熔渣的碱度 CaO/SiO_2 比值为 1.0，均在要求范围内；
30 熔渣中金属铁含量为 2.6%。

步骤 2，分离回收采用方法三：保温 19min，熔渣自然沉降，渣-金分离，获得富铜相与中上部含铁硅酸盐矿物相和富铁相，同时生成含锌组分、含铅组分、含铋组分与含钢组分，进入烟尘加以回收，进行如下步骤：

35 (1)熔融态含铁硅酸盐矿物相渣，倒入熔炼装置，进行炉外熔渣处理，具体采用步骤 S2 的分离回收方法一中的方法 B，将中上部的熔渣全部返回到含铜反应熔渣，作为热态冶金熔剂，调整含铜反应熔渣成分，控制含铜反应熔渣温度；
(2)熔融态富铜相，送往转炉或吹炼炉炼铜；
(3)含锌组分、含铅组分、含铋组分与含钢组分挥发进入烟尘回收；
(4)富铁相进行水淬或空冷或倒入保温装置缓冷后，作为高炉炼铁原料或直接还原炼
40 铁。

最后获得的渣含铜 $< 0.1\%$ ，铁的回收率为 97%，锌的回收率为 95%，铅的回收率为 96%，钢的回收率为 93%，铋的回收率为 92%，金的富集率为 91%，银的富集率为 92%。

实施例 9

一种由含锌与铁的混合熔渣回收有价值组分的方法，包括以下步骤：

步骤 1，炉渣混合：将锌冶炼渣（由出渣口获得的熔融鼓风炉炉渣）加入侧吹回转炉，同时加入由出渣口获得的熔融态高炉渣和 VD 渣，形成混合熔渣；将混合熔渣加热至熔融状态，形成含铜与铁的熔渣，喷吹预热温度为 800℃ 的氩气，使熔渣实现混合；实时监测反应熔渣，通过调控同时保证(a)和(b)两个参数，获得反应完成后的熔渣；对应(a)：含铜与铁的熔渣温度为 1340℃；(b)：含铜与铁的熔渣碱度 CaO/SiO_2 比值为 1.2，均符合要求；用预热温度为 900℃ 的空气喷吹粒度为 20mm 的焦粒，熔渣中金属铁含量为 2.7%。

步骤 2，分离回收采用方法二：保温 30min，熔渣自然沉降，渣-金分离，获得下部的熔融态富铜相、中上部的富铁相和含铁硅酸盐矿物相的含铁熔渣，同时生成含锌组分、含铅组分、含铋组分与含铟组分，进入烟尘回收，进行如下步骤：

(1)中上部的含铁熔渣倒入熔炼装置，采用步骤 S2 分离回收方法一中法 C，中上部熔渣浇筑微晶玻璃；

(2)下部熔融态富铜相，送往转炉炼铜；

(3)含锌组分、含铅组分、含铋组分与含铟组分挥发进入烟尘回收。

最后获得的渣含铜 < 0.1%，铁的回收率为 98%，锌的回收率为 96%，铅的回收率为 97%，铟的回收率为 94%，铋的回收率为 93%，金的富集率为 90%，银的富集率为 92%。

实施例 10

一种由含锌与铁的混合熔渣回收有价值组分的方法，包括以下步骤：

步骤 1，炉渣混合：锌冶炼渣（由出渣口获得的熔融电炉渣）加入保温地坑，同时加入由出渣口获得的熔融钢渣与熔融含铜熔炼渣，形成混合熔渣；用预热温度为 200℃ 的富氧空气，喷吹粒度 $\leq 150\mu\text{m}$ 烟煤，将混合熔渣加热至熔融状态，形成含铜反应熔渣，并使反应熔渣实现混合；实时监测反应熔渣，通过调控同时保证(a)和(b)两个参数，获得反应完成后的熔渣；对应(a)：含铜反应熔渣的温度为 1430℃；(b)：含铜反应熔渣的碱度 CaO/SiO_2 比值为 1.5，均在要求范围内；熔渣中金属铁含量为 1.9%。

步骤 2，分离回收采用方法五：将反应完成后的熔渣进行如下步骤：

(1)沉降冷却：保温 48min，反应完成后的熔渣冷却至室温，获得缓冷渣；富铜相沉降到反应装置的底部，形成富铜坨；含铁硅酸盐矿物相上浮；富铜相金属坨和硅酸盐矿物中间缓冷渣为富铁相，同时生成含锌组分与含铅组分；

(2)分离：人工取出沉降在底部的富铜坨；中部的富铁相磁选分离金属铁后，送往转炉炼铜；

(3)人工取出上部的含铁硅酸盐矿物相，获得硅酸盐尾矿，作为水泥原料使用；

(4)含锌组分、含铅组分、含铋组分与含铟组分进入烟尘回收。

最后获得的渣含铜 < 0.1%，铁的回收率为 97%，锌的回收率为 97%，铅的回收率为 96%，铟的回收率为 94%，铋的回收率为 91%，金的富集率为 93%，银的富集率为 92%。

权利要求书

1、一种由含锌与铁的混合熔渣回收有价值组分的方法，其特征在于，包括以下步骤：

S1、炉渣混合：将锌冶炼渣，加入保温装置或熔渣可流出的熔炼反应装置中，并加入铅冶炼渣、高炉渣、钢渣和铁合金渣中的一种或多种，搅拌混合，形成混合熔渣；

将混合熔渣加热至熔融状态，形成反应熔渣，混合均匀，实时监测反应熔渣，通过调控使反应熔渣同时满足a和b两个条件，获得反应完成后的熔渣，或将反应完成后的熔渣倒入保温装置；

其中，a：调控反应熔渣的温度为1100~1450℃；

b：调控反应熔渣的碱度CaO/SiO₂比值=0.15~1.8；

S2、分离回收：步骤S1得到的熔渣，保温5~50min，沉降分离，获得中上部含铁硅酸盐矿物相、底部富铜相、中下部富铁相，同时生成含锌组分、含铅组分、含铜组分与含铋组分的烟尘，金银组分迁移、富集进入富铜相；对各相进行回收处理。

2、根据权利要求1所述的由含锌与铁的混合熔渣回收有价值组分的方法，其特征在于：在步骤S1中，条件a的调控方法为：

当反应熔渣的温度<1100℃时，通过反应装置自身的加热功能，或向熔渣中加入燃料或熔融锌冶炼炉渣、熔融铜渣、熔融镍冶炼渣、熔融铅冶炼渣、熔融高炉渣、熔融钢渣、熔融铁合金渣的一种或多种，喷入燃料时，同时喷入预热的氧化性气体，使反应熔渣的温度达到1100~1450℃范围内；

当反应熔渣的温度>1450℃时，向反应熔渣中加入含铜物料、锌冶炼渣、含铅物料、镍冶炼渣、高炉渣、钢渣、铁合金渣、冶金熔剂、含铁物料、含氟物料中的一种或几种，使混合熔渣的温度达到1100~1450℃范围内；

在步骤S1中，条件b的调控方法为：

当反应熔渣的碱度CaO/SiO₂比值<0.15时，向反应熔渣中加入碱性物料和/或碱性含铁物料；

当反应熔渣的碱度CaO/SiO₂比值>1.8时，向反应熔渣中加入酸性物料和/或酸性含铁物料。

3、根据权利要求1所述的由含锌与铁的混合熔渣回收有价值组分的方法，其特征在于：所述保温装置为可倾倒的熔炼反应渣灌或保温地坑；

所述熔渣可流出的熔炼反应装置为可转动的熔炼反应装置或带有渣口或铁口的熔炼反应装置；其中，所述可转动的熔炼反应装置为转炉、熔炼反应渣罐；所述带有渣口或铁口熔渣可流出的熔炼反应装置为等离子炉、直流电弧炉、交流电弧炉、矿热炉、鼓风炉、高炉、感应炉、冲天炉、侧吹熔池熔炼炉、底吹熔池熔炼炉、顶吹熔池熔炼炉、反射炉、奥斯麦特炉、艾萨炉、瓦钮可夫熔池熔炼炉、侧吹回转炉、底吹回转炉、顶吹回转炉中的一种或多种。

4、根据权利要求1所述的由含锌与铁的混合熔渣回收有价值组分的方法，其特征在于：在所述步骤S1中，满足所述条件a和b的同时，应同时满足所述熔渣中铜和铁氧化物还原为金属铜和FeO，熔渣中金属铁含量<3%。

5、根据权利要求1所述的由含锌与铁的混合熔渣回收有价值组分的方法，其特征在于：所述锌冶炼渣是湿法炼锌产生的炉渣、火法炼锌产生的炉渣中的一种或两种；锌冶炼渣为熔融态或热态或冷态，熔融火法炼锌渣由旋涡熔炼炉、鼓风炉、烟化炉、电炉出渣口获得，热态锌冶炼渣由挥发窑出料口、竖罐出渣口获得，或将锌

冶炼渣加热至熔融状态；

其中，所述湿法炼锌产生的炉渣是锌浸出渣、挥发窑渣、铜镉渣、铁矾渣、酸洗后铁矾渣、针铁矿渣、赤铁矿渣中的一种或多种，所述火法炼锌产生的炉渣是竖罐炼锌炉渣、旋涡熔炼炉渣、鼓风炉炉渣、烟化炉炉渣、电炉渣中的一种或多种；

5 所述湿法炼锌产生的炉渣均需经过烘干、脱水处理；旋涡熔炼炉渣、鼓风炉炉渣、烟化炉炉渣、电炉渣由熔炼炉出渣口获得，挥发窑渣由挥发窑出料口获得，竖罐炼锌炉渣由竖罐出料口获得。

6、根据权利要求 2 所述的由含锌与铁的混合熔渣回收有价值组分的方法，其特征在于：所述含铜物料是铜渣、选铜尾矿、粗铜火法精炼渣、锌冶炼渣、锌冶炼烟灰与尘泥、铅锌尾渣、铅冶炼渣、铅冰铜、砷冰铜、粗铅火法精炼渣、铅冶炼烟灰与尘泥、铅酸电池、铜冶炼烟灰与尘泥、杂铜、含铜垃圾、含铜电路板、锡冶炼渣、镍冶炼渣、锡尾矿中的一种或几种；

所述铜渣是“造钼熔炼”产生的炉渣、“铜钼吹炼”产生的炉渣、火法贫化炉渣、铜渣浮选尾渣、湿法炼铜渣中的一种或几种；

15 所述冶金熔剂为含 CaO 或 SiO_2 的矿物与炉渣，优选为石英砂、含金银石英砂、赤泥、脱钠后高钙赤泥、电石渣、白云石或石灰石中的一种或几种；

所述含铁物料是普通铁精矿、普通铁精矿直接还原铁，普通铁精矿烧结矿、普通铁精矿球团矿、普通铁精矿金属化球团、普通铁精矿含碳预还原球团、钢渣、锌冶炼渣、焦炭冶炼烟尘与尘泥、钢铁烟尘与尘泥、镍冶炼渣、铜渣、铅冶炼渣、锌冶炼渣、锡冶炼渣、赤泥、脱钠后高钙赤泥、煤粉灰、硫酸烧渣中的一种或几种；

所述镍冶炼渣是“造钼熔炼”工艺产生的镍熔炼渣、“铜冰镍吹炼”工艺吹炼后的贫化炉渣、顶吹熔炼产生的镍沉降炉渣中一种或多种；

25 所述铅冶炼渣为烟化炉炉渣与含铅熔炼渣，其中，“ISP 铅锌鼓风炉还原”或“烧结矿鼓风炉还原”或“固态高铅渣还原”或“液态高铅渣还原”工艺产生含铅熔炼渣，含铅熔炼渣通过烟化炉冶炼产生含铅烟化炉渣；

所述钢铁烟尘与尘泥包括高炉瓦斯泥、转炉尘泥、电炉尘泥、热/冷轧污泥、烧结粉尘、球团粉尘、出铁厂集尘、高炉瓦斯灰、电炉除尘灰、轧钢氧化铁皮；

所述高炉渣、钢渣与铁合金渣为熔融态或冷态，其中，熔融态的高炉渣、钢渣与铁合金渣由出渣口获得，或将冷态的高炉渣、钢渣与铁合金渣加热至熔融状态；

30 所述钢渣为铁水预脱硫渣、转炉渣、电炉渣、VOD/VAD 渣、VD 渣、中间包弃渣中的一种或多种；所述铁合金炉渣为铁合金生产过程中产生的炉渣，包括冶炼碳素锰铁产生的炉渣、冶炼铬铁产生的炉渣、冶炼镍铁产生的炉渣、冶炼钒铁产生的炉渣、冶炼硅铁产生的炉渣、冶炼铌铁产生的炉渣和冶炼钼铁产生的炉渣；

所述含氟物料是萤石、 CaF_2 、含氟高炉渣中的一种或几种；

35 所述含铜物料、含铁物料和含氟物料均为球团或粉状物料或制粒；其中，粉状物料的粒度 $\leq 150\mu\text{m}$ ，粒状物料粒度为 5-25mm，粉状物料以喷吹的方式喷入，粒状物料以喷吹或投料的方式加入，载入气体为预热的氩气、氮气、还原性气体、氧化性气体中的一种或多种，预热温度为 0-1200℃。

7、根据权利要求 2 所述的由含锌与铁的混合熔渣回收有价值组分的方法，其特征在于：所述碱性物料为石灰粉、赤泥、脱钠后高钙赤泥、电石渣、白云石粉或生石灰粉中一种或几种；所述碱性含铁物料为 $\text{CaO}/\text{SiO}_2 > 1$ 的碱性烧结矿、钢渣、铁合金渣、碱性铁精矿、碱性预还原球团、碱性金属化球团、碱性高炉渣中的一种或几种；

所述酸性物料为硅石、粉煤灰、煤矸石中的一种或多种；所述酸性含铁物料为 $\text{CaO}/\text{SiO}_2 \leq 1$ 的酸性烧结矿、酸性铁精矿、酸性预还原球团、酸性金属化球团、铜渣、铅冶炼渣、锌冶炼渣、镍冶炼渣、锡冶炼渣、铁合金渣、酸性高炉渣中的一种或几种。

5 8、根据权利要求 1-7 任一所述的由含锌与铁的混合熔渣回收有价值组分的方法，其特征在于：在步骤 S2 中的分离回收进行如下处理：

含有热态或冷态所述富铜相，送往转炉或吹炼炉炼铜，或缓冷破碎磁选分离金属铁后再送往转炉或吹炼炉炼铜，或经磁选分离金属铁或不经磁选分离金属铁后，直接还原，还原产物经磁选分离金属铁后，再送往转炉或吹炼炉炼铜；

10 所述含锌组分、含铅组分、含铋组分与含铟组分挥发，以氧化物形式进入烟尘回收；

含有所述含铁硅酸盐矿物相和/或所述富铁相，采用以下方法 A-G 中的任一种进行熔渣处理：

方法 A：水淬或空冷后，直接用于水泥原料；

15 方法 B：返回到反应混合熔渣中作为热态冶金熔剂；

方法 C：用于浇筑微晶玻璃或作为矿渣棉；

方法 D：将所述含铁硅酸盐矿物相和/或所述富铁相的含铁熔渣保留在熔炼反应装置内或将熔渣倒入保温装置，向含铁熔渣中，吹入温度为 $0 \sim 1200^\circ\text{C}$ 的预热氧化性气体，并保证硅酸盐熔渣温度 $> 1460^\circ\text{C}$ ；当熔渣氧化亚铁含量 $< 1\%$ ，获得氧化后的熔渣；所述氧化后的熔渣直接空冷或水淬，用作矿渣水泥、水泥调整剂、水泥生产中的添加剂或水泥熟料；

方法 E：用于生产高附加值的水泥熟料，方法如下：

25 E-1、将所述含铁硅酸盐矿物相和/或所述富铁相的含铁熔渣保留在熔炼反应装置内或将熔渣倒入保温装置，向熔渣中，加入熔融钢渣、石灰、石灰石、铁合金炉渣、粉煤灰、碱性铁贫矿、铝土矿、熔融高炉渣、赤泥、脱钠后高钙赤泥或电石渣中的一种或几种，充分混合，获得熔渣混合物料；

E-2、向所述熔渣混合物料中吹入预热温度为 $0 \sim 1200^\circ\text{C}$ 的氧化性气体，并保证熔渣混合物料温度 $> 1460^\circ\text{C}$ ；当氧化亚铁含量 $< 1\%$ ，获得氧化后的熔渣；

E-3、对所述氧化后的熔渣，进行空冷或水淬，制得高附加值的水泥熟料；

30 方法 F：所述含铁硅酸盐矿物相和/或所述富铁相的含铁熔渣作为高炉炼铁原料或直接还原炼铁原料：将所述含铁硅酸盐矿物相和/或所述富铁相的含铁熔渣空冷、水淬或缓冷后，用作高炉炼铁或直接还原炼铁原料，直接还原后，采用磁选分离或电炉熔分，磁选产物为金属铁与尾矿，电炉熔分，产物为铁水与熔渣；

35 或，将所述含铁硅酸盐矿物相和/或所述富铁相的含铁熔渣倒入保温装置后，采用以下方法进行分离：熔渣改性后磁选分离：向保温装置中的熔渣，吹入预热温度为 $0 \sim 1200^\circ\text{C}$ 的氧化性气体，并保证熔渣温度 $> 1250^\circ\text{C}$ ，完成熔渣中磁铁矿的转化；将氧化后的熔渣缓冷至室温，破碎、磁选，产物为磁铁矿精矿与尾矿，尾矿作为建筑材料；

方法 G：所述含铁硅酸盐矿物相和/或所述富铁相的含铁熔渣熔融还原炼铁，包括如下步骤：

40 G-1、将所述含铁硅酸盐矿物相和/或所述富铁相的含铁熔渣保留在熔炼反应装置内或将熔渣倒入保温装置，向含铁熔渣中加入含铁物料、还原剂，进行熔融还原，实时监测反应熔渣，通过调控同时满足以下条件：反应熔渣的温度为 $1350 \sim 1670^\circ\text{C}$ 和反应熔渣的碱度 CaO/SiO_2 比值 $= 0.6 \sim 2.4$ ，获得反应完成后的熔渣；

G-2、向熔渣中喷吹预热后的氧化性气体进行熔融还原，形成还原后的熔渣，其中：氧化性气体的预热温度为0~1200℃，并在喷吹过程中，通过调控同时满足以下条件：反应完成后的熔渣的温度为1350~1670℃和反应完成后的熔渣的碱度 CaO/SiO_2 比值=0.6~2.4；

5 G-3、采用以下两种方法中的一种进行分离回收：

方法 I：将还原后的混合熔渣倒入保温渣罐，缓慢冷却至室温，获得缓冷渣；金属铁沉降到反应装置的底部，形成铁坨；将剩余缓冷渣中含金属铁层，破碎至粒度20~400 μm ，磨矿，磁选分离出剩余金属铁与尾矿；

10 方法 II：还原后的混合熔渣，冷却沉降，渣-金分离，获得铁水与还原后的熔渣；还原后的熔渣，按照 A~E 中的一种或几种，进行熔渣处理；铁水送往转炉或电炉炼钢；

或，含有所述富铁相水淬或空冷或倒入保温装置缓冷或经人工分拣与重选结合获得，作为高炉炼铁原料或直接还原炼铁原料或熔融还原炼铁原料或浮选提铜原料或磁选分离金属铁后作为炼铜或直接还原炼铁的原料；浮选过程中，浮选产物为含铜精矿与铁精矿，铜精矿返回炼铜系统，铁精矿作为高炉炼铁原料或直接还原炼铁原料或熔融还原炼铁原料；其中，在直接还原过程中，还原产物磁选分离后，获得金属铁与尾矿，尾矿返回炼铜系统；

20 所述直接还原过程采用转底炉、隧道窑、车底炉、竖炉、回转窑、感应炉中的任一种作为还原设备，利用气基或煤基还原技术，气基为天然气和/或煤气，煤基为无烟煤、烟煤、褐煤、焦煤、焦粉、焦炭中的一种或几种，还原温度为900~1400℃，碱度 CaO/SiO_2 比值=0.8~1.5。

9、根据权利要求8所述的由含锌与铁的混合熔渣回收有价值组分的方法，其特征在于：所述的步骤 S2 中，冷却方式为自然冷却或旋转冷却或离心冷却，沉降方式为自然沉降或旋转沉降或离心沉降；

25 所述混合均匀为自然混合或搅拌混合，搅拌混合为氩气搅拌、氮气搅拌、氮气-氩气混合气搅拌、还原性气体搅拌、氧化性气体搅拌、电磁搅拌、机械搅拌中的一种或几种。

30 10、根据权利要求8所述的由含锌与铁的混合熔渣回收有价值组分的方法，其特征在于：所述燃料与还原剂为固体、液体或气体燃料中的一种或多种，以喷吹或投料的方式喷入，所述喷吹载入气体为预热的氧化性气体、氮气或氩气中的一种或多种，所述预热的温度为0~1200℃；

35 所述固体燃料与还原剂为煤粉、焦粉、焦炭、粉煤灰、烟煤或无烟煤中的一种或多种，形状为粒状或粉状，粒状物料粒度为5~25mm，粉状物料粒度为 $\leq 150\mu\text{m}$ ，所述液体燃料与还原剂为重油，所述气体燃料与还原剂为煤气和/或天然气；所述氧化性气体为预热的空气、氧气、富氧空气、氩气-空气、氩气-氧气、氮气-空气、氮气-氧气中的一种。

INTERNATIONAL SEARCH REPORT

International application No.

PCT/CN2017/115645

A. CLASSIFICATION OF SUBJECT MATTERC22B 7/04(2006.01)i; C22B 15/00(2006.01)i; C22B 19/30(2006.01)i; C22B 13/00(2006.01)i; C22B 11/00(2006.01)i;
C22B 26/10(2006.01)i; C22B 26/20(2006.01)i; C22B 58/00(2006.01)i

According to International Patent Classification (IPC) or to both national classification and IPC

B. FIELDS SEARCHED

Minimum documentation searched (classification system followed by classification symbols)

C22B7/-; C22B26/-; C21B3/-

Documentation searched other than minimum documentation to the extent that such documents are included in the fields searched

Electronic data base consulted during the international search (name of data base and, where practicable, search terms used)

DWPI, SIPOABS, CNABS, CNTXT, 中国期刊网全文数据库, CHINA JOURNAL FULL-TEXT DATABASE: 东北大学, 张力, 张武, 熔渣, 混合, 有价组分, 回收, 锌冶炼渣, 铅冶炼渣, 高炉渣, 钢渣, 铁合金渣, 碱度, 沉降分离, 分离, precipitat+, slag, smelt+, recover+, mix+, zinc, steel+, iron, react+, calcium oxide/silicon dioxide ratio

C. DOCUMENTS CONSIDERED TO BE RELEVANT

Category*	Citation of document, with indication, where appropriate, of the relevant passages	Relevant to claim No.
Y	CN 106755654 A (NORTHEASTERN UNIVERSITY) 31 May 2017 (2017-05-31) description, embodiment 9	1-10
Y	CN 106755656 A (NORTHEASTERN UNIVERSITY) 31 May 2017 (2017-05-31) claim 1	1-10
Y	CN 106755652 A (NORTHEASTERN UNIVERSITY) 31 May 2017 (2017-05-31) description, paragraphs 7-111, and embodiment 3	1-10
A	CN 106755651 A (NORTHEASTERN UNIVERSITY) 31 May 2017 (2017-05-31) description, paragraphs 7-119	1-10
A	CN 87102831 A (ANSHAN THERMAL ENERGY RESEARCH INSTITUTE, MINISTRY OF METALLURGICAL INDUSTRY) 02 November 1988 (1988-11-02) description, embodiments 1 and 2	1-10
A	US 4141722 A (OSAKA IRON & STEEL CO., LTD.) 27 February 1979 (1979-02-27) column 1, line 10 to column 9, line 44	1-10

 Further documents are listed in the continuation of Box C. See patent family annex.

* Special categories of cited documents:

"A" document defining the general state of the art which is not considered to be of particular relevance

"E" earlier application or patent but published on or after the international filing date

"L" document which may throw doubts on priority claim(s) or which is cited to establish the publication date of another citation or other special reason (as specified)

"O" document referring to an oral disclosure, use, exhibition or other means

"P" document published prior to the international filing date but later than the priority date claimed

"T" later document published after the international filing date or priority date and not in conflict with the application but cited to understand the principle or theory underlying the invention

"X" document of particular relevance; the claimed invention cannot be considered novel or cannot be considered to involve an inventive step when the document is taken alone

"Y" document of particular relevance; the claimed invention cannot be considered to involve an inventive step when the document is combined with one or more other such documents, such combination being obvious to a person skilled in the art

"&" document member of the same patent family

Date of the actual completion of the international search

08 May 2018

Date of mailing of the international search report

07 June 2018

Name and mailing address of the ISA/CN

State Intellectual Property Office of the P. R. China
No. 6, Xitucheng Road, Jimenqiao Haidian District, Beijing
100088
China

Authorized officer

Facsimile No. (86-10)62019451

Telephone No.

INTERNATIONAL SEARCH REPORT
Information on patent family members

International application No.

PCT/CN2017/115645

Patent document cited in search report			Publication date (day/month/year)	Patent family member(s)			Publication date (day/month/year)
CN	106755654	A	31 May 2017	None			
CN	106755656	A	31 May 2017	None			
CN	106755652	A	31 May 2017	None			
CN	106755651	A	31 May 2017	None			
CN	87102831	A	02 November 1988	CN	1023640	C	02 February 1994
US	4141722	A	27 February 1979	JP	S5296996	A	15 August 1977
				JP	S5345318	B2	05 December 1978
				IT	1068358	B	21 March 1985

国际检索报告

国际申请号

PCT/CN2017/115645

<p>A. 主题的分类</p> <p>C22B 7/04(2006.01)i; C22B 15/00(2006.01)i; C22B 19/30(2006.01)i; C22B 13/00(2006.01)i; C22B 11/00(2006.01)i; C22B 26/10(2006.01)i; C22B 26/20(2006.01)i; C22B 58/00(2006.01)i</p> <p>按照国际专利分类(IPC)或者同时按照国家分类和IPC两种分类</p>																							
<p>B. 检索领域</p> <p>检索的最低限度文献(标明分类系统和分类号)</p> <p>C22B7/-; C22B26/-; C21B3/-</p> <p>包含在检索领域中的除最低限度文献以外的检索文献</p> <p>在国际检索时查阅的电子数据库(数据库的名称, 和使用的检索词(如使用))</p> <p>DWPI, SIPOABS, CNABS, CNTXT, 中国期刊网全文数据库: 东北大学, 张力, 张武, 熔渣, 混合, 有价组分, 回收, 锌冶炼渣, 铅冶炼渣, 高炉渣, 钢渣, 铁合金渣, 碱度, 沉降分离, 分离, precipitat+, slag, smelt+, recover+, mix+, zinc, steel+, iron, react+, calcium oxide/silicon dioxide ratio</p>																							
<p>C. 相关文件</p> <table border="1"> <thead> <tr> <th>类型*</th> <th>引用文件, 必要时, 指明相关段落</th> <th>相关的权利要求</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>Y</td> <td>CN 106755654 A (东北大学) 2017年 5月 31日 (2017 - 05 - 31) 说明书实施例9</td> <td>1-10</td> </tr> <tr> <td>Y</td> <td>CN 106755656 A (东北大学) 2017年 5月 31日 (2017 - 05 - 31) 权利要求1</td> <td>1-10</td> </tr> <tr> <td>Y</td> <td>CN 106755652 A (东北大学) 2017年 5月 31日 (2017 - 05 - 31) 说明书第7-111段, 实施例3</td> <td>1-10</td> </tr> <tr> <td>A</td> <td>CN 106755651 A (东北大学) 2017年 5月 31日 (2017 - 05 - 31) 说明书第7-119段</td> <td>1-10</td> </tr> <tr> <td>A</td> <td>CN 87102831 A (冶金部鞍山热能研究所) 1988年 11月 2日 (1988 - 11 - 02) 说明书第实施例1、2</td> <td>1-10</td> </tr> <tr> <td>A</td> <td>US 4141722 A (OSAKA IRON & STEEL CO., LTD.) 1979年 2月 27日 (1979 - 02 - 27) 第1栏第10行-第9栏第44行</td> <td>1-10</td> </tr> </tbody> </table>			类型*	引用文件, 必要时, 指明相关段落	相关的权利要求	Y	CN 106755654 A (东北大学) 2017年 5月 31日 (2017 - 05 - 31) 说明书实施例9	1-10	Y	CN 106755656 A (东北大学) 2017年 5月 31日 (2017 - 05 - 31) 权利要求1	1-10	Y	CN 106755652 A (东北大学) 2017年 5月 31日 (2017 - 05 - 31) 说明书第7-111段, 实施例3	1-10	A	CN 106755651 A (东北大学) 2017年 5月 31日 (2017 - 05 - 31) 说明书第7-119段	1-10	A	CN 87102831 A (冶金部鞍山热能研究所) 1988年 11月 2日 (1988 - 11 - 02) 说明书第实施例1、2	1-10	A	US 4141722 A (OSAKA IRON & STEEL CO., LTD.) 1979年 2月 27日 (1979 - 02 - 27) 第1栏第10行-第9栏第44行	1-10
类型*	引用文件, 必要时, 指明相关段落	相关的权利要求																					
Y	CN 106755654 A (东北大学) 2017年 5月 31日 (2017 - 05 - 31) 说明书实施例9	1-10																					
Y	CN 106755656 A (东北大学) 2017年 5月 31日 (2017 - 05 - 31) 权利要求1	1-10																					
Y	CN 106755652 A (东北大学) 2017年 5月 31日 (2017 - 05 - 31) 说明书第7-111段, 实施例3	1-10																					
A	CN 106755651 A (东北大学) 2017年 5月 31日 (2017 - 05 - 31) 说明书第7-119段	1-10																					
A	CN 87102831 A (冶金部鞍山热能研究所) 1988年 11月 2日 (1988 - 11 - 02) 说明书第实施例1、2	1-10																					
A	US 4141722 A (OSAKA IRON & STEEL CO., LTD.) 1979年 2月 27日 (1979 - 02 - 27) 第1栏第10行-第9栏第44行	1-10																					
<p><input type="checkbox"/> 其余文件在C栏的续页中列出。</p> <p><input checked="" type="checkbox"/> 见同族专利附件。</p>																							
<p>* 引用文件的具体类型:</p> <p>“A” 认为不特别相关的表示了现有技术一般状态的文件</p> <p>“E” 在国际申请日的当天或之后公布的在先申请或专利</p> <p>“L” 可能对优先权要求构成怀疑的文件, 或为确定另一篇引用文件的公布日而引用的或者因其他特殊理由而引用的文件(如具体说明的)</p> <p>“O” 涉及口头公开、使用、展览或其他方式公开的文件</p> <p>“P” 公布日先于国际申请日但迟于所要求的优先权日的文件</p> <p>“T” 在申请日或优先权日之后公布, 与申请不相抵触, 但为了理解发明之理论或原理的在后文件</p> <p>“X” 特别相关的文件, 单独考虑该文件, 认定要求保护的发明不是新颖的或不具有创造性</p> <p>“Y” 特别相关的文件, 当该文件与另一篇或者多篇该类文件结合并且这种结合对于本领域技术人员为显而易见时, 要求保护的发明不具有创造性</p> <p>“&” 同族专利的文件</p>																							
国际检索实际完成的日期	国际检索报告邮寄日期																						
2018年 5月 8日	2018年 6月 7日																						
ISA/CN的名称和邮寄地址	受权官员																						
中华人民共和国国家知识产权局(ISA/CN) 中国北京市海淀区蓟门桥西土城路6号 100088	李璐																						
传真号 (86-10)62019451	电话号码 (86-10)53962715																						

国际检索报告
关于同族专利的信息

国际申请号

PCT/CN2017/115645

检索报告引用的专利文件			公布日 (年/月/日)	同族专利			公布日 (年/月/日)
CN	106755654	A	2017年 5月 31日	无			
CN	106755656	A	2017年 5月 31日	无			
CN	106755652	A	2017年 5月 31日	无			
CN	106755651	A	2017年 5月 31日	无			
CN	87102831	A	1988年 11月 2日	CN	1023640	C	1994年 2月 2日
US	4141722	A	1979年 2月 27日	JP	S5296996	A	1977年 8月 15日
				JP	S5345318	B2	1978年 12月 5日
				IT	1068358	B	1985年 3月 21日

表 PCT/ISA/210 (同族专利附件) (2009年7月)